



الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique et Populaire

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifique

جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي - تبسة

Université Chahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa

معهد المناجم

Institut des mines

قسم المناجم والجيوتكنولوجيا

Département des mines et de géotechnologie

Mémoire de fin d'études

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de Master académique

Filière : Génie minier

Option : Exploitation des mines

Recommandation d'application du tir par paires de charges rapprochées dans les conditions de la carrière de minerai de fer de Boukhadra.

Présenté et soutenu par :

BARIKA Doha

BOULOUBER Amina

Devant le jury

Président :	BOUTARFIF Leila	MAA	Université Chahid Cheikh Larbi Tebessi - Tébessa
Encadreur :	DERBAL Chemseddine	MAA	Université Chahid Cheikh Larbi Tebessi - Tébessa
Examineur :	NOUIOUA Ismail	MCA	Université Chahid Cheikh Larbi Tebessi - Tébessa

Promotion : 2022/2023

Remerciements

*Premièrement nous tiendrons à remercier notre
Dieu*

Nous remercions :

*Mr DERBAL Chemseddine : Notre enseignant,
qui a accepté d'encadrer ce travail, Nous le
remercions pour sa haute compétence, son
approche moderniste de l'enseignement, ses
conseils, ses orientations durant l'élaboration
de ce travail et pour tous ses efforts et ses
instructions durant toute notre formation.*

Un remerciement spécial à :

*A Madame BOUTARFIF Leila pour avoir accepté
la tâche de présider notre jury de soutenance.*

*Un remerciement particulier à Dr NOUIOUA
Ismail pour avoir accepté d'examiner notre
travail avec le soin que l'on lui connaît.*

*Nous remercions également à tous les
enseignants du département des mines et de
géotechnologie.*

*Nous remercions également tous les
responsables de l'entreprise de la mine de
Boukhadra.*

Dédicace

Je dédie ma remise de mémoire :

A mon paradis, à la prunelle de mes yeux, à la source de ma joie et mon bonheur, ma lune et le fil d'espoir qui allume mon chemin, ma
MAMAN.

A celui qui a fait de moi une femme, ma source de vie, d'amour tendre et d'affectation.
A mon support qui était toujours à mes côtés pour me soutenir et m'encourage, à PAPA.

A mes frères, mon bras droit Sami et ma force
Abdou.

A mes sœurs Rabiaa, Rabab et Rym pour les encourager.

A la partenaire de mon binôme, exemplaire de gentillesse, ma sœur adorée Amina.

A tous mes amis.

Je dédie ce travail encore :

A tous la promotion 2023
d'exploitation minière

BARIKA Doha

Dédicace

Avec tous mes sentiments de respect, avec la sincérité de ma reconnaissance, je dédie ma remise de mémoire :

A mon paradis, à la prunelle de mes yeux, à la source de ma joie et mon bonheur, ma lune et le fil d'espoir qui allume mon chemin, ma douce MAMAN.

A celui qui a fait de moi une femme, ma source de vie, d'amour tendre et d'affection. A mon support qui était toujours à mes côtés pour me soutenir et m'encourager, à mon prince de PAPA.

A mon adorable petite sœur RITEDJ pour ses prières et son soutien.

A mes frères ABDALLAH et MILOUD, il est vrai que vous n'êtes pas près de moi, mais vous êtes dans mon cœur, j'espère que Dieu vous protégera là où vous soyez.

A la partenaire de mon binôme, exemplaire de dévouement, ma sœur adorée DOHA.

A tous mes amis

Je dédie ce travail encore :

A tous la promotion 2023 d'exploitation minière

BOULOUBER Amina

Sommaire

SOMMAIRE

Remerciements	
Dédicaces	
Sommaire	
Liste de tableaux	
Liste de figures	
Introduction générale.....	1
Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra	
I.1. Présentation de la mine de Boukhadra.....	2
I.2. Historique la mine de Boukhadra.....	2
I.3. Situation géographique.....	3
I.4. Organisation de la mine de Boukhadra.....	3
I.5. Géologie régionale.....	4
I.6. Géologie du site.....	5
I.7. La Stratigraphie.....	5
I.7.1. Trias.....	5
I.7.2. Le Crétacé.....	5
I.7.3. L’Aptien.....	6
I.7.4. Le Tertiaire.....	6
I.7.5. Le Quaternaire.....	6
I.8. Tectonique.....	8
I.9. Géomorphologie.....	9
I.10. Hydrogéologie.....	9
I.11. Hydrologie.....	9
I.12. Les travaux de prospection dans la zone.....	10
I.13. Caractéristiques de la minéralisation.....	11
I.14. Caractéristiques du gisement de Boukhadra.....	12

