



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

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

Option : Exploitation Minière

Présenté par

Boufatis Oussama

Boucheteb Zina

Thème

***Amélioration de la qualité de fragmentation
(cas du gisement de calcaire Bouzegza Nord)***

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

Président : M^r Maza M

Promoteur : M^r Guelmami A

Examineur : M^{me} Kamli O

Année Universitaire : 2015-2016



REMERCIEMENTS

A l'issu de cette étude, Nous tenons à exprimer nos vifs remerciements à toutes les personnes qui nous ont aidé tout au long de notre travail.

Notre reconnaissance va plus particulièrement à :

*Notre promoteur ^{Monsieur} **Guelmami ali** pour avoir accepté de nous encadrer, Nous lui exprimons par la présente toute notre gratitude pour la confiance qu'il nous a prodigué, pour ses encouragements continus, pour le suivi de près de notre travail et pour ses qualités humaines.*

Notre respect aux membres du jury qui nous feront l'honneur d'apprécier mon travail.

Tous les responsables et personnels de la carrière de bouzegza nord.

Tous les enseignants du département de mine et géologie pour leur disponibilité.

A tout merci.

Dédicaces

A qui je dédie cet humble travail si ce n'est à ma très chers mère et mon père « Que dieu t'accueil dans son vaste paradis », dont le sacrifice, la tendresse, l'amour, la patience, le soutien l'aide et les encouragements sont l'essence de ma réussite, sans eux, je ne serais pas ce que je suis aujourd'hui. Aucune dédicace ne pourrait exprimer mon respect, ma considération et mes profonds sentiments envers eux. Je prie le bon Dieu de les bénir, de veiller sur eux, en espérant qu'ils seront toujours fiers de moi.

- *A ma petite sœur Amani qui ma toujours soutenu.*
- *A tous mes amis et mes collègues : siheme, souhila, fadhila, houda, nadira, sara, tarek, yahia*
- *A mon binom oussama.*
- *A toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail.*

Son Oubliée ma grande mère que je lui souhaite bonne et long vie.

Boucheteb zina

Dédicaces

A qui je dédie cet humble travail si ce n'est à mes très chers parents, dont le sacrifice, la tendresse, l'amour, la patience, le soutien l'aide et les encouragements sont l'essence de ma réussite, sans eux, je ne serais pas ce que je suis aujourd'hui. Aucune dédicace ne pourrait exprimer mon respect, ma considération et mes profonds sentiments envers eux. Je prie le bon Dieu de les bénir, de veiller sur eux, en espérant qu'ils seront toujours fiers de moi.

- *A mes frères Amir, Sara, Oumaima, Rim*
- *A ma binom zina .*
- *A toute personne ayant contribué de près ou de loin à la réalisation de ce travail.*
- *A tous mes amis (charfa, zino, chocho, chihab , morade, issa, hoari)
et mes collègues: Ils vont trouver ici le témoignage d'une fidélité et d'une amitié infinie.*

Son Oubliée ma grande mère que je lui souhaite bonne et long vie.

Boufatis oussama

SOMMAIRE

Liste des abréviations

Liste des figures

Liste des tableaux

Introduction générale 1

Chapitre I

Présentation et géologie du gisement

I.1. Présentation de l'entreprise ENOF 3

I.2. Présentation de la filiale ALGRAN 3

I.3. Historique des travaux 3

I.4. situation administrative 4

I.5. Cadre géographique 4

I.5.1. Situation géographique 5

I.5.2. Coordonnées de périmètre 6

I.6. Cadre géologique 6

I.6.1. La structure géologique de la région 6

I.6.1.1. La stratigraphie 7

I.7. Géologie locale de gisement 9

I.7.1. La stratigraphie 9

I.7.2. Tectonique 11

I.7.3. Structure du gisement 12

I.8. Hydrogéologie 12

I.9. Réserves et qualité du gisement.....	13
Conclusion	14

Chapitre II

Processus technologique d'exploitation du gisement

Introduction.....	15
II.1. L'ouverture de gisement.....	15
II.1.1. Le choix de mode d'ouverture.....	15
II.1.2. Creusement de la demi-tranchée d'accès.....	16
II.1.3. Choix du schéma d'ouverture doit assurer	16
II.1.4. Les étapes de creusement de la demi-tranchée.....	17
II.1.5. Paramètres technologiques de la demi-tranchée.....	19
II.1.5.1. Largeur du fond de la demi-tranchée d'accès	19
II.1.5.2. Longueur de la demi-tranchée.....	20
II.1.5.3. Angle du bord de la demi-tranchée d'accès	21
II.1.5.4. Pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès	21
II.2. L'exploitation de gisement.....	22
II.2.1. Méthode d'exploitation.....	22
II.2.1.1. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après RJEVSKY. V.	22
II.2.2. Les principaux éléments de la méthode d'exploitation à ciel ouvert	23
II.2.2.1. Le gradin	23
II.2.2.2. Plate-forme de travail.....	25
II.2.2.3. Longueur du bloc du travail.....	26
II.2.2.4. Pistes d'accès.....	27
II.2.3. Régime de fonctionnement de la carrière	28
II.2.4. Organisation du travail.....	28

II.2.4.1. Capacité annuelle de production.....	28
II.2.4.2. La Production mensuelle.....	28
II.2.4.3. La Production journalier	29
II.2.4.4. La production hebdomadaire.....	29
II.2.4.5. La production postière.....	29
II.2.4.6. La production horaire.....	30
II.3. Extraction	30
II.3.1. Réserves exploitables.....	30
II.3.2. Durée de vie de la carrière	30
Conclusion	31

Chapitre III

travaux de forage et de tir

Introduction.....	32
III.1. Dètermination des propriétés physique et mécanique des roches de bouzagza nord.....	32
III.1.1. La densité.....	32
III.1.2. La rèsistance à la compression	32
III.1.3. La rèsistance à la traction	32
III.1.4. La rèsistance au déplacement (cisaillement).....	33
III.1.5. Indice de forabilité (I_f).....	33
III.1.6. Dètermination de la tirabilité du calcaire	34
III.2. Foration	35
III.2.1. Les contraintes.....	35
III.2.1.1. Contraintes imposées.....	35
III.2.1.2. Contraintes maîtrisables.....	35
III.2.2. Mode de forage.....	35

III.2.3. Réalisation des travaux de foration	36
III.2.3.1. Paramètres caractérisant l'engin de foration	36
III.2.3.2. Rendement de la sondeuse	36
III.2.3.3. Nombre de sondeuse (foreuse)	37
III.2.3.4. Rendement mensuelle	38
III.3. Abattage des roches	39
III.3.1. Mode d'abattage	39
III.3.2. Forme et dimensions du bloc maximal abattu.....	39
III.4. plan de tir dans la carrière de bouzagza nord.....	40
III.4.1. Le choix de type d'explosif.....	40
III.4.2. Paramètre optimaux de Tir	42
III.4.3. Condition du tir.....	43
III.4.4. Calcul des Paramètres de Tir sur les norme de gisement.....	44
III.4.4.1. Inclinaison du trou	44
III.4.4.2. La ligne de moindre résistance	44
III.4.4.3. Longueur du trou	49
III.4.4.4. longueur de sous forage	49
III.4.4.5. La ligne de la résistance au pied du gradin.....	49
III.4.4.6. Distance entre deux trous.....	49
III.4.4.7. Distance entre deux rangé.....	49
III.4.4.8. longueur du bloc à tirer.....	50
II.4.4.9. Quantité d'explosif mettre dans chaque trou	50
II.4.4.10. Longueur de la charge d'explosif.....	51
II.4.4.11. Longueur du bourrage	51
II.4.4.12. Longueur de bourrage bouchon	51
II.4.4.13. Longueur de bourrage intermédiaire.....	51
II.4.4.14. Longueur de la charge principale lors de la structure discontinue.....	51

II.4.4.15. Volume des roches abattues par un trou	51
II.4.4.16. Nombre des trous à forer dans un bloc.....	51
II.4.4.17. Quantité d'explosif dans un bloc	52
II.4.4.18. Largeur du tas de roches à abattre.....	52
II.4.4.19. Hauteur du tas de roches abattues	52
III.5. Amorçage des charges explosives.....	52
III.5.1. La chaîne d'amorçage.....	53
III.5.1.1. Détonateur.....	53
III.5.1.2. Fils électrique.....	53
III.5.1.3. Micro retard	53
III.5.1.4. Cordeau détonant.....	53
III.5.1.5. Exploseur	53
III.6. Détermination des rayons de la zone dangereuse	53
III.6.1. Rayon de la zone sismique	54
Conclusion	55

Chapitre IV

Etude de cas

Introduction.....	56
IV.1. Régime de fonctionnement de la carrière.....	56
IV.1.1. La production annuelle	56
IV.1.2. La durée de vie de la carrière.....	56
IV.1.3. la Production mensuelle.....	56
IV.1.4. La Production journalier	56
IV.1.5. La production hebdomadaire.....	57

IV.1.6. La production postière	57
IV.1.7. La production horaire.....	57
IV.2. Les Paramètres de tir proposés	58
IV.2.1. Les Paramètres de trous.....	58
A.1. Diamètre de trous.....	58
A. 2. Longueur du trou.....	58
A.3. Longueur de sous forage.....	58
IV.2.2. La ligne moindre la résistance.....	59
IV.2.3. Distance entre deux trous	59
IV.2.4. Distance entre deux rangé	59
IV.2.5. Longueur du bloc à tirer.....	59
IV.2.6. Quantité d'explosif à mettre dans chaque trou.....	60
IV.2.7. Longueur de la charge d'explosif.....	60
IV.2.8. Longueur de bourrage	60
IV.2.9. Longueur de bourrage bouchon.....	60
IV.2.10. Longueur de bourrage intermédiaire.....	6060
IV.2.11. Longueur de la charge principale lors de la structure discontinue.....	60
IV.2.12. Volume des roches abattues par un trou.....	61
IV.2.13. Volume du bloc abattu	61
IV.2.14. Nombre des trous à forer dans un bloc.....	61
IV.2.15. Quantité d'explosif dans un bloc	61
IV.2.16. largeur du tas de roches à abattre	61
IV.3. Rayon de la zone sismique.....	62
IV.4. Mode de tir.....	63
Conclusion	64

Chapirte V

Chargement et transport

Introduction.....	65
V.1. chargement.....	65
V.1.1. Généralité.....	65
V.1.2. caractéristiques de la chargeuse KAWASAKI type 95ZV.....	66
V.1.3. Choix du type de chargeuse.....	66
V.I.3.1. Calcul Temps de cycle de chargeuse T_c	68
V.1.4. Calcul du rendement de La chargeuse.....	68
V.1.4.1. Rendement journalier.....	68
V.1.4.2. Rendement annuelle.....	68
V.1.5. Nombres de chargeuse.....	68
V.2. Transport.....	68
V.2.1. Généralité.....	68
V.2.2. Calcule d'exploitation du camion.....	70
V.2.2.1. Nombre de godets.....	70
V.2.2.2. Temps de cycle de camion T_c	71
IV.2.3. Rendement d'un camion.....	72
V.2.3.1. Rendement journalier.....	72
V.2.3.2. Rendement annuel.....	73
IV.2.4. Nombre des camions.....	73
Conclusion.....	75

chapitre VI

la sécurité

Introduction.....	76
-------------------	----

VI.1. Classification des accidents	76
VI.2. Causes des accidents	76
VI.3. Consignes de sécurité.....	77
VI.3.1. Mesure de protection individuelle.....	77
VI.3.2. Mesure de protection contre l'électrocution	77
VI.3.3. Mesure concernant les travaux de tir	77
VI.3.3.1. Stockage des explosifs.....	77
VI.3.3.2. Transport des explosifs.....	77
VI.4. Protection individuelle.....	78
VI.5. Lutte contre la formation des poussières	78
VI.6. Lutte contre bruit	78
Conclusion	79
Conclusion général.....	80

Bibliographie

ANNEXE

Liste des figures

Figure I.1 : Plan général de situation du gisement.....	5
Figure I.2 : la carte géologique de Bouzegza nord(ORGM).....	7
Figure I.3 : colonne stratigraphique de Bouzegza.....	11
Figure I.4 : coupes lithologique de Bouzegza.....	12
Figure I.5 : volume des réserves géologique et exploitable.....	13
Figure II.1 : Forage des trous de diamètre de 32 mm.....	17
Figure II.2 : Evacuation des roches	18
Figure II.3 : Elargissement du la demi-tranchée.....	18
Figure II.4 : Largeur du fond de la demi-tranchée.....	20
Figure II.5 : piste d'accès au niveau de la carrière	21
Figure II.6 : Eléments géométrique et technologiques d'un gradin.....	24
Figure II.7 : plate-forme de travail.....	26
Figure III.1 : foreuse forokawa.....	38
Figure III.1 :Explosif brisant en cartouches (Marmanite)	41
Figure III.2 :Explosif en vrac (Anfomil)	41
Figure III.3 :graphe Consommation spécifique d'explosif changé par rapport le nombre.....	48
Figure III.4 : schémales paramètres de tir	50
Figure III.5 :Schéma de tir de mine.....	52
Figure IV.1 : plan de travaux de forage et de tir.....	63
Figure IV.2 : plan de connexion des travaux de Tir	64
Figure V.1 : Chargeuse KAWASAKI type 95ZV	66
Figure V.2 : camion Marque TEREX, type RD32.....	69
Figure V.3 : plan de chargement – transport.....	74
Figure VI.I : les risques de chute	76

Liste des tableaux

Tableau I.1 : Les coordonnées des sommets du périmètre délimitant le gisement	6
Tableau I.2 : Les réserves et qualité du gisement	13
Tableau II.1 : Paramètres de la méthode d'exploitation	28
Tableau III.1 : Indice de forabilité (I_f) des roches et leur classement.....	34
Tableau III.2 : Tirabilité des roches en fonction de la consommation d'étalon	34
Tableau III.3 : Caractéristique de la sondeuse	38
Tableau III.4 : Caractéristique de ces deux explosif.....	42
Tableau III.5: Coefficient tenant compte du degré de concentration réelle de la charge.....	46
Tableau III.6 : Coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées	47
Tableau III.7 : Consommation spécifique d'explosif changé avec le nombre de surface libre	47
Tableau III.8 : Présente la consommation spécifique d'explosif « q » en fonction de la dureté des roches ; échelle du Pr.PROTODIAKONOV	48
Tableau III.9 : La valeur du rayon de la zone dangereuse	54
Tableau IV.1 : Les paramètres de forage et de tir	62
Tableau IV.1 : Les paramètres de forage et de tire (suite et fin)	63
Tableau V.1 : Caractéristiques de la chargeuse.....	66
Tableau V.2 : Caractéristiques techniques et géométriques du camion.....	69
Tableau .V.3 : Capacité réelle de transport au niveau de la carrière de Bouzegza nord.....	70
Tableau V.4 : Les valeurs de la vitesse des camions	72

LISTE D'ABREVIATION

UTM : Transverse Universelle de Mercator (en anglais Universal Transverse Mercator).

ORGM : Office Nationale de Recherche Géologie Minière.

ENG : Entreprise Nationale de Granulats.

GPS : en anglais Global positioning system.

RN : Route National.

SSE : Sud-Sud Est.

SSO : Sud-Sud oust.

ONEX : Office Nationale des substances Explosives.

A.T : Accident de travail.

M.P : Maladie professionnelles.

**INTRODUCTION
GENERALE**

Introduction générale

L'Algérie est l'un des pays riches en matières premières ; les bases minières nationales de grande envergure constituent nos gisements de calcaire, de cuivre, de plomb, de zinc, et d'autres substances à partir desquelles s'est développée notre compétence en exploitation.

La mise en exploitation de nouveaux gisements en Algérie est un moyen efficace pour réduire nos dépenses à l'égard de l'étranger ce qui va sans doute être suivi par un développement de la profession minière algérienne à un moment où le gouvernement accorde une grande importance à l'industrie minière.

Tout début d'une activité minière, se manifeste par des travaux miniers dans différentes activités, et à chaque avancement de ces travaux, d'autres suivent les précédents et cela dépend de la nature de ces travaux.

A cet effet, un plan de développement et d'exploitation doit être préétabli initialement et de respecter son application dans le but d'optimiser la réalisation de ces travaux dans le temps d'une part et la maîtrise des coûts alloués à ces derniers d'une autre part, avec un objectif final aboutissant à une production optimale et rentable dans le cadre du respect des normes d'exploitation et d'environnement.

L'abattage des roches à l'explosif est très répandu dans les exploitations minières. Il est établi que la qualité de l'abattage a une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques tels que le chargement, le transport, et le concassage.

Notre travail se pose sur l'amélioration de la fragmentation, car ce problème considère l'un des plus des problèmes posés dans notre carrière.

L'augmentation du taux de hors-gabarits diminue la pénétration des godets, ce qui réduit le rendement des engins de chargement et de transport à cause du mauvais compactage des blocs dans leurs récipients.

L'apport de ce travail est de diminuer la quantité des blocs surdimensionnés (hors gabarit).

CHAPITRE I
PRESENTATION DU SITE
DU GISEMENT D'ETUDE

I.1. Présentation de l'entreprise ENOF

Le groupe ENOF (Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles) exploite 18 mines et carrières et produit une gamme variée de minerais, il est organisé en 6 filiales depuis le 1er janvier 2001.

Spécialisé dans l'exploitation des mines souterraines et à ciel ouvert pour la production des minerais non ferreux et des substances utiles non métalliques, le groupe ENOF a pour vocation : la production, la commercialisation et le développement des produits miniers.

La diversité et la qualité de ses produits font du groupe ENOF un partenaire de choix pour les industries nationales et internationales.

Sa progression est marquée par les investissements qu'il engage chaque année dans les opérations de développement et de la mise en valeur de nouveaux gisements.

I.2. Présentation de la filiale ALGRAN

Filiale du Groupe ENOF, activant dans le secteur des mines, ALGRAN (Algérienne des granulats) est spécialisée dans la production d'agrégats et compte dans son portefeuille 9 unités d'agrégats implantées sur tout le Nord de l'Algérie, dont celle de Keddara.

La Filiale ALGRAN a pour objet la recherche, le développement et l'exploitation des carrières, la production et la commercialisation des agrégats. [1]

I.3. Historique des travaux

La documentation géologique disponible est celle relative aux travaux d'exploration réalisés par :

- L'UREG-ENDMC en 1991 pour le compte de L'ENG et qui réside dans :
 - L'établissement des levés topographique, géologique et géophysique sur 80 hectares au 1/2000.

- Matérialisation de quatre profils parallèles distants chacun de 140 à 150m l'un de l'autre.
 - Echantillonnage des affleurements selon les profils sur 50m afin de recouper toutes les couches de calcaires.
 - Travaux de laboratoire.
 - Rapport final avec le calcul des réserves.
- L'ORGM en 2005 pour le compte de la filiale ALGRAN de groupe ENOF dans le cadre de la demande du titre minier d'exploitation à savoir :
- Levés topographique au 1/1000 sur 23 hectares, les 50 hectares restants ont fait l'objet d'une extrapolation à partir de la carte au 1/25000.
 - Les observations géologiques ont été faites le long des profils suivant une maille de 100x20m par GPS.
 - L'élaboration de la carte géologique schématique de la partie Nord du gisement à partir des observations faites, la partie Sud a été extrapolée.
 - Echantionnage de surface selon les profils.
 - Travaux de laboratoire de détermination des caractéristiques physico-chimiques des calcaires.
 - Rapport final avec calcul des réserves.

I.4. situation administrative

Administrativement, le gisement fait partie au territoire de la commune de Kherouba, daïra de Boudaoud Wilaya de Boumerdes. Le projet s'étend sur 80 hectares comportant une zone en exploitation, une zone occupé par l'installation fixe et une zone regroupant, ateliers et sécurité.

Fiche technique du gisement :

- N° de l'autorisation d'exploitation : 2871 PM 10 Mars 2007.
- Exploitant : ALGRAN SPA
- Activité : Exploitation d'agrégats.

- Gisement : Bouzegza Nord "M'hanna".
- Substance : calcaires pour granulats.
- Utilisation : Bâtiment et Travaux publiques
- Localisation : Bouzegza, Kherrouba, Boumerdes.

I.5. Cadre géographique

I.5.1. Situation géographique

Le gisement de Keddara actuel est en voie d'épuisement. Pour le remplacer l'entreprise a acquis quatre Permis d'exploitation sur le site de Keddara :

Bouzegza nord dit M'hanna, Djebel Ifri, Boundass, Dra–Essaha.

Le gisement Bouzegza nord est situé à une distance de 54 km au l'est de la ville d'Alger. la carrière est accessible à partir de la route nationale RN29 par un accès de 08 km passant par l'unité ALGRAN Keddara.



Figure I.1 : Plan général de situation du gisement (18/03/2016).

I.5.2. Cordonnées de périmètre

Le bornage du périmètre du projet Bouzegza Nord est déterminé selon les coordonnées UTM. Il est représenté par quatre points qui sont comme suit :

Tableau I.1 : Les coordonnées des sommets du périmètre délimitant le gisement.

Point	X	Y
1	539400	4052300
2	539400	4051300
3	538600	4051300
4	538600	4052300

La superficie de gisement est de 80 ha.

L'altitude du périmètre culmine à 672 m.

I.6. Cadre géologique

I.6.1. La structure géologique de la région

Les roches sédimentaires de la région Est de l'Algérois affleurent sur une grande surface, offrant un très fort potentiel en agrégats, Plusieurs carrières exploitent ces matériaux de construction ; elles ont été surtout implantées en grand nombre dans la région de KEDDARA, dont l'unité ENOF fait partie, en raison de la facilité d'accès et de la proximité du massif montagneux du BOUZAGZA par rapport à la capitale (Alger).

Sur le plan géologique la région fait partie du territoire de l'ATLAS TELLIEN. Le relief de la région est très complexe et accentué .Il occupe la dorsale de la chaîne qui s'étend du djebel BOUZEGZA jusqu'à KOUDIAT EL MAROUNE à L'Est.

Les formations géologiques de la région sont caractérisées par des dépôts métamorphiques percés par de petites intrusions de roches acides et basiques ainsi que des roches sédimentaires telles que l'argilite, grès et calcaire, d'âge allant de précambrien au quaternaire. [2]

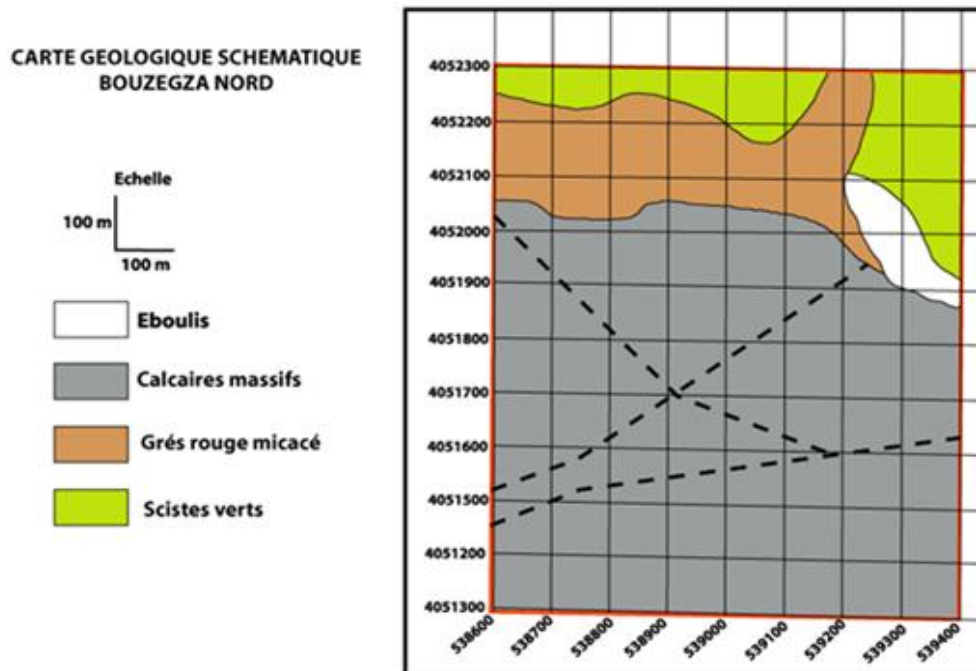


Figure I.2: la carte géologique de bouzegza nord(ORGM)

I.6.1.1. La stratigraphie

Les formations de la région sont constituées par des séries du Précambrien (différentes variétés de schistes, calcaires cristallins), Trias, Jurassique, Crétacé, Paléogène et Quaternaire.

A. Précambrien : Représenté essentiellement par une variété de schistes (phyllithes) métamorphisés, quartz silicate, chlorites, parfois intercalés par des bancs étroits de quartzites gris et gris clair, ainsi que par des calcaires gris brun au Sud du village de KEDDARA. La puissance des dépôts dépasse 2000m.

B. Trias : Très répandu dans les limites de la chaîne calcaire où en rencontre surtout des grés quartzeux, arkoses rouge .Ces terrains renferment des inters couches de Gravelines

et de poudings, parfois on rencontre des couches d'argiles roses et lilas. Ces dépôts sont de 500m de puissance environ.

C. Jurassique : Reconnu par le Jurassique inférieur (Lias) et le Jurassique supérieur (Mal).

✓ Jurassique inférieur (Lias) : il est subdivisé en deux unités :

1-unité inférieur : constitué essentiellement par des calcaires et de dolomies massives gris clair, la puissance de cette unité est de 500m environ.

2- unité supérieure : repérée sur les versants Sud de Djebel BOUZEGZA et DRA SAHAR en concordance sur les calcaires argileux gris et lilas gris d'une puissance de 150 m environ.

✓ Jurassique Supérieure (Malm) : rencontré sous forme de petites écailles au niveau d'un grand accident sublatitudinal longeant le versant Sud de la chaîne calcaire entre les terrains du Crétacé Supérieur et du Paléogène .Constitué par des argiles rougeâtres, avec de radiolarites siliceuses de couleur verdâtre et cerise .

D. Crétacé : Il est représenté par le Crétacé inférieur et le Crétacé supérieur.

❖ Crétacé inférieur : Représenté essentiellement par des formations flychoïdes .il est subdivisé en Néocomien Aptien et Aptien albien.

✓ Néocomien, aptien : représenté en forme de bande sublatitudinale vers l'Ouest de l'oued ISSER. Repose sous forme d'une grande écaille représentée par une alternance régulière de couches de grés-quartzeux blancs, gris et d'argilites la puissance de la formation est de 500 à 700m environ.

✓ Aptien, albien : constitué de flysch formés par une alternance régulière des grés et surtout des argilites, d'une puissance de 1000m environ.

❖ Crétacé Supérieur Cénomaniens : Il est en contact avec les dépôts du crétacé inférieur et du paléogène. Il est surtout séparé de ceux-ci par des accidents disjonctifs. Représenté par des marnes schisteuses uniformes, grises et gris foncé, par endroit assez massives, d'une puissance dépassant le 1000m.

E. Paléogène : Subdivisé en deux unités : Eocène et Oligocène.

1. Eocène

▪ Eocène Moyen ‘ Lutétien ‘

IL est rencontré sous forme de blocs tectoniques, en nappes et en écailles. Ce sont des calcaires massifs gris et gris clairs, renfermant de nombreux foraminifères. L'assise est d'une puissance de 100m environ.

Au-dessus de cette assise repose une formation flyschoid formée de grés grisâtre, alternée avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 1000m environ.

▪ Eocène supérieur –Oligocène inférieur

C'est une formation flyschoid incorpore des couches de conglomérats polygéniques (jusqu'à 5m de puissance). La puissance de ces dépôts est de 600m à 800m environ.

2. Oligocène

C'est une formation de flyschs (série puissante) alternée par des grés et des marnes. Dans la partie inférieure de la coupe de l'assise au-dessus des marnes prédominent les grés arkoses, calcaires polygéniques grossiers, gris, assez consistants, en gros bancs (jusqu'au gravelites).

Dans la partie supérieure de la coupe de l'assise, il y a une alternance de bancs puissants de 5 à 10m de grés gris, calcaire, quartz micacés et de marnes micacées la puissance de l'assise atteint 100m.

F. Quaternaire

Représenté par plusieurs types génétiques :

- Type alluvionnaire : Se trouvant dans les lits actuels des oueds et sur les terrasses.
- Type diluvial - pluvial des creux et des versants.

- Travertins formés par les sources qui sortent en surface traversant des couches de roches carbonatées. La puissance des dépôts du quaternaire varie de 1,5 à 3m.

I.7. Géologie locale de gisement

I.7.1. La stratigraphie

Le gisement de calcaires de Bouzegza Nord d'âge Eocène Moyen (Lutétien) marin est essentiellement formé par des calcaires massifs gris et gris clairs à foraminifères, parfois rougeâtres, à grains fins et moyens. L'assise à une puissance de 100 m environ.

Les calcaires sont grossièrement lités et ont un pendage qui varie entre 20 et 30° en directions SSE à SSO, et sont affectés en surface par des cavités karstiques de dimensions variables. [2]

A la base les calcaires reposent en blocs tectoniques sur des grès rougeâtres et brunâtres, friables à légèrement compacts à ciment carbonaté, à galets de quartz, et contient parfois des marnes versicolores. Ces grès limitent le gisement au Nord et Nord-est ; Il est à signaler que ces calcaires sont parfois recouverts par des grès massifs, siliceux et ferrugineux. Le passage des calcaires vers les grès se fait progressivement. Au début ces grès sont compacts et deviennent de plus en friables et tendres.

La substance utile dans ce gisement est représentée par les calcaires à nummulites du Lutétien ; La roche est massive affectée de nombreux filon nets ramifiés de calcite blanche cristalline avec par endroit des inclusions sporadiques de barytine à gros cristaux.

Dans les zones de faille, on note la présence de brèches de calcaires cimentés par de la calcite, de la dolomie et de la barytine ; L'étude pétrographique montre que les calcaires sont essentiellement constitué par de la calcite en grains micritiques finement cristallisés en pâte carbonatée, de texture massive, organogène par endroit.

Le reste de fossiles varie de 25 à 40% de la masse, quant aux hydroxydes, ils varient de 1 à 4%. Le quartz est l'ordre de 5%.

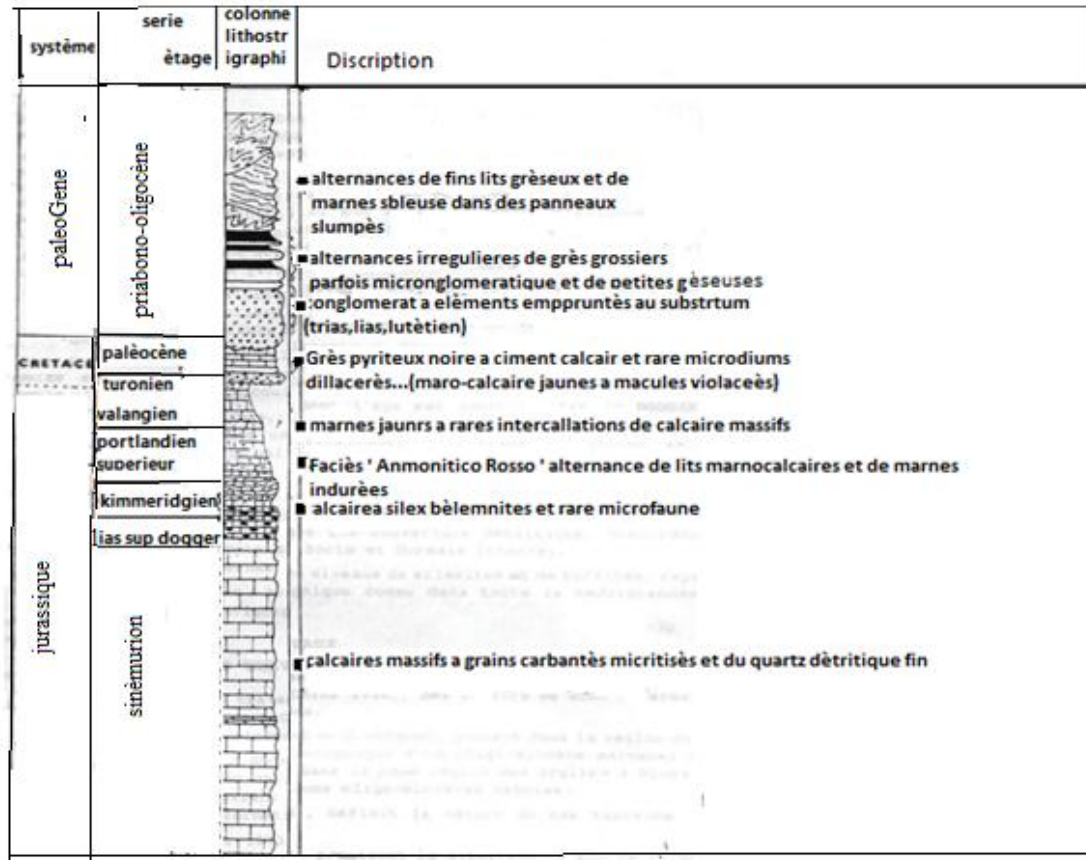


Figure I.3 : colonne stratigraphique de Bouzegza [2].

I.7.2. Tectonique

Deux familles de failles majeures ont affectés djebel Bouzegza, l'une en plein milieu passant par le sommet, l'autre par contre est tangentielle longeant Oued KEDDARA.

Elles sont parallèles de direction Nord-Sud engendrant des décrochements senestre et des failles satellites et intraformationnelles dans toutes les directions ; les diaclases sont très fréquentes, surtout dans la partie sommitale du gisement.

Dans la limite nord du gisement, les calcaires repose en discordance sur les formations des grès, argiles et schistes, région où se manifeste une faille dont la largeur dépasse les 60 mètres.

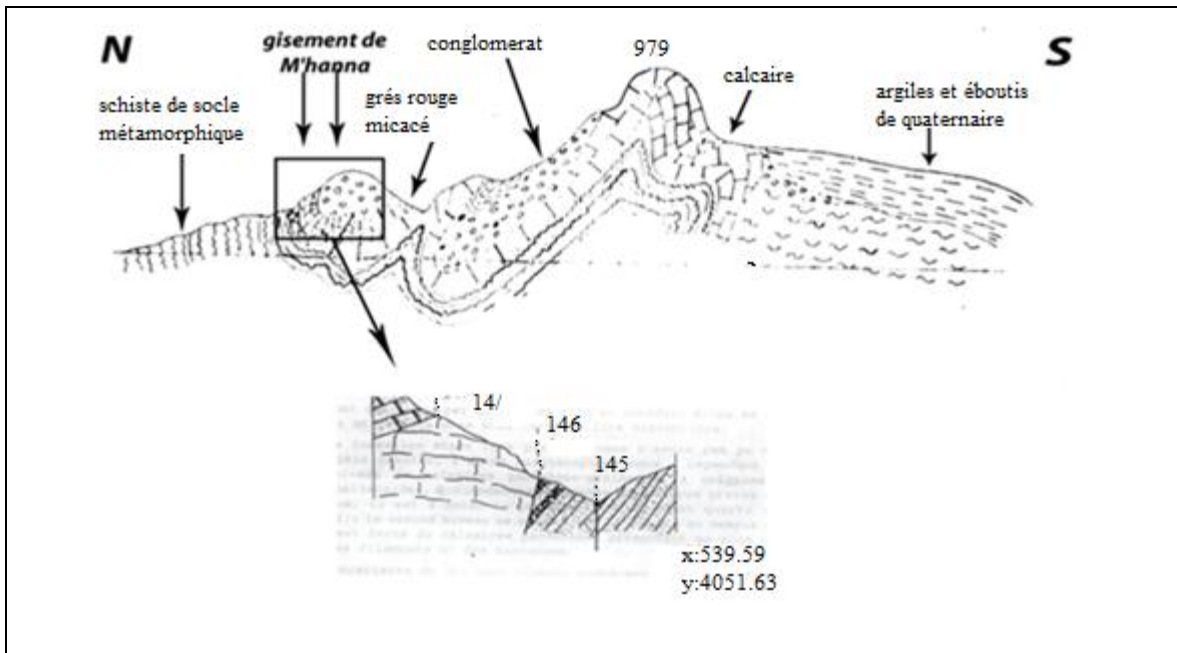


Figure I.4 : coupes lithologique de Bouzegza [2]

I.7.3. Structure du gisement

Les formations de l'Eocène Moyen Lutétien dans lesquelles sont incluses les couches de calcaires sont sous forme d'un monoclinale de direction Ouest Nord-Ouest Est Sud- Est, le centre du gisement se caractérise par un repli synclinal dissymétrique. Le gisement de calcaires est situé sur la terminaison Nord du monoclinale où le pendage des couches est de direction Sud avec un angle de pendage qui varie de 10 à 15°.