Sommaire

I.15. Les roches encaissantes.....	12
Chapitre II : Partie minière	
II.I. Mode d'ouverture.....	14
Introduction.....	14
II.I.1. Les modes d'ouverture appliqués aux mines à ciel ouvert.....	15
II.I.2. L'ouverture au niveau de la mine de Boukhadra.....	16
II.I.2.1. Etapes de creusement de la demi-tranchée d'accès.....	16
II.I.3. Calcul des paramètres d'ouvertures de la carrière.....	18
II.I.3.1. Pente de la piste.....	18
II.I.3.2. Largeur de la piste.....	18
II.I.3.3. Longueur de la piste.....	19
II.I.4. Paramètres technologiques de la demi-tranchée d'accès.....	19
II.I.4.1. Largeur de la demi-tranchée d'accès.....	19
II.I.4.2. Longueur de la demi-tranchée d'accès.....	20
II.I.4.3. Angle du talus de la demi-tranchée d'accès.....	21
II.I.4.4. Volume de la demi-tranchée d'accès.....	21
II.I.4.5. Calcul du volume de la demi-tranchée de découpage.....	22
II.II. Méthode d'exploitation.....	24
Introduction.....	24
II.II.1. Méthode d'exploitation à ciel ouvert.....	24
II.II.1.1. Choix de la méthode d'exploitation.....	24
II.II.1.2. Les principaux indices d'une méthode d'exploitation.....	25
II.II.1.3. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation.....	25
II.II.1.4. Approfondissement des travaux miniers annuels.....	29
II.III. Travaux de forage et de tir.....	29
II.III.1. Généralités.....	29
II.III.2. Choix du mode de forage.....	29

Sommaire

II.III.3. Procédure de choix de la machine de forage.....	30
II.III.3.1. Détermination de la dureté.....	31
II.III.3.2. Détermination de l'indice de forabilité.....	32
II.III.3.3. Détermination d'indice de la tirabilité.....	32
II.III.4. Choix de type de la sondeuse.....	33
II.III.4.1 Travaux de forage utilisé à la mine de Boukhadra	33
II.III.4.2 Mode de forage utilisé.....	34
II.III.5. Calcul de forage.....	35
II.III.5.1. Temps réel du cycle de forage d'un trou.....	35
II.III.6. Travaux de tir.....	37
II.III.6.1. Choix de l'explosif.....	37
II.III.6.2. Paramètres du plan de tir.....	39
II.IV. Travaux de Chargement.....	48
II.IV.1. Génialités.....	48
II.IV.2. Les machines de chargement.....	51
II.IV.3. Productivité des chargeuses utilisées au niveau de la mine de Boukhadra.....	54
II.IV.3.1. Caractéristiques de la chargeuse CAT 990K.....	54
II.IV.3.2. Caractéristiques de la pelle LIEBHERR 9100.....	55
II.IV.3.3. Productivité de la chargeuse dans le minerais.....	56
II.V. Transport.....	58
Introduction.....	58
II.V.1. Transport par camion.....	58
II.V.2. Méthode de calcul du transport par camion.....	60
II.VI. Sécurité.....	63
Introduction.....	63
II.VI.1. Analyse des accidents de travail et des maladies professionnelles en général.....	64

Sommaire

II.VI.2. Méthode Statistique.....	65
II.VI.3. Les accidents du travail minier et événement dangereux.....	67
II.VI.3.1. Accident du travail minier.....	67
II.VI.3.2. Evénement dangereux.....	67
II.VI.3.3. Réactions en cas d'accidents miniers et d'événements dangereux.....	67
II.VI.4. Types d'HIRA.....	68
II.VI.4.1. HIRA principale.....	68
II.VI.4.2. HIRA spécifique.....	68
II.VI.5. Mine De Boukhadra.....	69
Conclusion.....	71
Chapitre III : Partie spéciale	
Introduction.....	72
III.1.Généralités.....	72
III.1.1. Classification des méthodes de réglage de la fragmentation des roches à l'explosif.....	72
III.1.2. Zones de fragmentation à l'explosif des massifs fissurés	75
III.2. Problématique.....	78
III.3. Paires rapprochées de charge	80
III.3.1. Calculs de conception.....	81
III.3.1.1. Choix de diamètre	81
III.3.1.2. Consommation spécifique de projet de l'explosif	82
III.3.1.3. Ligne de moindre résistance.....	84
III.3.1.4. Longueur de sous forage	84
III.3.1.5. Longueur de trou	85
III.3.1.6. Vérification de la condition de sécurité.....	85
III.3.1.7. Distance entre les trous	85
III.3.1.8. Quantité d'explosif par trou de mine	86