I.8. Hydrogéologie

Le gisement constitue la façade Sud du Bassin versant du barrage de Keddara ; La région se caractérise par une pluviométrie qui varie en 600 et 900mm par an. On note la présence d'une petite source d'eau sur le versant Nord ainsi que la présence de deux oueds qui sont à sec, mais dont il faut tenir compte au cours de l'exploitation : oued Sidi Aïssa qui prend sa source au de la crête 672 et qui longe le lis en direction du NW et Oued El Maleh qui le longe à l'Ouest. [2]

I.9. Réserves et qualité du gisement

selon les études réalisées par L'ORGM en 2005 :

Tableau I.2 :les rèserves du gisement

réserves géologiques	30700 000	tonnes
réserves exploitables	25 465 195	tonnes

Le calcul des réserves n'concerné qu'une partie du gisement, Les premiers résultats a été faite par les ingénieurs de la société sont portés sur l'Annexe.

Conclusion

La production d'une mine ou d'une carrière, commence par l'identification, la recherche géologique, et l'évaluation des réserves existant.

D'après l'étude géologique et topographique du gisement de Bouzegza nord on aboutit que les réserves sont de l'ordre de 30 700 000 tonnes. [2]

CHAPITRE II

Processus et technologie d'exploitation du gisement

Introduction

L'exploitation du gisement doit se faire en deux temps : le développement, qui consiste à décaper les collines pour ôter le stérile ainsi que la végétation posée sur la surface du Gisement, elle est effectuée avant d'entamer les travaux de préparation à l'aide du bulldozer, et l'abattage, qui consiste à extraire la roche du calcaire. [3]

II.1. L'ouverture du gisement

L'ouverture d'un gisement a pour but la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation.

Elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitations (préparer le champ à l'abattage).

II.1.1. Le choix du mode d'ouverture

Lors de l'exploitation d'un gisement à ciel ouvert, il est rationnel de choisir le mode d'ouverture répondant aux conditions les plus efficaces de l'exploitation.

Généralement l'ouverture d'un gisement, exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont les facteurs géologiques miniers et économiques.

Les facteurs géologiques :

- Relief du terrain.
- Forme dimensions du gisement.
- Puissance, profondeur et pendage du gîte.

Les facteurs technico-minière :

- Productivité de la carrière.
- Durée du service de la carrière.
- Moyen de mécanisation et sécurité de travail.

Les facteurs économiques :

- Dépenses capitales de la carrière.
- Rendement.

L'ouverture d'un gisement dépend de plusieurs facteurs parmi lesquels on peut citer :

- Réserves du gisement et des dimensions du champ de la carrière.
- Propriétés physiques et mécaniques du massif rocheux à exploiter.
- De la méthode d'exploitation.
- De la production annuelle planifiée par la carrière.
- De la machinerie adaptée.

Etant donné que le gisement de Djebel BOUZEGZA à BOUMARDES est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par **demi-tranchée d'accès**.

Le choix du forme du tracé dépend de la pente, des dimensions du flanc de coteau, et de la demi-tranchée dans la carrière montagneuse, on utilise les tracés en **forme de serpentine**.

La largeur du fond de la demi-tranchée est définie par le type de transport utilisé ou par le mode de creusement, elle ne doit pas être inférieure à la somme de la largeur. [2]

Des moyens de transport, de la distance de sécurité, de la largeur de rigole et des autres éléments de Djebel BOUZEGZA, le type de transport utilisé est le transport par camions, pour ce type de transport d'après la pratique est :

- Pour le transport à une seule voie (06-10) m.
- Pour le transport à double voie (08-20) m.

Dans la carrière de DjebelBOUZEGZA, la circulation se fait à doubles voies.

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

Le creusement de la demi-tranchée pour les conditions des roches de Djebel BOUZEGZA est assuré par les travaux de forage et de tir.

II.1.3. Choix du schéma d'ouverture doit assurer

- ✓ Le fonctionnement des engins au régime favorable.
- ✓ L'exploitation du gisement la plus rentable.
- ✓ La production planifiée.
- ✓ La sécurité du travail.

II.1.4. Les étapes de creusement de la demi-tranchée

La réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait en 4 phases suivantes :

✓ 1^{ère} étape :

La foration des trous de diamètre $D_{tr}=32\text{mm}$ de longueur qui varie de (0.8 à 2) m pour une plat forme de : 4m.

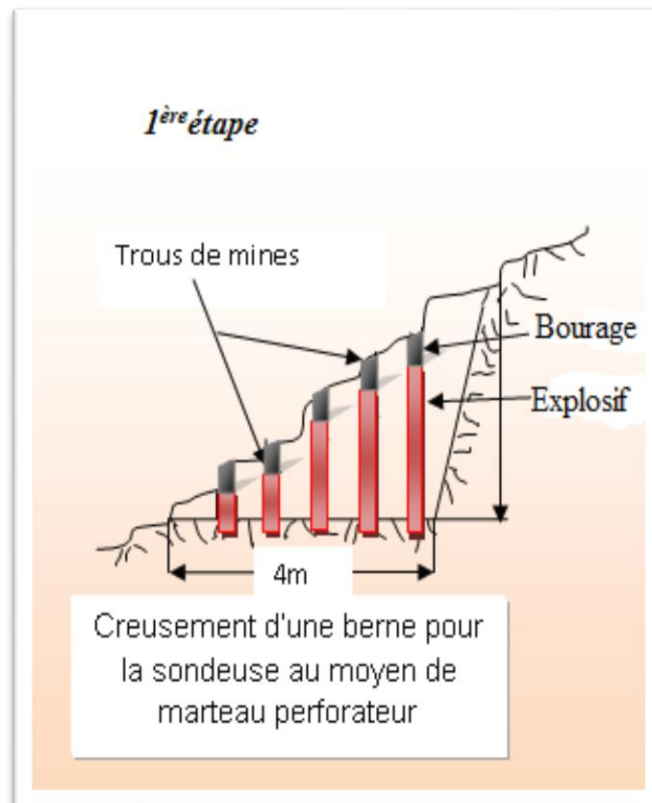


Figure II.1 : Forage des trous de diamètre de 32 mm

✓ 2^{ème} étape :

L'évacuation à l'aide du bulldozer pour réparer la plat forme de travail de : 4m.



Figure II.2 : Evacuation des roches

✓ 3ème étape :

Après l'évacuation des roches abattues, on introduit les sondeuses. Ces dernières foré des trous inclinée ou horizontaux dépassant largement les : 10m.

✓ 4ème étape :

Chargement des trous à l'explosif et tir des trous, ensuite les roches abattus seront charger et transporter par les camions et en fin la réparation de la plate-forme à l'aide du bulldozer.

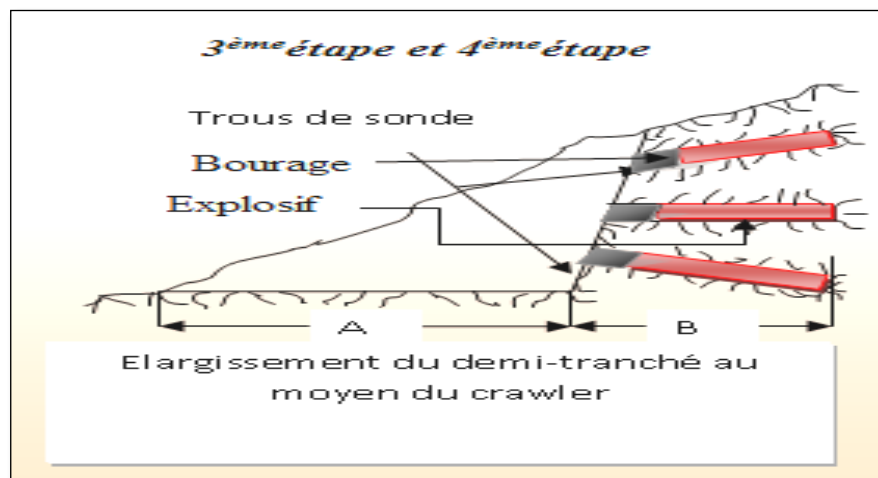


Figure II.3 : Elargissement du la demi-tranchée.

II.1.5. Paramètres technologiques des demi-tranchées

Les paramètres d'une demi-tranchée sont :

- a- Largeur du fond de la demi-tranchée.
- b- Longueur de la demi-tranchée.
- c- Angle du bord de la demi-tranchée.
- d- Pente longitudinale de la demi-tranchée.

II.1.5.1. Largeur du fond de la demi-tranchée d'accès

La largeur du fond de la demi-tranchée d'accès se détermine en fonction de type et caractéristiques des engins utilisées ainsi propriétés physico mécaniques des roches.

Le calcul de la largeur de la demi-tranchée d'accès se fait de la manière suivante :

$$T=2b+2a+x +R+E ; (m)$$

Où :

a : largeur du camion ; b=5m (voir partie de transport).

b : le bas-côté (l'accotement) ; b = 1.5m.

x : distance de croisement ; x =1m.

R : la rigole ; R=0.5m.

E : Largeur de la digue de protection ; E = 1m

Donc :

$$T = (2*1.5) + (2*5) +1+ 0.5 +1=15.5m.$$

La largeur de la demi-tranchée dans la carrière de Djebel BOUZEGZA proposé est de 16m.

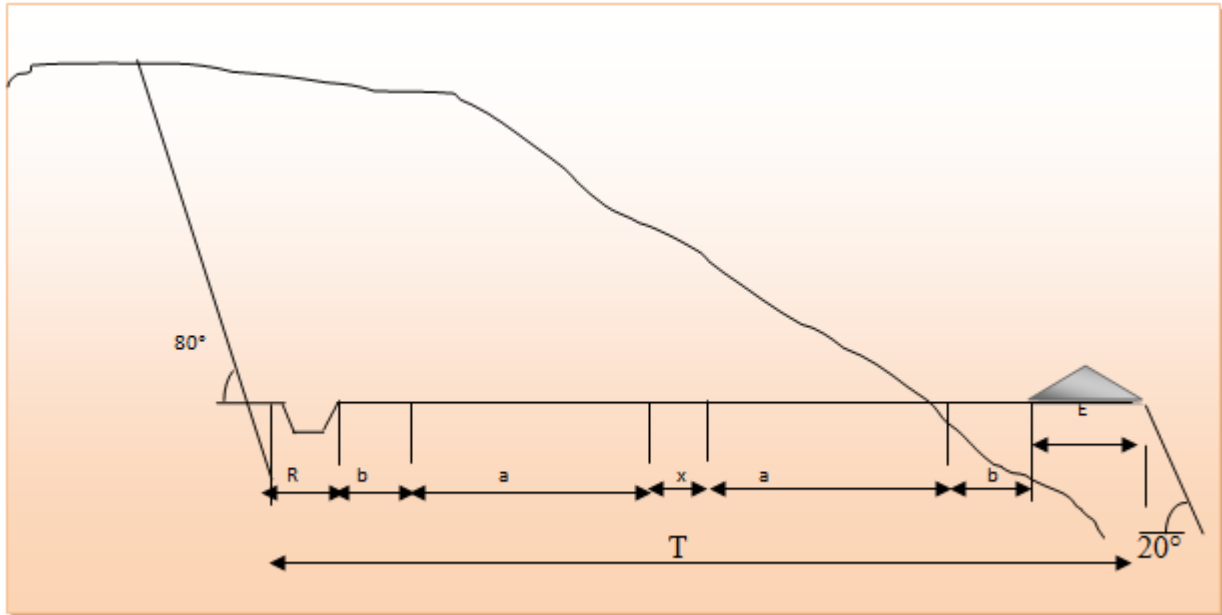


Figure II.4 :Largeur du fond de la demi-tranchée.

II.1.5.2. Longueur de la demi-tranchée

Se calcule par la formule suivant :

$$L = \frac{(H_f - H_i) * k_a}{i_d} ; \text{m.}$$

Où :

H_f : le niveau supérieure de la demi tranchée d'accès ; $H_f = 670\text{m}$.

H_i : le niveau inférieure de la demi tranchée d'accès $H_i = 400\text{ m}$.

i_d : la pente directrice de la demi-tranchée pour notre cas (8 à 12)%.

k_a : coefficient d'allongement du tracé qui dépend de type de jonction des tranchées de jonction.

Donc :

$$L = \frac{(670 - 400) * 1.4}{0.1} = 3780 \text{ m.}$$

II.1.5.3. Angle du bord de la demi-tranchée d'accès

L'angle du bord de la demi-tranchée d'accès est déterminé d'après les propriétés physicochimiques des roches, dans la carrière de Djebel BOUZEGZA l'angle du bord de la demi-tranchée d'accès est de 80° . [4]

II.1.5.4. Pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès

La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès généralement déterminée en fonction de type de transport utilisé ; Dans la carrière Djebel BOUZEGZA le type de transport utilisé par camions.

Alors : la pente longitudinale de la demi-tranchée égalé à (8 à 12)%.



Figure II.5 : la largeur de la piste d'accès.

II.2. L'exploitation de gisement

Il existe une relation entre la méthode d'exploitation et les caractéristiques du gisement afin de permettre la récupération optimale des réserves.

II.2.1. Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation est basée sur les modes de déplacement des roches de recouvrement au terril. En découverte, les engins mis en œuvre pour déplacer les pré-déterminent les principaux paramètres de la méthode d'exploitation.

La méthode d'exploitation est donc, un certain ordre qu'on doit suivre pour réaliser le complexe des travaux miniers qui nous assure l'extraction de la substance utile en quantité et en qualité. Bien réglée et planifiée, dans des conditions de sécurité lors de la mise en valeur rationnelle des réserves du gisement.[4]

II.2.1.1. Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après RJEVSKY.V

V.RJEVSKY a proposé une classification qui tient compte de plusieurs indices dont : [5]

- ❖ La disposition des fronts de travail dans le plan.
- ❖ Le nombre de bords exploitables de la carrière ou mine à ciel ouvert.
- ❖ La direction de progression des travaux.
- ❖ La disposition des terrils par rapport au contour du champ minier.
- ❖ L'angle d'inclinaison des gites.

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

- Méthode d'exploitation sans transportes.
- Méthode d'exploitation avec engin de transporte.
- Méthode d'exploitation avec transporte des déblais.
- Méthode d'exploitation combines.

Les facteurs suivants sont liés entre eux ils déterminent le mode d'exploitations caractéristiques géologiques du gisement :

- Méthode d'exploitation est ces paramètres (hauteur et nombre de gradins, largeur de la plate-forme de travail, nombre d'enlèvements etc.....).

- Rendement planifié de la carrière.
- La puissance et nombres d'engins prenant part à la chaîne des processus technologiques de l'exploitation.

Ainsi la méthode d'exploitation est déterminée par l'allure des gisements et les propriétés physico-mécaniques de la roche.

D'après les conditions du gisement de Djebel BOUZEGZAL l'exploitation s'effectue à ciel ouvert et par gradins de haut en bas.

II.2.2. Les principaux éléments de la méthode d'exploitation à ciel ouvert [7]

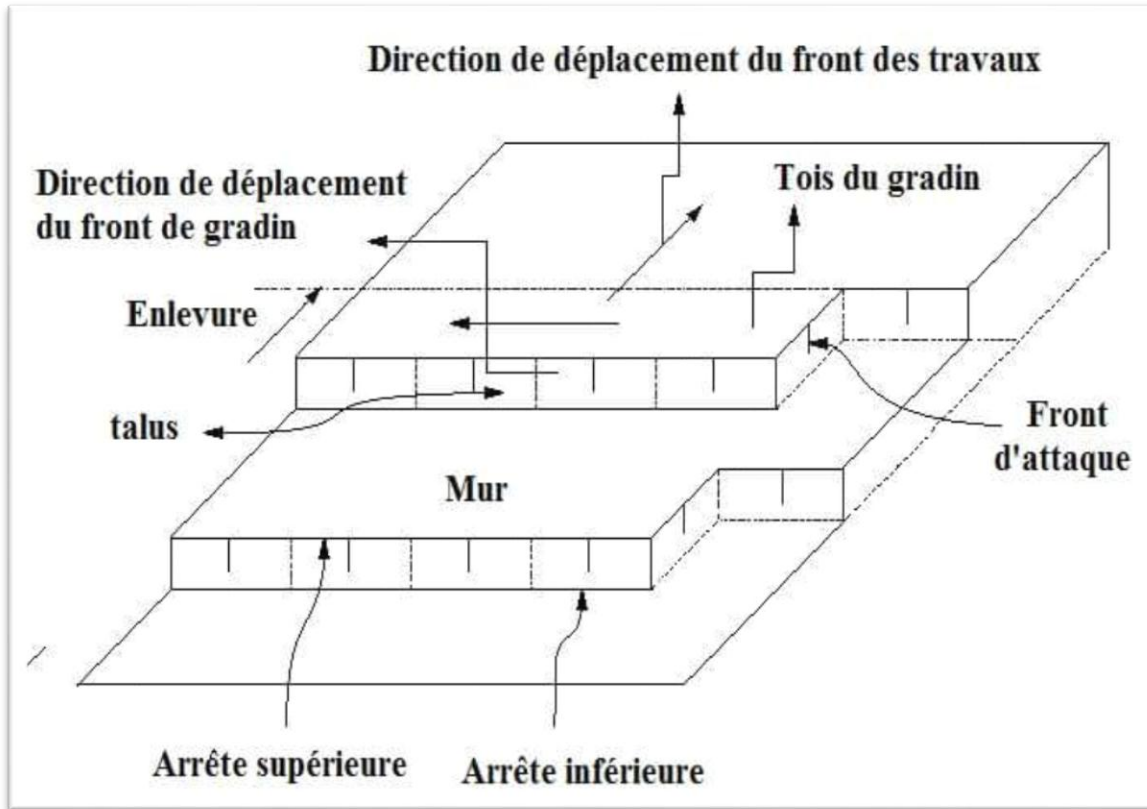
Les principaux éléments de la méthode d'exploitation à ciel ouvert sont :

- ❖ Le gradin.
- ❖ La plate-forme de travail.
- ❖ Longueur du bloc du travail.
- ❖ pistes d'accès.

II.2.2.1. Le gradin [8]

L'élément fondamental de l'exploitation à ciel ouvert est le gradin. Les gradins sont caractérisés par :

- Leur hauteur.
- Leur talus.
- L'angle du talus du gradin.
- Arête inférieure et supérieure du gradin.
- Tranches d'enlèvement.
- La largeur des plates-formes de travail supérieure et inférieure.



FigureII.6 : Eléments géométrique et technologiques d'un gradin [6]

A. Hauteur du gradin

Plusieurs facteurs interviennent dans la détermination de la hauteur du gradin :

- Caractéristiques des excavateurs employés (hauteur d'engins d'excavation).
- Nature et stabilité des roches.
- La puissance des engins d'extraction (pelles et chariot de foration).
- Règles de sécurité.
- Capacité de production.

Il existe plusieurs formules selon lesquelles on peut déterminer la hauteur de gradin.

Si on procède à l'exploitation du gisement sans travaux de forage et de tir alors :

$$H_g \leq H_{cr}^{max}$$

H_{cr}^{max} : Hauteur de creusement maximum de l'engin d'extraction ;

$$H_{cr}^{max} = 7.70 \text{ m.}$$

Quand on utilise les travaux de forage et de tir ; la hauteur de gradin doit être calculée comme suit :

$$H_g \leq 1,5 \cdot H_{cr}^{max}(\text{m})$$

$$H_g \leq 11.55 \text{ m}$$

Dans les conditions de la carrière de Djebel BOUZEGZA proposé : $H_{gr}=10$ (m). [2]

B. L'angle de talus du gradin

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 75° et 80° ; du fait que la roche est un calcaire dur, l'angle de talus du gradin sera :

$$\alpha = 80^\circ \text{ pour } H=10 ; \text{ m}$$

II.2.2.2. Plate-forme de travail

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins d'exécution des travaux miniers Elle déterminée par les dimensions des engins de chargement, de transport.

Ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure).

Les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico–mécaniques des roches ; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique) ; et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

La largeur minimale de la plate-forme est la suivante :

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

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

A : Longueur de l'enlevure en massif ;(A=8.29 m).

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif, (X=23.68 m).

C : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport (C=3m)

T : Largeur de la voie de transport, (T=16m)

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement (Z=2.3 m).

Donc :

$$L_{Pt}=8.29+23.68+3+16+2.3$$

$$L_{Pt}\approx 53,27\text{m.}$$

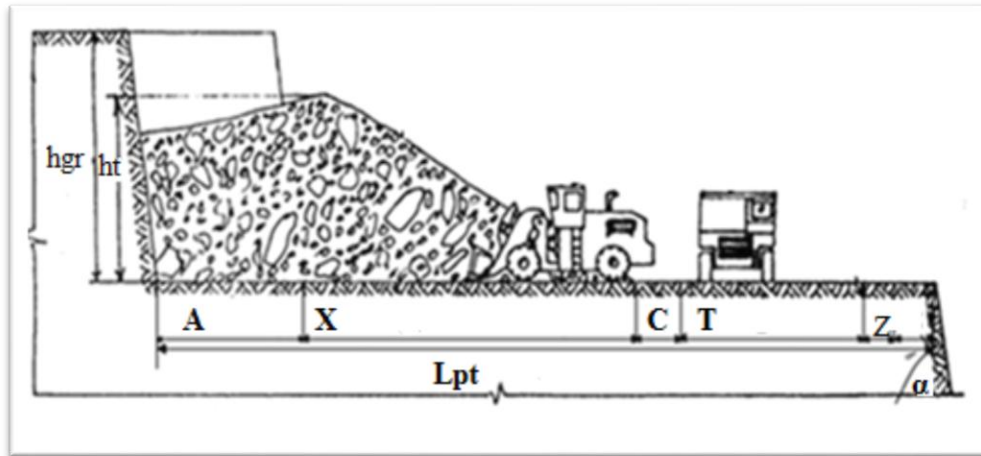


Figure II.7 : plate-forme de travail [6]

II.2.2.3. Longueur du bloc du travail

La forme et les dimensions du tas de roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert. Les principales exigences du tas des roches abattues sont les suivantes :

- Bon remplissage du godet de chargeur tout le long du tas ;
- Sécurité du travail.

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

- ✓ de la capacité du godet de chargeur.
- ✓ de la capacité de la benne du dumper.
- ✓ de l'ouverture de concasseur primaire.

Et sachant que l'ouverture de la mâchoire de concasseur primaire est d'ordre 800mm donc la dimension maximale des blocs doit être inférieure. [2]

II.2.2.4. Pistes d'accès

La piste principale doit être planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, des dimensions techniques des engins de transport, de la production et la durée de vie de la carrière. Le tracé 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. La réalisation des pistes de circulation des Dumpers pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites.

➤ largeur de la piste

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation..... (Voir la partie de la demi-tranchée d'accès)

$$T = 16 \text{ m}$$

Et pour assurer une bonne exploitation on admet les caractéristiques géométriques suivantes :

Hauteur des gradins :

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

Angle d'inclinaison des talus des gradins :

$$\alpha = 80^\circ$$

Longueur de la plate-forme de travail :

$$L_{opt} = 200 \text{ m}$$

Largeur de la plate-forme de travail :

$$L_{pt} = 53,27 \text{ m}$$

Longueur de la piste de transport :

$$L_p = 2200 \text{ m}$$

Berme de sécurité prévue du bord inexploitable :

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

Tableau II.3 : Paramètres de la méthode d'exploitation.

Paramètres	Symboles	Valeurs	Unités
Hauteur du gradin.	H_g	10	m
Largeur d'enlevure.	A	8.29	m
Largeur réduite des tas des roches abattues.	X	23.68	m
Largeur de prisme d'éboulement.	Z	2.33	m
La distance de sécurité entre l'arrête inférieure du tas des roches abattues et la chaussées de transport.	C	3	m
La largeur de la plate-forme de travail.	L_{pt}	53.27	M

II.2.3. Régime de fonctionnement de la carrière

La production sera assurée suivant l'organisation en matière de régime de travail et d'effectif suivantes :

La carrière fonctionne selon le régime suivant :

- Le nombre de mois ouvrable par an 11 mois/an.
- Le nombre de jours ouvrables par semaine 7 jours/semaine.
- Le nombre de poste de travail par jour 1 postes/jour.
- Le nombre d'heures de travail par poste 10 heures/poste.

II.2.4. Organisation du travail

II.2.4.1. Capacité annuelle de production

La production annuelle ($P_{an}=904365 \text{ t/an}$).

II.2.4.2. La Production mensuelle

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

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

$N_{m/an}$: nombre de mois ouvrable par an, qui est égal à 11 mois.

Donc : $P_m = 904365/11$

$$P_m = 82215 \text{ t/ mois}$$

II.2.4.3. La Production journalier

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

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

Où :

P_{an} : production annuel ; $P_{an} = 904365$ Tonnes.

N_j : nombre des jours ouvrables par année.

$$N_j = N_{jc} - (N_{jf} + N_{jr})$$

N_{jc} : nombre des jours suivant le calendrier ; $N_{jc} = 365$ jours.

N_{jf} : nombre des jours fériés par année ; $N_{jf} = 11$ jours.

N_{jr} : nombre des jours Repos par année ; $N_{jr} = 31$ jours.

$$N_j = 365 - (11 + 31) = 323 \text{ jours}$$

$$A_j = 904365 / 323 = 2799,89 \text{ t / j.}$$

II.2.4.4. La production hebdomadaire

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

$$P_H = P_j * N_j$$

N_j : nombre de jours ouvrable par semaine, qui est égal à 7 jours.

Donc : $P_H = 2799,89 * 7$

$$P_H = 19599,24 \text{ t/semaine}$$

II.2.4.5. La production postière

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

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

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

Donc : $P_p = P_j = 2799,89 \text{ t /p.}$

II.2.4.6. La production horaire

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

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

$N_{h/j}$: nombre d'heures par jour, qui est égale à 10 heures.

Donc : $P_h = 2799,89 / 10$

$$P_h = 279,98 \text{ t/h}$$

II.3. Extraction

II.3.1. Réserves exploitables

Les réserves calculées dans le contour des limites consacrées par l'exploitation sont :

Réserves géologiques : 30 700 000 tonnes.

Etant donné que le gisement se caractérise par une formation calcaire en relief montagneux affleurant en totalité et la présence de la couche de découverte d'une épaisseur moyenne de 01m dont le taux de recouvrement (découverte)

La méthode de l'exploitation à ciel ouvert par gradin de 10 à 11 m de hauteur est celle retenue au niveau de ce gisement. [2]

II.3.2. Durée de vie de la carrière

La durée de vie d'exploitation de la carrière est estimée par la formule suivante :

$$D_v = R_{ex} \cdot Y / R_A$$

R_{ex} : réserves exploitables = 25 465 195 m³.

Y : poids volumique du calcaire = 2.64 tonnes / m³.

R_A : production annuel prévisionnelle (abattage) = 904 365 tonnes.

D_v : 25 465 195 * 2.64 / 904365 = 74 années.

Conclusion

On peut conclure que le choix d'une méthode d'exploitation est indispensable avant le début des travaux.

Dans la carrière de Bouzegza nord le transport est effectué par quatre camions, il existe un problème de circulation des engins, pour éviter ce problème il faut élargir la demi-tranchée d'accès, et construire des tranchées spéciales destinées à l'exhaure et au drainage.

CHAPITRE III

Travaux de forage et de tir

Introduction

Le principale objectif des tirs dans les mines est d'avoir une fragmentation optimale de la roche. Le degré de fragmentation de la roche joue un rôle très important dans le but de contrôler et de minimiser le coût global de production y compris le chargement et le transport de la matière première. Une fragmentation optimale améliore l'efficacité de broyage et des milliers de kilowatts-heures d'énergie par an peuvent également être gagnées.

Les travaux de tir est l'une des opérations de base de l'exploitation minière et l'industrie des carrières, un tir efficace pour une géologie donnée, le volume de la roche à battre et les conditions de sécurité sont les résultats d'un choix correct des types d'explosifs, la qualité d'explosifs et la planification de tir.

III.1. Détermination des propriétés physique et mécanique des roches de bouzagza nord

Sur la base des données recues lors de notre stage effectuè au sein de la carrièr de Bouzagza nord on a prélèvè certaines propriètès de roche nècessaire a l'èlaboration de notre mèmoinde fin d'étude a savoir. [6]

III.1.1. La densité

C'est le rapport de la masse volumique de ce matériau a celle de l'eau a une température, elle est exprimèe snns unité.

Dans la carrière de Bouzagza nord la densité : : $\gamma = 2,64 \text{ t/m}^3$.

III.1.2. La résistance à la compression

Elle est donnèe par la formule suivante :

$$\sigma_c = f \cdot 100 ; \text{kgf/cm}^2.$$

f: dureté, $f = 6 \div 7 \approx 6.5$.

$$\sigma_c = 6.5 \cdot 100 = 650 \text{ (kgf/cm}^2\text{)}.$$

III.1.3. La résistance à la traction

Elle est donnèe par la formule suivante :

$$\sigma_t = 0.1 \cdot \sigma_c ; \text{kgf/cm}^2.$$

$$\sigma_t = 0.1 \cdot 650 = 65 \text{ kgf/cm}^2.$$

III.1.4. La résistance au déplacement (cisaillement).

$$\sigma_{\text{dep}} = 0,3 * \sigma_c ; \text{kgf/cm}^2.$$

$$\sigma_{\text{dep}} = 0,3 * 650 = 195 (\text{kgf/cm}^2).$$

III.1.5. Indice de forabilité (I_f)

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif.

Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V ,a proposé un indice de forabilité I_f basé sur les thèses scientifiques suivants :

- Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand role le forage ;par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé.
- Vu le petit diamètre des trous ;la fissuration n'influe guère sur la forabilité.
- Considérant que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur,il est normal de tenir compte de la masse volumique.[10]

L'indice de forabilité peut être déterminé d'après la formule suivante :

$$I_f = 0.007 * (\sigma_c + \sigma_{\text{dep}}) + 0,7 * \rho$$

Tel que :

σ_{dep} : La résistance de déplacement.

σ_c : La résistance à la compression.

ρ :la masse volumique, $\rho=2,68 \text{ t/m}^3$.

$$I_f = 0,007 * (650 + 195) + 0,7 * 2,68$$

$$I_f = 7,79$$

Tableau III.1 :indice de forabilité(I_f) des roches et leur classement [10]

Classes	Valeurs de (I_f)	Appréciation des roches
I	forabilité très facile	$I_f = (1 \div 5)$
II	forabilité facile	$I_f = (5,1 \div 10)$
III	forabilité moyenne	$I_f = (10,1 \div 15)$
IV	forabilité difficile	$I_f = (15,1 \div 20)$
V	forabilité très difficile	$I_f = (20,1 \div 25)$

D'après le tableau III.1 Les roches de calcaire de bouzegheza nord appartiennent à la classe II , c'est -à- dire sont caractérisées par une forabilité facile.

III.1.6. Dètermination de la tirabilité du calcaire

Elle se dètermine par la formule suivante :

$$q_{\text{ét}} = 0.02 (\sigma_c + \sigma_{\text{dep}} + \sigma_t) + 2\rho ; \text{g/m}^3.$$

$$q_{\text{ét}} = 0,02 (650+195+65) + 2*2,68$$

$$q_{\text{ét}}=23.56 \text{ g/m}^3$$

Suivant le tableau on dètermine la classe et la catégorie de Djebel BOUZEGZA :

Tableau III.2 :Tirabilité des roches en fonction de la consommation d'ètalon.

Types de tirabilité	q et	Classe	Catègorie
Tirabilité facile	≤ 10	I	1, 2, 3, 4, 5
Tirabilité moyenne	10,1 – 20	II	6,7,8,9,10
Tirabilité difficile	20,1- 30	III	11, 12, 13, 14, 15
Tirabilité très difficile	30,1 – 40	IV	16,17,18,19, 20
Exclusivement difficile	40,1 – 50	V	21, 22, 23, 24, 25

Les roches sont de la classe III (tirabilite difficile),suivant la valeur de la consommation spécifique d'explosif ètalon.

III.2. Foration

La phase initiale des processus technologique lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert est bien la préparation des gisements à l'extraction. La qualité de cette dernière prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.[4]

Pour réal/liser les travaux de foration et de tir, il faut prendre en considération de multiples facteurs :

III.2.1. Les contraintes

III.2.1.1. Contraintes imposées

- Contraintes topographiques et hydrogéologiques.
- Contraintes géologiques dépendantes directement de la structure du gisement.
- Contraintes d'environnement.
- Contraintes mécanique.

III.2.1.2. Contraintes maîtrisables

- Contraintes d'équipement : matériel de foration, engins de reprise, engins de roulage et caractéristiques du poste primaire de concassage.
- Contraintes économiques dépendantes du marché.

Les travaux de forage et de tir en carrière doivent assurer une fragmentation désirable des roches abattues.[4]

III.2.2. Mode de forage

Il est l'opération qui consiste à percer des trous de diamètre déterminés dans le sol, ces trous peuvent être perforés de plusieurs façons différentes tel que :

- Le forage rotary : à mollette s'effectue par les outils en forme de tripant ayant les dents armées par les alliages durs ; pour les roches de dureté f de 5 - 16.
- Le forage rotatrice : se réalise par la sondeuse rotative à vis, il est utilisé dans la roche tendre $f \leq 6$.
- Le forage roto-percutant : il est utilisé pour les roches dures f de 10 - 18
- Le forage thermique : li est utilisé dans les roches dure, la profondeur de forage ne

dépasse pas les 18m parce que le forage se réalise sans l'allongement de la tige de forge.

Le choix du matériel de forage dépend de plusieurs critères indépendants :

- La production demandée.
- La nature du gisement.
- l'environnement
- le mode d'extraction (exploitation) .

III.2.3. Réalisation des travaux de foration

Quel que soit le matériel retenu et le diamètre de foration utilisé, un certain nombre de précautions doivent être respectées pour aboutir à une réalisation correcte de l'abattage.

Dans tous les cas, chaque forage doit être rigoureusement implanté en x, y, z, et α (inclinaison) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plateforme bien réglée:[9]

- Le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue.
- Le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plateforme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement, les sur profondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration.
- L'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre intéressent un volume de matériaux bien défini.

III.2.3.1. Paramètres caractérisant l'engin de foration

Le matériel de foration utilisé est caractérisé par :

- Le diamètre de foration.
- La profondeur de foration jusqu'à une dizaine de mètres.
- Vitesse de foration.

III.2.3.2. Rendement de la sondeuse

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

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

D'où :

R_s : Le rendement de la sondeuse (trous/poste).

T : la durée d'un poste de travail, qui est égale à 10h.

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

t_f : le temps de foration d'un trou de mine.

Avec :

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

D'où :

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

V_a : la vitesse d'avancement (m/min) caractéristiques de la machine de forage ;(30m/h).

$$t_f = 11/30$$

$$t_f = 0,36 \text{ h} = 22\text{min}$$

$$R_s = \frac{10 \cdot 0,86}{0,36} = 23,88 = 24 \text{ trous/poste}$$

III.2.3.3. Nombre de sondeuse (foreuse)

Le nombre de sondeuse (foreuse) nécessaire pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante :

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

D'où :

N_s : Le nombre de sondeuses (foreuses).

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

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

Avec :

$$Q_{trou} = V_{b/trou} \times \gamma$$

D'où :

V_{trou} : volume abattu par un trou (m^3).

γ : Densité de la roche minéralisée.

$$Q_{trou} = 101,76 \cdot 2,64 = 268,64 \text{ t}$$

$$N_s = \frac{904365 \cdot 1,25}{23 \cdot 1 \cdot 323 \cdot 268,64} = 0,56 = 1 \text{ sondeuse}$$

III.2.3.4. Nombre de trous nécessaires par mois

Le nombre de trous forés par mois est déterminé par la formule suivante :

$$N_{tr} = (N_j \times R_s)$$

Où :

N_j : nombre de jours ouvrables par mois (30 jours).

R_s : rendement de la sondeuse.

$$N_{tr} = 30 \times 24$$

$$N_{tr} = 720 \text{ trous/mois}$$

Tableau III.3 :caractéristique de la sondeuse [2]

Rubrique	Unité de mesure	
moyen de foration	sondeuse furukawa	
Nombre	Unité	1
Capacité	ml/h	20
Heure de travail / jour	Heure	9
Capacité de foration /jour	MI	180
Nombre de jour de travail /mois		29
Capacité de foration /mois	MI	5220
Capacité de foration / an	MI	62 640
Taux de disponibilité	%	90%
Capacité de foration / an ajustée (Qf)	MI	56 376

III.3. Abattage des roches

III.3.1. Mode d'abattage

Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend des facteurs suivants :

- Du type de roches, et leur état naturel ;
- Des propriétés physico-mécaniques et technologiques des roches ;

- De la production ;
- Des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité de minerai extrait.

Compte tenu de la dureté de la roche, la méthode d'abattage dans la carrière de Bouzagza Nord, est par l'explosif. [10]

L'abattage à l'explosif peut être réalisé par :

- ❖ Trou de mine : de 1.5m de longueur, et de diamètre de 32 à 75mm, il est utilisé pour l'exploitation sélective, l'exploitation de gisement très mince.
- ❖ Trou profond : de profondeur jusqu'à 50m, de diamètre jusqu'à 320mm.
- ❖ Trou de poche : au pied du gradin.
- ❖ Fourneaux de mine : ce mode est pratiqué pour le déplacement des roches dans une direction nécessaire.

Comme l'exploitation dans la carrière de Djebel BOUZEGZA est une exploitation de masse, qui se fait par des trous profonds.

III.3.2. Forme et dimensions du bloc maximal abattu

La forme et les dimensions du tas de roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert. Les principales exigences du tas des roches abattues sont les suivantes :

- Bon remplissage du godet de chargeur tout le long du tas.
- Sécurité du travail.

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

➤ Pour les chargeuses

$$D_m \leq 0,8 \sqrt[3]{E} ; (m)$$

Où :

E : capacité du godet de la chargeuse (m^3). $E = 7 m^3$.

D_m : dimension moyenne du morceau abattu, (m).

$$D_m \leq 1.53 \text{ m.}$$

➤ **Pour les camoins**

$$D_m \leq 0,5 \sqrt[3]{V} ; (\text{m})$$

V : capacité de la benne ;(m³) ; V = 22 m³(voir la partie de transport).

$$D_m \leq 0,5 \sqrt[3]{22}$$

$$D_m \leq 1.4 \text{ m.}$$

➤ **Pour les concasseurs**

$$D_m \leq 0.8*B ; (\text{m})$$

B : dimension de l'ouverture du concasseur à mâchoire ; B = 1.50 m.

$$D_m \leq 0.8*1.5$$

$$D_m \leq 1,2 \text{ m.}$$

Les roches de dimension supérieures à 1.2m sont considérées comme des blocs hors gabarits.

III.4. plan de tir dans la carrière de bouzagza nord

III.4.1. Le choix de type d'explosif

Le type d'explosif est choisi en fonction :

- Des caractéristiques du gisement : nature de la roche, fracturation du gisement, présence éventuelle d'eau dans les trous....
 - De l'expérience des tirs antérieurs.
 - Des considérations économiques :
- La charge de fond est constituée d'explosifs brisants en cartouches.
 - La charge de colonne pourra être continue avec un explosif moins puissant, en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet.

A partir de ces critères et d'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche.

Dans la carrière de Djebel BOUZEGZA les explosifs utilisés pour la fragmentation des roches sont les suivants :

- ANFOMIL : explosif en vrac 70%.
- MARMANITE : cartouche 30%.



Figure III.1 :Explosif brisant en cartouches (Marmanite)(14/13/2016)



Figure III.2 : Explosif en vrac (Anfomil)

Tableau III.4 : Caractéristique de ces deux explosif

Types d'explosif	Caractéristiques	Valeurs	Unités
Marmanite	Densité	0,96 ÷ 1,05	g/cm ³
	Vitesse détonation	4200÷4600	m/s
	Résistance à l'eau	Moyenne	/
	Diamètre de la cartouche	50	Mm
	Longueur de la cartouche	135	Mm
	Poids de la cartouche	1,25	Kg
	Travail spécifique	360÷405	Cm ³ /g
Anfomil	Densité	0,90	g/cm ³
	Vitesse détonation	4500	m/s
	Résistance à l'eau	Très faible	/
	Poids de sac	25	Kg
	Travail spécifique	320	Cm ³ /g

III.4.2. Paramètre optimaux de Tir

Les paramètres des travaux de forage et de tir sont :

- ✓ longueur des trous à forer ; L_{tr} .
- ✓ longueur de sous forage ; L_s .
- ✓ longueur de bourrage ; L_b .
- ✓ la ligne de la résistance au pied de gradin ; W .
- ✓ distance entre les trous ; a .
- ✓ distance entre deux rangé ; b .
- ✓ quantité d'explosif dans un trou ; Q_{ex} .
- ✓ longueur de la charge vérifie ; V_{ch} .
- ✓ nombre de trous ; N_t .
- ✓ quantité de la charge explosive par trou ; Q_{ex-t} .
- ✓ largeur du tas de roches à abattre ; L_{tas} .
- ✓ la hauteur du tas de roches ; H_{tas} .

III.4.3. Condition du tir

L'opération du tir proprement dite s'effectue comme suit :

- Vérification des trous à tirer avant l'opération.
- Fourniture de la matière explosive par l'organisme fournisseur en prenant toute les mesures de sécurité nécessaires.
- Opération de comptage de la quantité fournie avec celle commandée par les agents de l'entreprise.
- Opération de chargement des trous forés par la matière explosive.
- S'assurer que tous les trous sont chargés à l'explosif.
- S'assurer qu'aucune quantité d'explosif restante sans qu'elle soit utilisée.
- Opération de bourrage des trous chargés avec précaution.
- Opération de connexion des trous.
- Donner la première alerte pour que personne ne soient au niveau du rayon prescrit du tir.
- Connexion du détonateur et de la mèche avec la connexion des trous.
- Vérification du rayon du tir pour qu'on s'assure que personne ne soit à l'intérieur de la zone de danger.
- Donner l'alerte du tir.
- Déplacement de l'équipe de tir hors de la zone de danger.
- Mise à feu du tir par le boutefeu.
- Attente de la détonation totale du tir et dispersion totale des poussières issues du tir.
- Déplacement de l'équipe chargée du tir pour la vérification du front (s'assurer qu'il n'y a aucune ratée)
- Destruction de tous les restes des matières explosives (mèche, détonateur, etc.).
- Elaboration du P.V de tir avec la mention de toutes les conditions et toutes contraintes rencontrées et les anomalies surgies et leur causes, s'il y a lieu.

N.B : la manipulation des substances explosives sera réalisée par des agents autorisés et spécialisés dans le domaine.

III.4.4. Calcul des Paramètres de Tir sur les norme de gisement

III.4.4.1. Inclinaison du trou

$\beta = 80^\circ$ (d'après l'inclinaison de tallés des gradin).

III.4.4.2. La ligne de moindre résistance

La résistance au pied du gradin le paramètre le plus important dans la conception d'un plan de tir. C'est la distance entre la face libre du front et la première rangée de trous. Presque tout les autres paramètres sont calculer en fonction de ce dernier, ainsi on va la calculer :

$$W = \frac{\sqrt{(p^2) + (4 * m * q * Hg * Ltr * p)} - (P)}{2 * m * q * Hg}$$

Où:

m : Le coefficient de rapprochement entre deux trous.

m : 0.8 Pour les roches très dures ($f < 12$)

m : 1 Pour les roches dures ($6 < f \leq 12$).

m : 1.2 Pour les roches assez dures ($f \leq 6$).

donc : m = 1.

P : Charge métrique; Kg/m.

La charge métrique sera calculer par la formule :

$$P = \frac{\pi D_{tr}^2}{4} * \Delta ; (kg / m).$$

D_{tr} : diamètre du trou ; $D_{tr} = 0,089$ m ;

Δ : densité de l'explosif ;(Kg/m³).

La densité de la marmanit : $\Delta_{mar} = 0,96$ g/dm³

La densité de l' anfomil : : $\Delta_{anf} = 0,90$ g/dm³

$$\Delta = \frac{70 * 900 + 30 * 960}{100}$$

$$\Delta = 918 \text{ kg} / \text{m}^3.$$

Donc :

$$P = \frac{\pi \cdot 0.089^2}{4} * 918 = 5.70 \text{ kg / m.}$$

q: la consommation spécifique d'explosif.

C'est la quantité d'explosif nécessaire pour fragmenter un bloc d'un mètre cube ,elle est déterminé par la formule suivante :

$$q_p = q_{et} * K_{ex} * K_f * K_d * K_c * K_r * k_{sd} \text{ ,gr/m}^3.$$

Compte tenu de ces facteurs en propose une Consommation spécifique selon la formule suivante :

q_{et} : L'indice de tirabilité ; g/m^3 .

$$q_{et} = 23,56 \text{ g/m}^3.$$

K_{ex} : coefficient tenant compte de la conversion de l'explosif étalon à celui utilisé à la carrière :

$$K_{ex} = \frac{A_{et}}{A_u}$$

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

A_u : aptitude de travail de l'explosif utilisé ; $A_u = 320\text{cm}^3$.

$$K_{ex} = \frac{360}{320} = 1.13.$$

K_f : coefficient tenant compte de l'influence de la fissuration du massif

$$K_f = 1.2 * L_m + 0.2 .$$

L_m : dimension moyenne de la fissure dans le massif ; $L_m = 0.83\text{m}$.

$$K_f = (1.2 * 0.83) + 0.2 = 1.2$$

K_d : coefficient tenant compte du degré de la fragmentation demandée : $K_d = \frac{0.5}{d_m}$.

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

$$d_m = (0.15 \div 0.2) * \sqrt[3]{E}; m.$$

E : capacité du godet ; E = 7m³

$$d_m = (0.15 \div 0.2) * \sqrt[3]{7}$$

$$d_m = 0.33 \text{ m.}$$

$$K_d = \frac{0.5}{0.33} = 1.51$$

K_c : coefficient tenant compte du degré de concentration réelle de la charge il dépend du diamètre des trous :

Tableau III.5: coefficient tenant compte du degré de concentration réelle de la charge

Tirabilité q _{et}	D _{tr} = 100mm	D _{tr} = 200mm	D _{tr} = 300mm
Tirabilité facile	K _c = 0.95-1	K _c =1	K _c = 1.05-1.1
Tirabilité moyenne	K _c =0.85-0.9	K _c =1	K _c =1.2-1.25
Tirabilité difficile	K _c =0.7-0.8	K _c =1	K _c =1.35-1.4

Donc : K_c = 0.80.

K_r : coefficient qui tient compte de l'influence du volume :

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

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

Comme la hauteur du gradin H_g = 10m. $K_r = \sqrt[3]{\frac{15}{10}} = 1.14.$

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

Tableau III.6 : coefficient qui tient compte du nombre de surfaces dégagées.[2]

nombre de surfaces dégagées	k_{sd}
06	1
05	2
04	4
03	6
02	8
01	10

Consommation spécifique d'explosif changé avec le nombre de surface libre

Tableau III.7 : Consommation spécifique d'explosif changé avec le nombre de surface libre[2]

le nombre de surface libre	Consommation spécifique d'explosif $q(g/m^3)$
6	46.74
5	93.49
4	186.98
3	280.47
2	373.92
1	467.45

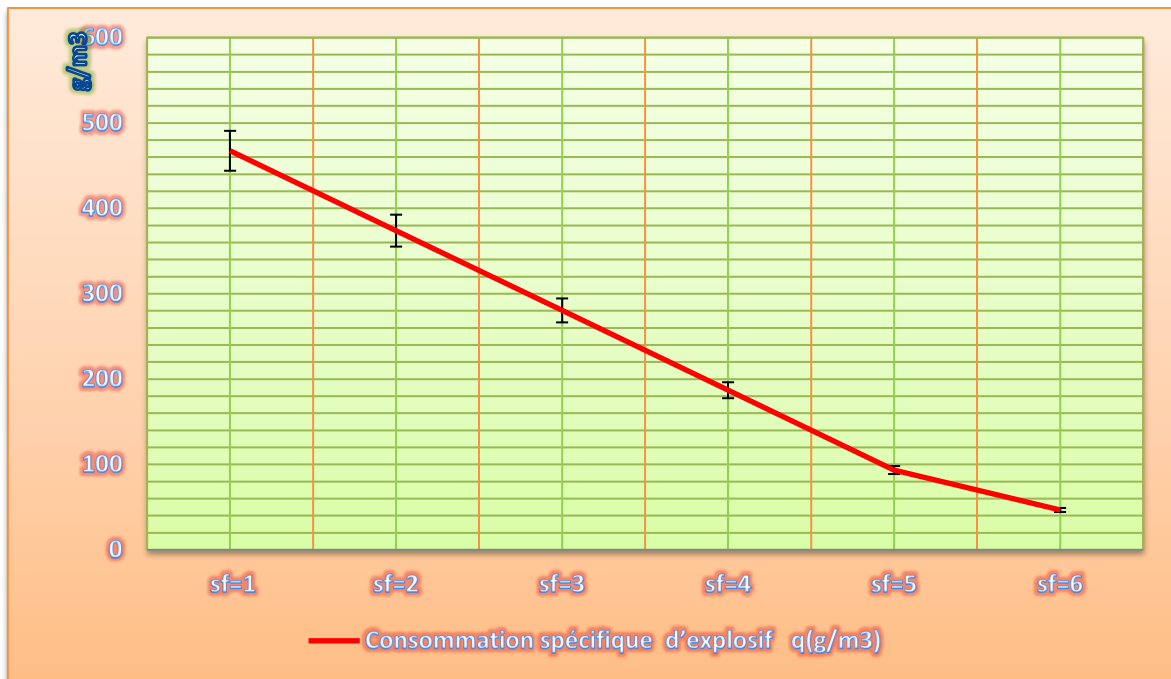


Figure III.1 : graphe Consommation spécifique d'explosif changé par rapport le nombre de surface libre

➤ **Remarque :**

La consommation spécifique d'explosif diminue avec l'augmentation du nombre de surfaces libres.

Tableau III.8 : présente la consommation spécifique d'explosif « q » en fonction de la dureté des roches ; échelle du Pr.PROTODIAKONOV :

q (kg / m ³)	F
0,15 – 0,25	2 – 4
0,25 - 0,40	4 – 6
0,40 – 0,55	6 – 8
0,55 - 0,70	8 – 10
0,70 - 0,90	10 – 14
0,90 – 1,2	14 – 20

➤ Le nombre de surface libre est de deux -2- alors : $q = 373.92\text{g/m}^3 = 0,37\text{kg /m}^3$.

III.4.4.3. Longueur du trou

$$L_{tr} = 11 \text{ m}$$

III.4.4.4. longueur de sous forage

ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assurer une bonne destruction du roches au niveau du pied du gradin en créant les conditions normales du travail des engins de chargement, elle est déterminé par la formule suivante:

$$L_s = 1 \text{ m}$$

III.4.4.5. La ligne de la résistance au pied du gradin

$$W_s = H_g (\text{ctg}\alpha - \text{ctg}\beta) + c ; (\text{m}).$$

H_g : hauteur du gradin : $H_g = 10 \text{ m}$.

α : angle du talus du gradin : $\alpha = 80^\circ$.

β : angle d'inclinaison du trou, $\beta = 80^\circ$.

c : distance de sécurité entre l'axe du trou et l'arrête supérieur du gradin, $c = 3 \text{ m}$.

Donc :

$$W_s = 10 (\text{ctg}80 - \text{ctg} 80) + 3$$

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

III.4.4.6. Distance entre deux trous

$$a = m * W$$

$$a = 1 * 3.19$$

$$a = 3,19 \text{ m}$$

III.4.4.7. Distance entre deux rangé

$$b = 0.8 * a$$

$$b = 0.8 * 3.19$$

$$b = 2.55 \text{ m}.$$

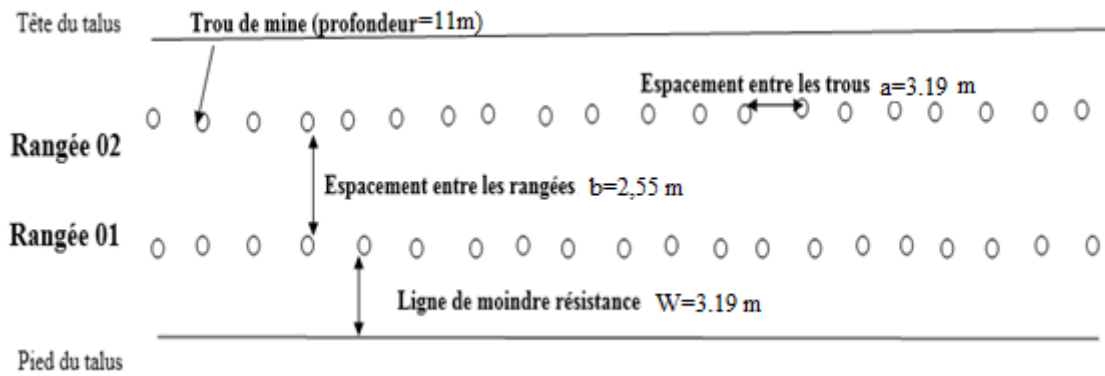


Figure III.2 : les paramètres de tir

III.4.4.8. longueur du bloc à tirer

On utilise la formule suivante :

$$L_{bc} = \frac{V_{bl}}{A * H_{gr}} ; \text{ m.}$$

- V_{bl} : Volume du bloc ;

$$V_{bl} = \frac{Q_{cp}}{N_{mois} * N_{tir}} ; (\text{m}^3).$$

- Q_{cp} : production de la mine réelle par année en m^3 ; $Q_{cp} = 904365 \text{ t} = 337449.63 \text{ m}^3$.

- N_{mois} : nombre des mois par année ; $N_{mois} = 11$ mois.

- N_{tir} : nombre de tir, $N_{tir} = 2$ tir/ mois.

- $V_{bl} = \frac{337449.63}{11 * 2} = 15338.62 \text{ m}^3$.

- A : largeur d'enlèvement ; $A = 8.29 \text{ m}$.

- H_{gr} : hauteur du gradin ; $H_{gr} = 10 \text{ m}$.

$$L_{bc} = \frac{15338.62}{8.29 * 10} = 185,02 \text{ m.}$$

III.4.4.9. Quantité d'explosif mettre dans chaque trou

$$Q_{ch} = q * a * w * H_g ; (\text{Kg/trou})$$

$$Q_{ch} = 0.37 * 3.19 * 3.19 * 10.$$

$$Q_{ch} = 37.65 \text{ Kg/trou.}$$

II.4.4.10. Longueur de la charge d'explosif

$$L_{ch} = \frac{Q_{ch}}{P}$$

$$= 37.65 / 5.7 = 6.6 \text{ m.}$$

II.4.4.11. Longueur du bourrage

$$L_{b \text{ total}} = L - L_{ch}$$

$$L_{b \text{ total}} = 11 - 6, 6.$$

$$L_{b \text{ total}} = 4.4 \text{ m.}$$

II.4.4.12. Longueur de bourrage bouchon

$$L_{bb} = 20 * D_{tr}$$

$$L_{bb} = 20 * D_{tr}$$

$$L_{bb} = 20 * 0.089$$

$$L_{bb} = 1.78 \text{ m}$$

$$\text{Si : } L_{btot} > L_{bb}$$

Donc : la charge discontinue.

II.4.4.13. Longueur de bourrage intermédiaire

$$L_{bi} = L_{btot} - L_{bb}$$

$$= 4.4 - 1.78$$

$$L_{bi} = 2.62 \text{ m.}$$

II.4.4.14. Longueur de la charge principale lors de la structure discontinue

$$L_{chp} = 1.2 * W$$

$$L_{chp} = 1.2 * 3.19 = 3.83 \text{ m}$$

II.4.4.15. Volume des roches abattues par un trou

$$V_{b/trou} = a * W * H_g$$

$$V_{b/trou} = 3.19 * 3.19 * 10$$

$$V_{b/trou} = 101.76 \text{ m}^3.$$

II.4.4.16. Nombre des trous à forer dans un bloc

$$N_{tr} = V_{BC} / V_{r/t}$$

$$= 15338.62 / 101.76 = 150.73$$

$$N_{tr} \approx 151 \text{ trous.}$$

II.4.4.17. Quantité d'explosif dans un bloc

$$Q_{ex} = Q_{ch} * N_{tr}$$

$$Q_{ex} = 37.65 * 151 = 5685.15 \text{ Kg/ bloc.}$$

II.4.4.18. Largeur du tas de roches à abattre

$$L_{tas} = 24.32 \text{ m.}$$

II.4.4.19. Hauteur du tas de roches abattues

- Lors d'une rangée : $H_t = (0.5 \div 0.8) H_g ; \text{ m.}$
- Lors de plusieurs rangées : $H_t = (0.7 \div 1.05) H_g ; \text{ m.}$

Dans notre cas on prend :

$$H_t = 0.8 * H_{gr}$$

$$H_t = 0.8 * 10 = 8 \text{ m.}$$

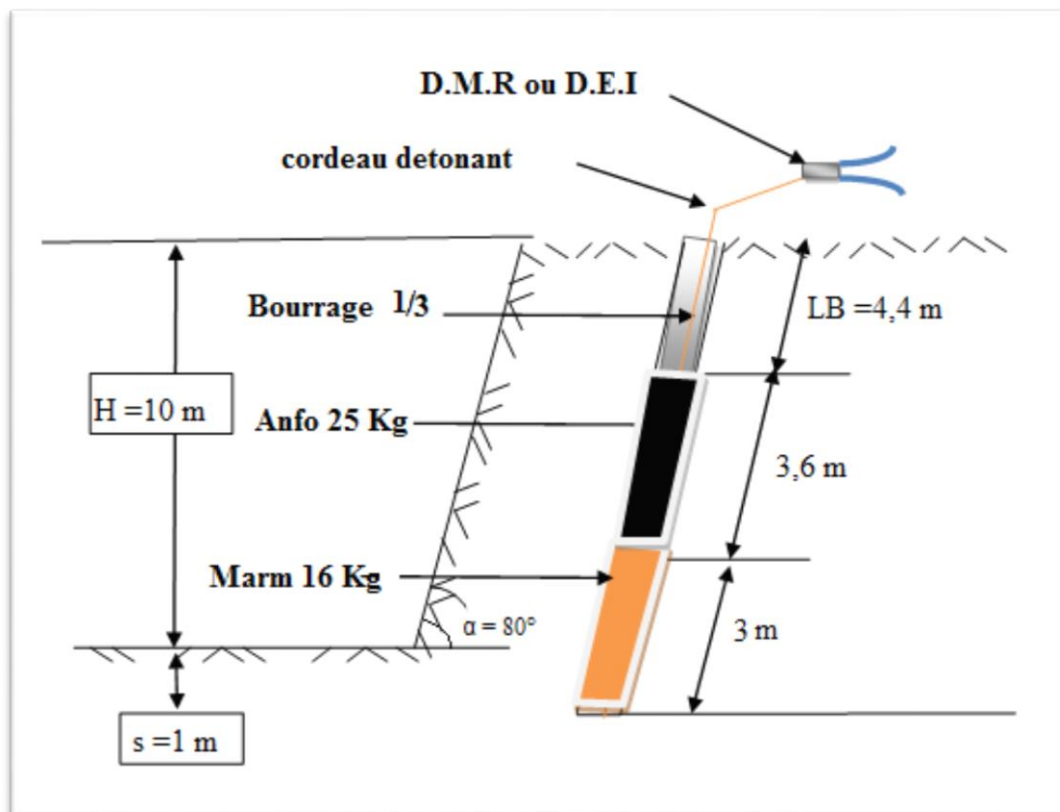


Figure III.3: Schéma de tir de mine

III.5. Amorçage des charges explosives

Les explosifs sont des substances qui peuvent se décomposer dans un temps extrêmement court mais tout d'abord il faut les amorcer pour provoquer leur explosion, il existe plusieurs méthode d'amorçage d'explosifs, pour exécuter l'explosion on va l'apporter une énergie suffisante, dite énergie d'activation.

Afin de provoquer l'explosion, on doit appliquer l'un des types d'énergie d'amorçages suivants, qui peuvent être :

- Un choc de percussion.
- Frottement.
- Thermique.
- Etincelle, flamme, chauffage.
- Chimique (réaction accompagné par une grande chaleur.).
- Electrique (déchargement par étincelle).

III.5.1. La chaine d'amorçage

La chaine d'amorçage utilisé dans la carrière de Djebel BOUZEGZA est une chaine électrique et dans notre étude on a la même chaine d'amorçage, qui se compose de :

III.5.1.1. Détonateur

Le détonateur consiste a produire au départ d'un courant électrique ou d'une flamme, une onde de choc suffisamment puissante pour provoquer d'un coup sur la détonation d'une charge d'explosif.

III.5.1.2. Fils électrique

Est un orange fait d'un matériaux conducteur servant au transport de l'électricité .Il peut être entouré ou non d'une enveloppe isolante (plastique, téflon, etc...)

III.5.1.3. Micro retard

C'est une amorce, qui est composé d'un explosif et un retardateur qui va faire le retard.

III.5.1.4. Cordeau détonant

Le cordeau détonant est un tube souple contenant l'explosif à haute vitesse de détonation.

III.5.1.5. Exploseur

Système permettant de commander à distance l'explosion d'une carrière.

III.6. Détermination des rayons de la zone dangereuse

Un des problèmes principaux lorsqu'on établit un projet de tir est la détermination des distances des zones dangereuses suivant la projection des débris de roches et l'effet sismique du tir.

Le rayon de la zone dangereuse R_d est déterminé en fonction de la valeur de la résistance au pied du gradin conditionnelle, c'est -à-dire.

$$W_{\text{cond}} = 0.7 * W_{\text{max.}}$$

On a :

$$W = 3.19 \text{ m}$$

Alors :

$$W_{\text{cond}} = 0.7 * 3.19 = 2.23 \text{ m.}$$

Tableau III.9 : la valeur du rayon de la zone dangereuse

W _{cond}	rayons de la zone dangereuse		W _{cond}	rayons de la zone dangereuse	
	Personnel	Engins		Personnel	Engins
1.5	200	100	10	500	250
2.0	200	100	12	500	250
4.0	300	150	15	600	300
6.0	300	150	20	700	350
8.0	400	200	25	800	400

Donc on prend $R_d = 213\text{m}$ pour le Personnel et $R_d = 107\text{m}$ pour les Engins.

III.6.1. Rayon de la zone sismique

❖ Pour tir instantané $R_s = 25 \sqrt{Q_{ex}}$; m.

❖ Pour tir à retard $R_s = 29 \sqrt{\frac{Q_{ex}}{N}}$; m.

N : nombre de détonation ; N= 13.

Donc : $R_s = 29 \sqrt{\frac{5685.15}{13}} = 606,44$; m.

Conclusion

L'optimisation des paramètres de travaux de forage et de tir de la carrière de Djebel BOUZEGZA accès en général sur le choix de la hauteur du gradin et la consommation spécifique de l'explosif.

Ces deux facteurs nous ont permis de faire le choix des paramètres de travaux de forage et de tir en particulier le mode d'amorçage et les séquences d'initiation des explosifs.

CHAPITRE VI

La sécurité

Introduction

Dans toutes les carrières de l'Algérie ou de monde y a des problèmes qui empêchent la réalisation de la production souligné ; ces problèmes varient d'une carrière à l'autre ; dans la carrière Bouzegza nord y a problème de ce type font de nous restaurons certains des calculs afin d'être résolus ou atténués.

IV.1. La production annuelle

Actuellement la carrière produit une quantité de 903465 t/an, mais la production annuel prévue est de 1000000 t, donc nos calculs seront basé sur cette production.

La production annuelle ($P_{an}=1000000$ t/an).

IV.2. La durée de vie de la carrière

$$T=R_{ex} \cdot Y/R_A$$

R_{ex} : réserves exploitables= 25 465 195 m³.

Y : poids volumique du calcaire=2.64 tonnes / m³.

R_A : production annuel prévisionnelle (abattage) =1 000 000 tonnes.

D_v : 25 465 195 *2.64 / 1 000 000 = 67 années.

IV.3. la Production mensuelle

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

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

$N_{m/an}$: nombre de mois ouvrable par an, qui est égal à 11 mois.

Donc :

$$P_m = 1000000/11$$

$$P_m = 90909,09 \text{ t/ mois.}$$

IV.4. La Production journalier

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

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

$N_{j/an}$: nombre des jours ouvrable par ans, qui est égal à 330 jours.

Donc :

$$P_j = 1000000/323$$

$$P_j = 3095,9 \text{ t/ jour}$$

IV.5. La production hebdomadaire

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

$$P_H = P_j * N_j$$

N_j : nombre de jours ouvrable par semaine, qui est égal à 7 jours.

Donc :

$$P_H = 3095,9 * 7$$

$$P_H = 21671,8 \text{ t/ semaine}$$

IV.6. La production postière

La production postière (P_P) est déterminée par la formule suivante :

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

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

Donc :

$$P_P = 3095,9 \text{ t/ poste}$$

IV.7. La production horaire

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

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

$N_{h/j}$: nombre d'heures par jour, qui est égale à 10 heures.

Donc :

$$P_H = 309,59 \text{ t/ poste.}$$

IV.8. Les Paramètres de tir proposés

IV.8.1. Les Paramètres de trous

IV.8.1.1. Diamètre de trous

$$D_{tr2} = C * 0,32$$

Où

C : Dimensions admissibles des blocs abattus

$$C = 0,17 \sqrt[3]{E}$$

E : capacité de godet ; 7 m³.

IV.8.1. 2. Longueur du trou

$$L_{tr 2} = \frac{H_g}{\sin \beta} + L_s ; m.$$

H_g : hauteur du gradin ; H_g = 10 m.

β : angle d'inclinaison de trou ; β = 80°.

IV.8.1.3. Longueur de sous forage

Ce dernier sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assurer une bonne destruction du roches au niveau du pied du gradin en créant les conditions normales du travail des engins de chargement, elle est déterminé par la formule suivante:

$$L_s = (10 - 15) * D_{tr} ; (m).$$

10 : pour les roches à tirabilité facile.

15 : pour les roches à tirabilité difficile.

Dans notre cas la tirabilité est moyenne

Donc :

$$L_s = 15 * D_{tr} ; m.$$

$$L_s = 15 * 0,1$$

$$L_s = 1,5 m$$

$$L_{tr2} = \frac{10}{\sin 80} + 1,5$$

$$= 11.65\text{m.}$$

IV.8.2. La ligne moindres carrés

$$W = \frac{\sqrt{(p^2) + (4 * m * q * Hg * Ltr * p)} - (P)}{2 * m * q * Hg} ; \text{ m.}$$

$$W = \frac{\sqrt{(5.70^2) + (4 * 1 * 0,35 * 10 * 11,34 * 5.70)} - (5.70)}{2 * 1 * 0,35 * 10}$$

$$W = 3,53 \text{ m}$$

IV.8.3. Distance entre deux trous

$$a_2 = m * W$$

$$a_2 = 1 * 3,53$$

$$a_2 = 3,53 \text{ m}$$

IV.8.4. Distance entre deux rangés

$$b_2 = 0.8 * a = 0.8 * 3,53$$

$$b_2 = 2,82 \text{ m}$$

IV.8.5. Longueur du bloc à tirer

$$L_{bc2} = \frac{V_{bl}}{A * H_{gr}} ; \text{ m.}$$

V_{b2} : Volume du bloc

$$V_{b2} = \frac{Q_{cp}}{N_{\text{mois}} * N_{\text{tir}}} ; \text{ m}^3.$$

Q_{cp} : production de la mine proposée par année en m^3

$$Q_{cp} = 1000000\text{t} = 378787,87 \text{ m}^3$$

N_{tir} : nombre de tir

$$N_{\text{tir}} = 2\text{tir} / \text{mois.}$$

$$V_{b2} = \frac{373134,3}{11 * 2} = 17217,63 \text{ m.}$$

$$L_{bc2} = \frac{17217,63}{8,29 * 10} = 207,69 \text{ m}$$

IV.8.6. Quantité d'explosif à mettre dans chaque trou

$$Q_{ch2} = q * a * w * H_g; \text{ (Kg/trou)}$$

$$Q_{ch2} = 0,37 * 3,53 * 3,53 * 10$$

$$Q_{ch2} = 46,1 \text{ Kg/trou.}$$

IV.8.7. Longueur de la charge d'explosif

$$L_{ch2} = \frac{Q_{ch2}}{P}$$

$$= \frac{46,1}{5,7} = 8,08; \text{ (m)}$$

IV.8.8. Longueur de bourrage

$$L_{btot2} = L_{tr2} - L_{ch2}$$

$$= 11,65 - 8,08$$

$$L_{btot2} = 3,56 \text{ m}$$

IV.8.9. Longueur de bourrage bouchon

$$L_{bb2} = 20 * D_{tr}$$

$$L_{bb2} = 20 * 0,1$$

$$L_{bb2} = 2 \text{ m}$$

$$\text{Si : } L_{btot2} > L_{bb2}$$

Donc : la charge discontinue

IV.8.10. Longueur de bourrage intermédiaire

$$L_{b2} = L_{btot2} - L_{bb2}$$

$$L_{b2} = 3,56 - 2 = 1,56 \text{ m.}$$

IV.8.11. Longueur de la charge principale lors de la structure discontinue

$$L_{chp2} = 1,2 * W_2$$

$$L_{chp2} = 1,2 * 3,53 = 4,23 \text{ m}$$

IV.8.12. Volume des roches abattues par un trou

$$V_{b/trou2} = a^2 * W_2 * H_g$$

$$V_{b/trou2} = 3,53 * 3,53 * 10$$

$$V_{b/trou} = 124,73 \text{ m}^3.$$

IV.8.13. Volume du bloc abattu

$$V_{BC} = H_g * A * L_{bc}$$

$$V_{BC} = 10 * 8,29 * 207,69 = 17217,5 \text{ m}^3$$

IV.8.14. Nombre des trous à forer dans un bloc

$$N_{tr} = \frac{V_{BC}}{V_{b/trou}}$$

$$\frac{17217,5}{124,73} = 138,03$$

$$N_{tr} \approx 138 \text{ trous.}$$

On utilise 3 rangées de trous dont le nombre de trous par rangée = $138/3 = 46$ trous

IV.8.15. Quantité d'explosif dans un bloc

$$Q_{ex} = Q_{ch} * N_{tr}$$

$$Q_{ex} = 46,1 * 138 = 6363,5 \text{ Kg/ bloc.}$$

IV.8.16. largeur du tas de roches à abattre

$$L_{tas} = 15 \frac{q}{\gamma} \sqrt{H_g * A}$$

$$L_{tas} = 15 * \frac{0,37}{2,64} \sqrt{10 * 8,29} = 19,14 \text{ m}$$

IV.9. Rayon de la zone sismique

Pour tir à retard

$$R_s = 29 \sqrt{\frac{Q_{ex}}{N}}; \text{ m.}$$

N : nombre de détonation ; N = 13.

Donc :

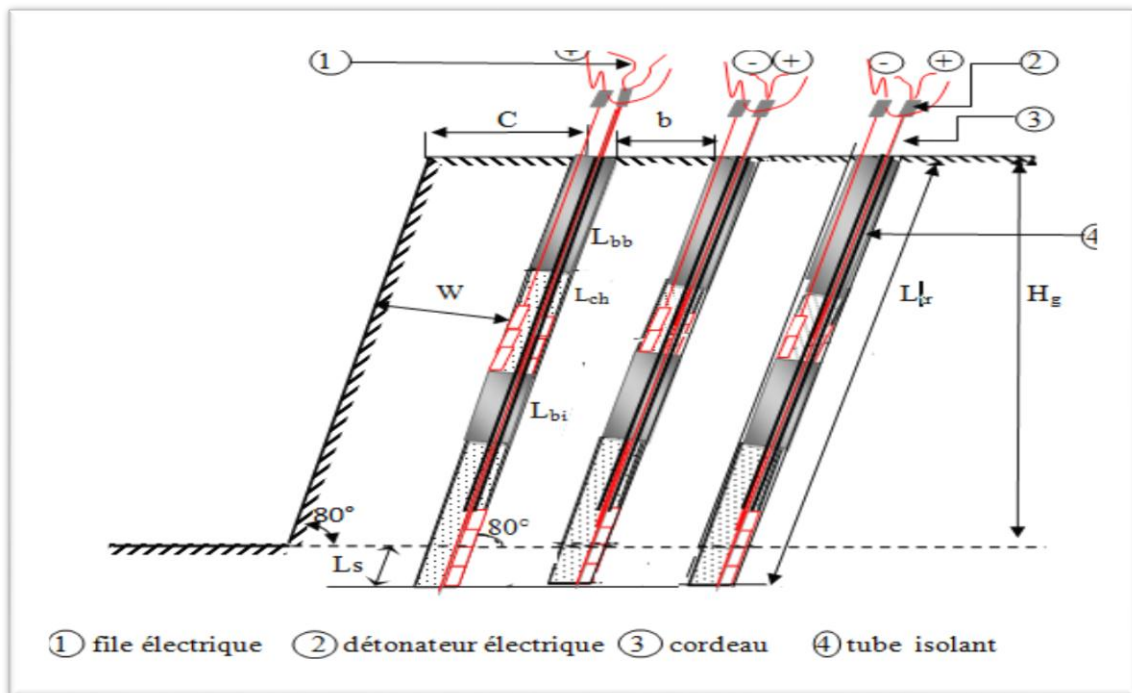
$$R_s = 29 \sqrt{\frac{5936,2}{13}} = 619,69 \text{ m.}$$

Tableau IV.1 : Les paramètres de forage et de tire

Paramètres	symbole	Utilisé 1	Proposé 2
Hauteur du gradin	Hg	10 m	10m
Inclinaison du trou	B	80°	80°
Diamètre du trou	D _{tr}	89 mm	100 mm
La ligne moindre résistance	W	3.19 m	3,53 m
Capacité métrique du trou	P	5.7kg/m	5,7 Kg/m
La consommation spécifique d'explosif	Q	0,37kg/m ³	0,37 kg/m ³
Longueur d'excès (sous forage)	L _s	1 m	1,5 m
La longueur du trou	L _{tr}	11 m	11,65 m
Distance entre deux trous	A	3.19 m	3,53 m
Distance entre deux rangées	B	2.55 m	2,82 m
Longueur du bloc à tirer	L _{bc}	185,02m	207,69m
Volume du bloc à abattu	V	15338.62m ³	17217,5 m ³
Quantité d'explosif à mettre dans chaque trou	Q _{ch}	37.65 Kg/tr	46,1 Kg/tr
Longueur de la charge d'explosif	L _{ch}	6.6 m	8,08 m
Longueur de bourrage total	L _{btot}	4.4 m	3,56 m
Longueur de bourrage de bouchon	L _{bb}	1,78 m	2 m
Longueur de bourrage intermédiaire	L _{bi}	2.62 m	1,56 m

Tableau.IV.1 : Les paramètres de forage et de tire (suite et fin)

Longueur de la charge principale lors de la structure discontinue	L_{chp}	3.83m	4,23m
Volume des roches abattues par un trou	$V_{b/trou}$	101.76 m ³ .	124, 73 m ³
Nombre des trous à forer dans un bloc	N_{tr}	151 trous	138trous
Quantité d'explosif dans un bloc	Q_{ex}	5685.15 Kg/ bloc	6363,5 Kg/bloc
Largeur du tas de roches à abattre	L_{tas}	24.32m	19,14 m
Hauteur du tas de roches abattues	H_t	8 m	8 m
Rayon de la zone sismique	R_s	606.44 m	619,69m

**Figure IV.1** : plan de travaux de forage et de tir

IV.10. Mode de tir

Les tirs sont réalisés avec des détonateurs électriques instantanés (DEI) et des microretards (DMR) ; La connexion est réalisée avec le cordeau détonant et des détonateurs électriques La mise à feu est électrique par un exploseur.

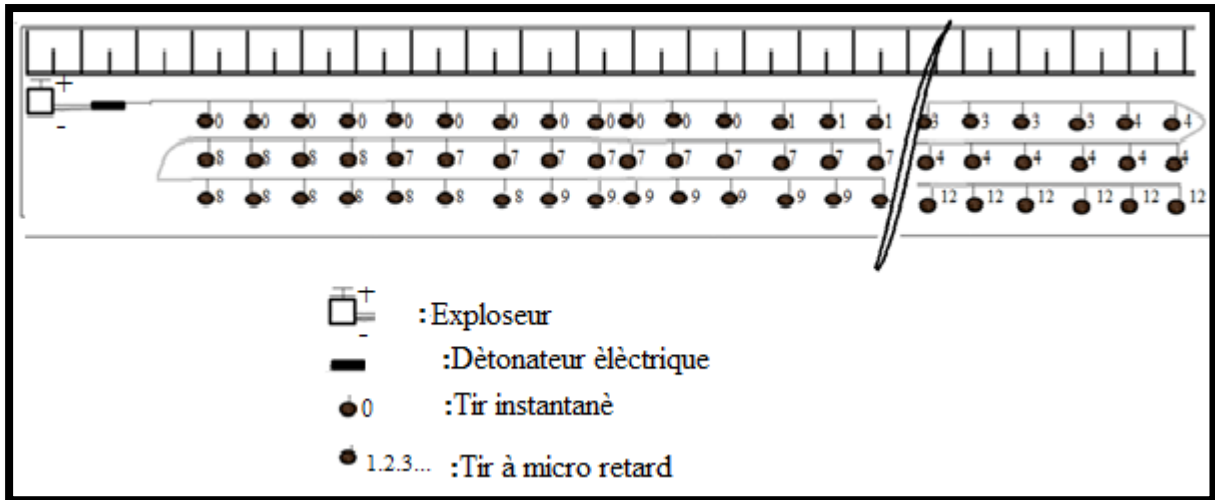


Figure IV.2 : plan de connexion des travaux de Tir

Conclusion

Les inconvénients et les problèmes des travaux de forage et de tir au niveau de la carrière de Bouzegza nord et qui se répercutent et influent sur la qualité de la fragmentation :

- La formation des hors gabarits après le tir.
- La sortie du pied du gradin.

D'après le calcul et les résultats On conclut que :

Pour diminuer le taux de hors gabarit il faut augmenter le diamètre de trou, ainsi que le problème du pied du gradin et causé par la longueur de la sous foration, c'est-à-dire la longueur utilisée est petite donc il faut augmenter ce dernier.

L'augmentation de diamètre de trous avec l'augmentation de longueur de sous forage résultent une augmentation de la quantité d'explosif par trous et influent sur ces problèmes dans le sens positif et essentiellement l'augmentation de la production.

CHAPITRE V

Chargement et transport

Introduction

Le chargement et transport des roches abattus sont des processus importants contribuant au rendement d'une entreprise et l'exploitation des carrières ou mines à ciel ouvert.

Le choix du mode de transport dans la carrière prédétermine le mode d'ouverture de gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terre....

V.1. chargement

V.1.1. Généralité

Le chargement de roches abattues constitue l'un des principaux procédés technologiques. Actuellement, il existe plusieurs et divers types d'engin de chargements au niveau des mines à ciel ouvert.

Dans les mines à ciel ouvert moderne, le chargement s'effectue le plus souvent par des pelles à câble, de pelle hydraulique, ou de pelle en butter.

Le choix des types d'engin de chargement dépend des facteurs suivants :

- Les propriétés des roches : dureté, densité, humidité....
- Les réserves exploitables du gisement.
- La production annuelle planifiée par la mine.
- La méthode d'ouverture.
- La méthode d'exploitation.
- Les mesures de sécurité.

Dans la carrière de Djebel BOUZEGZA ; le moyen de chargement adapté sur une seule chargeuse type KAWASAKI type 95ZV.



Figure IV.1 : Chargeuse KAWASAKI type 95ZV

V.1.2. Caractéristiques de la chargeuse KAWASAKI type 95ZV

Tableau V.1 : Caractéristiques de la chargeuse

N°	Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
01	Chargeuse KAWASAKI type 95ZV	---	---
02	Vitesse de translation maxi avant	30,3	Km/h
03	Vitesse de translation maxi arrière	32,7	Km/h
04	Capacité du godet avec dôme	07	M ³
06	Rayon de braquage	8,2	M
07	Pois de l'engin	60730	Kg

V.1.3. Choix du type de chargeuse

Le type de chargeuse à utiliser est déterminé d'après la capacité du godet de celle-ci :

$$E = \frac{P_{an} * T_c * K_f}{3600 * K_r * K_u * N_j * T_p * N_p * \gamma} ; m^3.$$

P_{an} : production annuelle ; $P_{an} = 1000000$ T/an.

T_c : Temps de cycle de chargeuse.

K_f : Coefficient de foisonnement ; $K_f = 1 - 1,5$ en prend 1,5.

K_r : Coefficient de remplissage du godet ; $K_r = 0,85-0,90$ en prend 0,85.

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse $K_u = 0,6-0,8$. En prend 0,7.

N_j : Nombre de jours ouvrables par année ; $N_j = 323$ jour.

T_p : Temps d'un poste de travail ; $T_p = 10$ h.

N_p : Nombre de poste ; 1 poste.

γ : Masse volumique ; $\gamma = 2,64$ t/m³

V.1.3.1. Calcul Temps de cycle de chargeuse T_c

$$T_c = T_{ch} + T_{mar} + T_{déch} + T_{mav} ; \text{sec}$$

T_{ch} : durée de chargement du godet $T_{ch} = 10-15$ sec ; en prend $T_{ch} = 12,5$ sec.

T_{mar} : durée de parcours de chargeuse chargé vers le lieu de déchargement.

$$T_{mar} = 3600 * \frac{L}{V_{ch}} ; \text{sec.}$$

L : la longueur de parcours de chargeuse vers le lieu de déchargement ; $L = 20-30$ m.

On prend 25 m = 0,025 Km.

V_{ch} : vitesse de parcours en charge ; $V_{ch} = 4$ Km/h.

$$T_{mar} = 3600 * \frac{0,025}{4} = 22,5 \text{ sec.}$$

$T_{déch}$: durée de déchargement du godet $T_{déch} = 07-15$; en prend $T_{déch} = 11$ sec.

T_{mav} : durée de parcours à vide vers le lieu de chargement.

$$T_{mav} = 3600 * \frac{L}{V_v} ; \text{sec.}$$

L : la longueur de parcours de chargeuse vers le lieu de chargement ; $L = 20-30$ m ; en prend 25 m = 0,025 Km.

V_v : vitesse de parcours à vide $V_v = 5\text{Km/h}$.

$$T_{\text{mav}} = 3600 * \frac{0.025}{5} = 18\text{sec.}$$

$$T_c = 12.5 + 22.5 + 11 + 18 = 64\text{sec.}$$

Alors :

$$E = \frac{1000000 * 1.5 * 64}{3600 * 0.85 * 0.7 * 323 * 10 * 1 * 2.64} = 5.25\text{m}^3.$$

La capacité de godet déterminée d'après la formule suivante :

$$G = E * \frac{\gamma}{K_f} t.$$

E : capacité du godet ; $E = 5.25\text{m}^3$

γ : Masse volumique ; $\gamma = 2.64\text{t/m}^3$

K_f : Coefficient de foisonnement ; $K_f = 1 - 1.5$ en prend 1.5.

Alors :

$$G = 5.25 * \frac{2.64}{1.5} = 9.25\text{t.}$$

V.1.4. Calcul du rendement de La chargeuse

V.1.4.1. Rendement journalier

$$R_J = \frac{3600 * E * K_r * K_{u*T_p*N_p} * \gamma}{K_f * T_c}; \text{ t/jouer.}$$

$$R_J = \frac{3600 * 5.25 * 0.7 * 0.85 * 10 * 2.64 * 1}{1.5 * 64} = 3092.51 \text{ t/j.}$$

V.1.4.2. Rendement annuelle

$$R_{\text{an}} = R_j * N_j; \text{ t/an.}$$

$$R_{\text{an}} = 3092,51 * 323 = 998881,53 \text{ t/an.}$$

V.1.5. Nombres de chargeuse

Le nombre nécessaire de chargeuse pour assurer la production est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{P_{an}}{R_{an}} = \frac{1000000}{998881,53} = 1.001 \approx 1.$$

V.2. Transport

V.2.1. Généralité

Le transport dans les carrières prédétermine dans une très large mesure de mode d'ouverture de gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements ainsi que le prix de revient des produits. Le transport par camion est le plus répandu en Algérie. Il est rationnel de l'appliquer en cas de gisement compliqué de l'approfondissement et de la construction de la carrière et de l'exploitation sélective.

Le transport par camion présente les avantages suivants :

- ✓ Manœuvrabilité.
- ✓ Possibilité du rayon de braquage.
- ✓ Possibilité de circuler sur les pentes atteignant 10%.
- ✓ Autonomie d'alimentation en énergie.
- ✓ Simplicité d'organisation de travail à la carrière.
- ✓ Capacité de travail dans les conditions climatique diverses.

Dans lacarrière de Djebel BOUZEGZA ; le camion de transport adapté pour les conditions géologique et topographiques de la carrière est la Marque : TEREX, type : RD32, dont le nombre est quatre camions.

Tableau V.2 : Caractéristiques techniques et géométriques du camion

N°	Caractéristiques techniques	valeurs	Unités
01	Marque :TEREX, type : RD32	/	/
03	Charge utile max	60	t
05	Rayon de braquage du camion	12	m
06	La largeur du camion	4980	mm
07	La longueur du camion	9130	mm

**Figure V.2 : Camion Marque : TEREX, type : RD32**

Tableau.V.3 :capacité réelle de transport au niveau de la carrière de Bouzegza nord.

Capacité de Transport	Unité	
Capacité	Tonne	51
Nombre	04
durée de rotation	Min	30
nombre de rotations par heure	rot/h	08
Capacité de Transport par heure	Tonne	360
Heure de travail / jour	Houer	10
Capacité de Transport /jour	Tonne	3 240,00
Nombre de jour de travail /mois	Jour	30
Capacité de Transport / mois	tonne	93 960
Capacité de Transport / an	tonne	1 127 520
Taux de disponibilité	%	90
Capacité de transport / an ajustée Ct	Tonne	1 014 768

En comparant la quantité de tout venant à transporter à la station de concassage :

T=1 169 280,00 tonnes

Avec la capacité de transport Ct= 1 014 768 tonnes

Il en résulte que quatre (04) dumpers ne sont pas suffisants pour la reprise de la quantité prévue.

V.3.2. Calcule d'exploitation du camion

V.3.3. Nombre de godets

Le choix des camions dépend de la machine de chargement, est doit y capable de portée la charge que la chargeuse lui surmonte, pour un nombre de godet constant.

Cela on doit calculer le nombre de godet qui déverser la chargeuse dans la benne du camion ; se détermine par la formule :

$$N_g = \frac{Q_b * K_f}{E * \gamma * K_r}; \text{ godet.}$$

Où

Q_b : Capacité de la benne du camion

$$Q_b = K_r * Q_{ch} ; t.$$

K_r : Coefficient de remplissage de la benne ; $K_r = 0.85-0.90$ en prend 0.85.

Q_{ch} : Capacité de la benne du camion maximale ; $Q_{ch} = 60t$.

Donc :

$$Q_b = 60 * 0.85 = 51 t.$$

K_f : Coefficient de foisonnement ; $K_f = (1 - 1.5)$ en prend 1.5.

E : Capacité du godet de la chargeuse ; $E = 5,25 m^3$.

γ : masse volumique, $\gamma = 2.64 t/m^3$.

K_r : Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ; $K_r = 0.85-0.9$.

Donc

$$N_g = \frac{51 * 1.5}{5,25 * 0.85 * 2.6} = 6,59 \approx 7 \text{ godets.}$$

V.3.3.1. Temps de cycle de camion T_c

$$T_c = T_{ch} + T_{mar} + T_{déch} + T_{mav} ; \text{ sec.}$$

T_{ch} : durée de chargement d'un camion.

$$T_{ch} = T_{cch} * N_g ; \text{ min.}$$

T_{cch} : Temps de cycle de chargeuse ; $T_{cch} = 64 \text{ sec.}$

N_g : nombre de godet ; $N_g = 7 \text{ godets.}$

$$T_{ch} = 64 * 7 = 448 \text{ sec} = 7,46 \text{ min.}$$

$T_{déch}$: durée de déchargement de la benne $T_{déch} = 02 \text{ min.}$

T_{mar} : durée de marche en charge du camion vers le lieu de déchargement.

$$T_{mar} = 60 * \frac{L}{V_{ch}}; \text{ min.}$$

L : la longueur de transport vers le lieu de déchargement ; L = 3780 m = 3.78Km.

V_{ch} : vitesse de parcours en charge.

Dans le tableau (IV.5) on présente les valeurs de la vitesse des camions en charge et à vide d'après les données pratiques.

Tableau V.4 : les valeurs de la vitesse des camions. [5]

Piste	Vitesse moyenne de camion ; Km/h	
	En charge	A vide
Pistes entretenues et macadamisées	30-32	40-44
Pistes bien entretenues et revêtues en béton	34-45	46-52
Pistes en carrières (sur les gradins)	11-13	13-16
Pistes sur les terrils	11-17	13-19
Pistes dans les excavations inclinées :		
-pistes en béton avec i=2%	25-30	48-52
-pistes en béton avec i=6%	16-18	33-36
Pistes macadamisées avec i=2%	20-22	47-52
Pistes macadamisées avec i=8%	13-15	28-32

$$V_{ch} = 12\text{Km/h.}$$

Donc :

$$T_{mar} = 60 * \frac{3.78}{12} = 18.9\text{min.}$$

T_{mav} : durée de marche à vide du camion vers le lieu de chargement.

$$T_{mav} = 60 * \frac{L}{V_v}; \text{ sec.}$$

L : la longueur de transport vers le lieu de chargement ; L = 3780 m = 3.78Km.

V_v : vitesse du camion à vide $V_v = 15\text{Km/h.}$

$$T_{\text{mav}} = 60 * \frac{3.78}{15} = 15.12 \text{ min.}$$

$$T_c = 7.46 + 18.9 + 02 + 15.12 = 43 \text{ min et } 48 \text{ sec.}$$

IV.3.4. Rendement d'un camion

V.3.4.1. Rendement journalier

$$R_j = \frac{60 * Q_b * K_u * T_p * N_p}{T_c} ; \text{ t/ jour .}$$

Q_b : Capacité de la benne du camion ; $Q_b = 51 \text{ t}$.

K_u : coefficient d'utilisation du camion durant un poste ; $K_u = 0.8$

T_p : Temps d'un poste de travail ; $T_p = 10 \text{ h}$

N_p : nombre de poste ; $N_p = 01 \text{ poste}$

$$R_j = \frac{60 * 51 * 0.8 * 10 * 01}{43.48} = 563.01 \text{ t/ jour.}$$

V.3.4.2. Rendement annuel

$$R_{\text{an}} = R_j * N_j ; \text{ t/an.}$$

N_j : nombre des jours ; $N_j = 323 \text{ jours}$.

$$R_{\text{an}} = 563.01 * 323 = 181854.64 \text{ t/an.}$$

IV.3.5. Nombre des camions

Le nombre total des camions peut être déterminé par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_{\text{an}}}{R_j} = \frac{1000000}{181854.64} = 5.49 \approx 06 \text{ camions.}$$

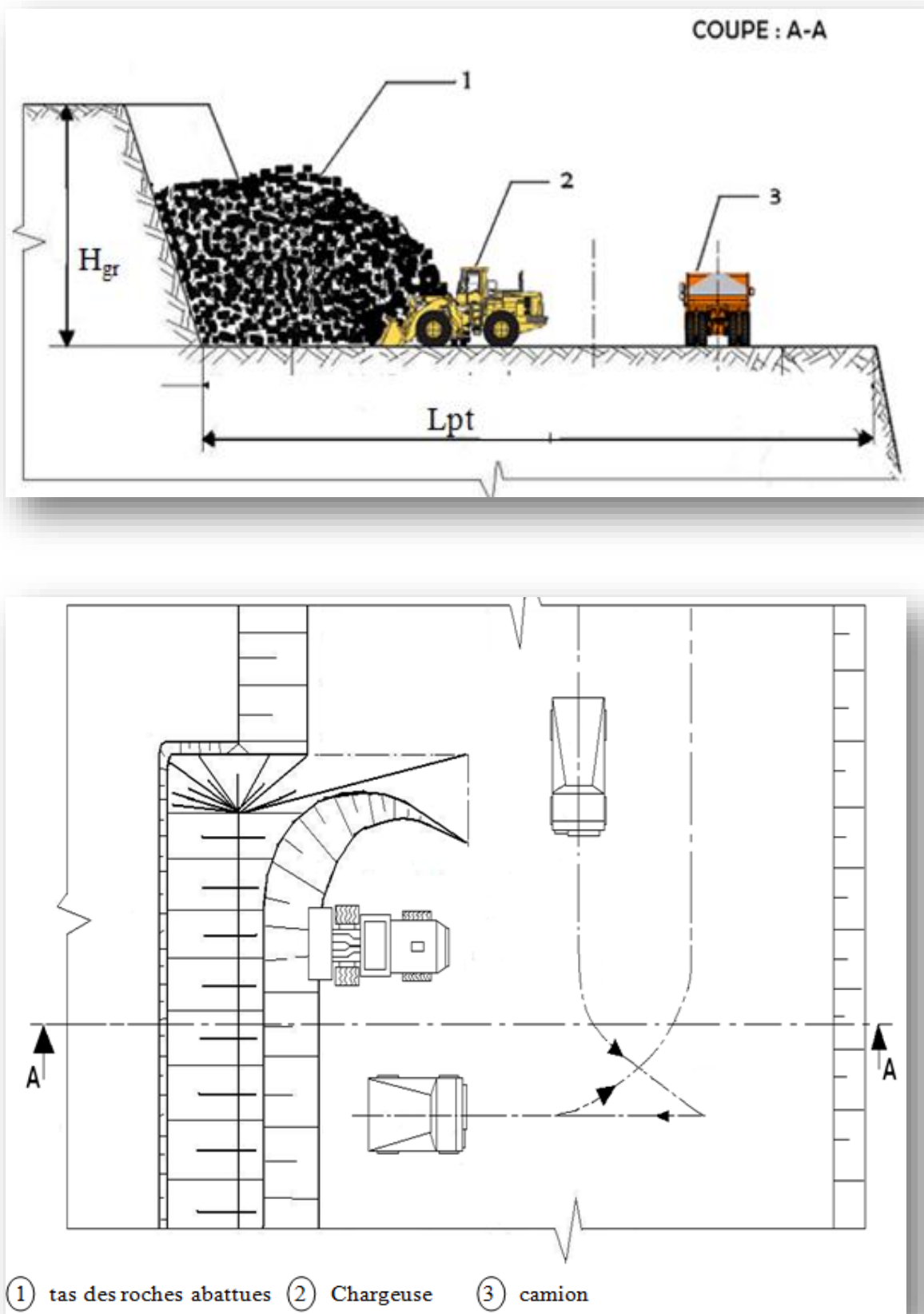


Figure V.3 : plan de chargement - transport

Conclusion

D'après les résultats et les calculs des paramètres de changement et de transport on a trouvé que :

Le moyen de chargement dans la carrière de Bouzegza nord est adéquat avec les normes par contre au moyen de transport qui nécessite la présence de 6 camions qui fonctionne continuellement (dans la carrière de Bouzegza nord on note la présence de 4 camions).

CHAPITRE VI

La sécurité

Introduction

Les accidents de travail et les problèmes qui en découlent ont des conséquences négatives les plans financiers ainsi qu'humaine.

La sécurité minière cherche à améliorer les conditions de travail et à augmenter la sécurité, ce dernier consiste en un ensemble de mesures destinées à sauvegarder la santé des travailleurs et fait adopter le travail à l'homme, et fait créer la condition saines et sans dangers.

Les mesures de sécurité agissant sur deux plans :

- Prévention contre les accidents du travail (A.T).
- Prévention contre les maladies professionnelles (M.P).

La prévention contre les A.T et les M. P consiste à éliminer le risque de fonctionnement du système < homme-travail >, pour cela une connaissance précise des aptitudes physiologiques de l'homme et nécessaires, ceci d'une part, et d'autre part, il faut éliminer les facteurs accident gêné liés au travail lui-même.



Figure VI.I : Les risques de chute

VI.1. Classification des accidents

Ils sont classés en fonction de certain facteur :

- ✓ Selon la catégorie de l'industrie.
- ✓ Selon les suites et durées d'incapacité du travail.
- ✓ Selon la cause elle-même.

VI.2. Causes des accidents

Un accident de travail est un événement matériel à caractère soudain et violent qui provient d'une cause extérieure pendant ce travail, cela s'ajoute les maladies professionnelles qui sont les conséquences de L'atmosphère nuisible dans les lieux du travail ; Agent physique (bruits, chaleurs, vibration, ... etc.).

Dans la plus part des cas, on classe les causes d'accident en :

- Causes technologique due à l'imperfection du matériel ou à sa mauvaise exploitation.
- Causes à caractère organisationnel dû à l'inobservation de la réglementation.

VI.3. Consignes de sécurité

La mine et l'unité de travail doivent avoir une ambulance pour le transport de blessés en cas d'accident de travail et un médecin de travail permanent pour les ouvriers durant le travail et pour les premiers soins en cas d'accidents.

VI.3.1. Mesure de protection individuelle

Les essentiels de ces mesures sont :

- Mettre les casques.
- L'oreillette de protection.
- Les tampons.

VI.3.2. Mesure de protection contre l'électrocution

Les moyens de protection individuelle :

- ✓ Les gants en caoutchouc.
- ✓ Bottes en caoutchouc.
- ✓ Perché isolants.
- ✓ Tapis isolants.
- ✓ Pince isolant sous fusible.
- ✓ Lunette de protection contre l'arc électrique.

VI.3.3. Mesure concernant les travaux de tir

VI.3.3.1. Stockage des explosifs

Abandonner les explosifs dans un endroit sans surveillance est interdit, ces derniers doivent être stockés dans un lieu qui répond réglementairement aux services des mines.

Les dépôts des explosifs doivent être :

- ✓ Des dépôts souterrains.
- ✓ Etanche à l'eau et aux intempéries.
- ✓ bien aérés.
- ✓ A haute surveillance continue.
- ✓ Les amorces ordinaires ainsi que les détonateurs électriques doivent être stockés dans un autre lieu que celui des explosifs.

VI.3.3.2. Transport des explosifs

Explosifs ainsi que les détonateurs ne peuvent être transportés en aucun cas dans les mêmes caisses ; Le transport des explosifs vers le front de travail ne peut être effectué qu'après la fin des travaux de forage et après avoir retiré les sondeuses.

VI.4. Protection individuelle

Les moyennes de lutte contre le bruit, les vibrations, les gaz, les poussières... etc. n'excluent pas la nécessité d'application de mesure de protection individuelle moyens sont :

- ✓ Des gants de sécurité.
- ✓ Des casques de sécurité.
- ✓ Chaussures de sécurité.
- ✓ Lunettes de protection.
- ✓ Stop bruit.

VI.5. Lutte contre la formation des poussières

La lutte contre les poussières peut être en cas de nécessité il s'agit :

- ❖ forer les trous avec injection de l'eau ordinaire ou de l'eau additionnée à des mouillants spéciaux.
- ❖ captation à sec des poussières au cours de travaux de forage à l'aide des aspirateurs.

VI.6. Lutte contre bruit

Le bruit peut être la cause de nombreux accidents de travail puisqu'il engendre la fatigue et l'inattention des ouvriers ; Le bruit violent contribué à l'apparition de traumatisme et la diminution du rendement de travail certain cas de 40 à 50 %. Comme moyen de protection on peut envisager :

- * Réduction du bruit à la source elle-même en utilisant des isolants.
 - * Utilisation des moyens de protection individuelle (stop-bruit) Les sources de bruit sont
- ✓ Les compresseurs.

- ✓ Le chariot.
- ✓ Travaux de tir.
- ✓ Engin (bulldozer, chargeuse, camion).
- ✓ Marteaux perforateurs.

Conclusion

Toute ces prévention, ces conseils de la protection du travail et de la sécurité permettent le bon déroulement des processus technologique et assurent la production.

CONCLUSION GENERALE

Conclusion générale

La carrière de Bouzegza nord c'est une nouvelle carrière ou les travaux sont commencés à la fin de l'année 2012 parallèlement avec les conditions de la localisation de la carrière et les reliefs montagneux.

Les travaux d'exploitation sont commencés à partir du niveau supérieur après achèvement des travaux de préparatoires et les travaux de découverte.

D'un autre côté il faut prendre toutes les dispositions nécessaires pour une meilleure réalisation de ces opérations de préparation des gradins et des piste secondaire et les travaux de forage et de tir en parallèle avec un bon déroulement de l'activité de production, pour avoir en finalité des réserves préparées considérables afin d'éviter le dysfonctionnement de la production dans le cadre du respect des normes de l'exploitation minière et la préservation de l'environnement.

Dans la carrière de Bouzegza nord comme toutes les carrières de l'Algérie ; il ya des problèmes empêchent la réalisation de l'assurance de la production annuelle.

Après étude et analyse de ce projet, nous remarquons que la formation des hors gabarits et la sortie du pied du gradin sont les problèmes plus remarquable après le tir ; tout ça revient au mauvais choix des certains paramètres (diamètre de trous , longueur de sous forage) ; ainsi que le manque des moyenne de transport (il faut 2 camion on plus) .

Dans ce travail ont étudié tous ces paramètres et leur influence sur la qualité de la fragmentation et nous pouvons conclure que la modification (augmentation) de ces paramètres provoque une augmentation de la quantité d'explosif utilise et le plus important l'augmentation de la production annuelle.

REFERENCES
BIBLIOGRAPHIQUES

Bibliographie

- [1] : **kerkebane hana**, 2008, Etude des vibrations dues aux tirs de mines apport de la modélisation ; mémoire fin d'étude ; école nationale polytechnique.
- [2] : **A. MESBAH**<Ingénieur de mine> ; plan d'exploitation 2016 projet Bouzegza nord.
- [3] : **KAHENE Souleymene ; SEBAA Salahedine** ; 2015 ; mémoire fin d'étude ; projet d'extension de la carrière UMABT sidi ali Benyoub <sidi bel abbés>.
- [4] : **FHAIMA RABEH ; DJELLAL HOUSSAM**, 2015, Etude et analyse d'exploitation des granulats (cas : gisement de calcaire Adrar Oufernou), mémoire de fin d'étude de l'université A. Mira de Bejaia
- [5] : **KOVALEKAVE ; AMBARTSAMIANK.M** ; 1986 ;<Exploitation des carrières> Edition office des publications universitaire ;
- [6] : **HERRANNE.K** ; 1971 ; « Précis de forage des roches ». Edition DUNOD paris.
- [7] : **AMARI Gherici** ; 2010 ; Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula situé à proximité de Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbés) ; Projet de fin d'études. Ecole nationale polytechnique.
- [8] : **Rapport d'option**, juillet 2007. Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulat.
- [10] : **KOVALENKO.V & AMBARTSOUMIAN.N & LAHMER K.M.** « Exploitation Des carrières ». Edition Office des publications universitaires, 1986.
- [11] : **LOUNIS.F**, « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha ». Mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique, 2007.
- [12] : **MERABET.Dj** « principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert » ; Edition OPU, 1989.
- [13] : **OLOFSSON S.O** «Applied explosives technology for construction and mining»,

ANNEXES

		Géologie ressources			Réserves		
frome	To	Volume Qm	T	Cumulative Volume Qm	Volume Qm	T	Cumulative Qm
420.0	430.0	7 660 281	19916731	7 660 281	4418074	11 486 992	441 807
430.0	440.0	7 475 734	19 436 908	15 136 015	7791958	11 679 091	8 910 032
440.0	450.0	7 211 454	18 749 780	22 347 469	4487619	11 667 809	13 397 651
450.0	460.0	6 931 024	18 020 662	29 278 493	4438569	11 540 279	77 836 220
460.0	470.0	6 607 594	17 179 744	35 886 087	4336605	11 275 173	22 172 825
470.0	480.0	6 263 637	16 285 456	42 149 724	4215376	10 959 978	26 388 201
480.0	490.0	5 957 431	15 489 321	48 107 155	4095861	10 649 239	30 484 062
490.0	500.0	5 661 826	14 720 748	53 768 981	3968945	10 319 257	34 453 007
500.0	510.0	5 366 528	13 952 973	59 135 509	3821216	9 935 162	38 274 223
510.0	520.0	5 094 928	13 246 318	64 230 437	3681005	9 570 613	41 955 288
520.0	530.0	4 842 276	12 589 918	69 072 713	3549118	9 227 707	45 504 346
530.0	540.0	4 590 089	11 934 231	73 662 802	3414118	8 876 707	48 918 464
540.0	550.0	4 323 904	11 242 150	77 986 706	3291373	8 557 570	5 220 9837
550.0	560.0	3 909 653	10 165 098	81 896 359	3079345	8 006 297	55 289 182
560.0	570.0	3 480 243	9 048 632	85 376 602	2802118	7 285 507	58 091 300
570.0	580.0	3 030 767	7 879 994	88 407 369	2473035	6 429 891	60 564 335
580.0	590.0	2 682 290	6 973 954	91 089 659	2188417	5 689 884	62 752 752
590.0	600.0	2 327 040	6 050 304	93 416 699	1892146	4 919 580	64 644 898
600.0	610.0	1 959 605	5 094 973	95 376 304	1581054	4 110 740	66 225 952
610.0	620.0	1592 849	4 141 407	96 969 153	1266759	3 293 573	67 492 711
620.0	630.0	1 179 588	3 066 929	98 148 741	909206	2 363 936	68 401 917
630.0	640.0	803 935	2 090 231	98 952 676	581393	1 511 622	6 898 310
640.0	650.0	526 892	1 369 919	99 479 568	345228	897 593	69 328 538
650.0	660.0	309 849	805 607	99 789 417	169671	441 145	69 498 209
660.0	670.0	149507	388718	99938924	51194	133104	69549403
670.0	680.0	66706	173436	100005630	6857	17828	69556260
totale		100005630	260014638		69556260	180846276	

ANNEXE I : Le tableau des réserves de gisement



ANNEXE II : Bulldozer



ANNEXE III : Travaux de forage



ANNEXE IV : Cordeaux détonants



ANEXE V : Détonateur électrique instantané et a micro retard



ANEXE VI : Fil de tir



ANEXE VII : Travaux de raccordement



ANEXE VIII : Représentation des hors gabarits

Opération	Equipements	Energie	Mode de déplacement	Capacité théorique
Foration	01 Sondeuses (0.5 ml/min)	Thermique & Air comprimé	Sur chenilles	1 776 060 T/An
Chargement	01 Chargeurs (10 m ³)	Thermique	Sur pneus	1 298 304 T/An
Transport	04 Dumper (45T)	Thermique	Sur pneus	1 251 936 T/An
Traitement	01 Station (ARJA)	Electrique	Fixe	1 026 432 T/An
Commercialisation	01 Chargeurs (5 m ³)	Thermique	Sur pneus	1 112 832 T/An
travaux préparatoires(Découverte)	01 bulldozer (1,5m x 4,5m)	Thermique	Sur pneus	298 080 m3/an

ANEXE IX : Nature et caractéristiques des équipements principaux

Résumé :

Le gisement de calcaire de Bouzegza nord est en cours d'exploitation à ciel ouvert et les matières extraites utilisées pour alimentation de la station de concassage pour la fabrication des granulats.

L'abattage à l'explosif considère comme une technique plus efficace et utilisable dans le monde entier ; mais ce dernier reste jusqu'à présent pose des problèmes qui influent sur les indices technique et économique des processus technologiques et sur les indices principaux de travail des entreprises minières.

Dans la carrière de Bouzegza nord ; la mauvaise fragmentation des roches donnant un taux de blocs hors gabarits élevé et une formation de pied de gradin; et tous ça influent sur les travaux de chargement, transport et le plus que ça la station de concassage.

Pour obtenir une bonne fragmentation au niveau de la carrière de Bouzegza nord il faut réadapter quelques paramètres qui ont une influence sur ces résultats.

Mots clés : Bouzegza nord, l'exploitation à ciel ouvert, tir, explosif, fragmentation, forage, tir, hors gabarit, pied de gradin.

Abstract :

Mininig of limestone Bouzegza north is open pit mining and the court extracted materials used for the feeding the crushing plant for the manufacture of granulats .

The balasting considered more efficient and usable technique in the whole world ; but it suffers far of problems affecting technical and economic indices of technical processes and on indications main work of mining companies.

In the Bouzegza nord career ; poor rock fragmantation giving a high out of gauge blocks rate and a foot step of training ; and all this affect the work of loading, transportation and more than that the crushing plant.

For a borme fragmantation at career of Bouzegza north must rehabilitate some parameters thate influence thèse results.

Keywords : Bouzegza north open pit mining, explosive, fragmentation, drilling, foot step.