Sommaire

III.3.1.9. Longueur de la charge.....	86
III.3.1.10. Longueur de bourrage.....	86
III.3.1.11. Débit moyen de la masse minier tirée sur 1m de la longueur de trou.....	86
III.3.1.12. Longueur totale des trous	87
III.3.1.13. Nombre de trous	87
III.3.1.14. Vitesse de foration	87
III.3.1.15. Rendement de la sondeuse	88
III.3.1.16. Nombre de sondeuses	88
Conclusion générale	89
Conclusion et recommandations	90
Références bibliographiques.....	91

Liste des figures

Liste des figures

Partie I : Partie géologique

Figure I.1 : Vue sur le profil d'exploitation de carrière.....	2
Figure I.2 : Localisation de la mine de fer de Boukhadra.....	3
Figure I.3 : Organigramme actuel de l'entreprise.....	4
Figure I.4 : Coupe transversale dans l'anticlinale du Boukhadra.....	5
Figure I.5 : Colonne stratigraphique synthétique du mont de Boukhadra.....	7
Figure I.6 : Vue d'ensemble sur le relief de Boukhadra.....	8
Figure I.7 : La configuration du gisement de fer de Boukhadra.....	12
Figure I.8 : Plan de masse de la mine de fer de Boukhadra.....	13

Partie II : Partie minière

Figure II.1 : Schéma des étapes de creusement de la demi tranchée.....	17
Figure II.2 : 4ème étape de creusement de la demi-tranchée d'accès.....	18
Figure II.3 : Schéma de la largeur de la piste.....	19
Figure II.4 : Déterminations de la largeur du demi-tranchée d'accès.....	20
Figure II.5 : Section de la demi tranchée d'accès.....	21
Figure II.6 : paramètre de la largeur de la demi-tranchée de découpage.....	22
Figure II.7 : Plan d'ouverture de la mine de Boukhadra.....	23
Figure II.8 : La plateforme de travail.....	25
Figure II.9 : La Sondeuse INGERSOLL-RAND T4BH utilisé pour les travaux de forage au niveau de la mine de Boukhadra.....	35
Figure II.10 : Sac de Milanit de 25 Kgs.....	38
Figure II.11 : Marmanit de 80 mm de diamètre.....	38
Figure II.12 : Description du trou après foration.....	39
Figure II.13 : Accessoires de tir (cordeau détonant 12g/m; fil électrique; D.E.M.R)....	39
Figure II.14 : Schéma du plan de tir.....	49
Figure II.15 : Les chargeuses sur pneus.....	53

Liste des figures

Figure II.16 : Pelle hydraulique en bute sur chenilles.....	55
Figure II.17 : Chargeuse de type CATERILLAR 990 K.....	55
Figure II.18 : Pelle hydraulique de type LIEBHERR 9100.....	56
Figure II.19 : Camion CATERPILLAR 775G.....	60
Figure II.20 : Caractéristique géométrique du camion CATEREPILLARD 775G.....	61
Figure II.21 : Cycle de camion.....	62
Figure II.22 : Pyramide des accidents de travail dans la mine de Boukhadra.....	74
<u>Partie III</u> : Partie spéciale	
Figure III.1 : Caractère de fragmentation des roches fissurées à l'explosif.....	78
Figure III.2 : Zone de fragmentation d'un massif détruit à l'explosif.....	79
Figure III.3 : Forme de la zone de fragmentation réglée lors du tir d'une charge unique.....	79
Figure III.4 : Processus de destruction sur un modèle à fissuration verticale.....	80
Figure III.5 : Processus de destruction sur un modèle à fissuration horizontale.....	80
Figure III.6 : Processus de destruction sur un modèle à fissuration inclinée vers l'intérieur du gradin.....	81
Figure III.7 : Processus de destruction sur un modèle à fissuration inclinée vers l'extérieur du gradin.....	81
Figure III.8 : Tas de roche après le tir.....	82
Figure III.9 : Bloc à débiter.....	83
Figure III.10 : Schéma de foration double rapprochée.....	84

Liste des tableaux

Liste des tableaux

Partie I : Partie géologique

Tableau I. 1 : Réserves géologiques et exploitables de la mine de fer de Boukhadra...10

Tableau I. 2 : Teneur de différente minéralisation.....11

Partie II : Partie minière

Tableau II.1 : Représente le type de jonction de la demi-tranchée d'accès.....21

Tableau II.2 : Angle du talus du gradin selon la dureté des roches.....26

Tableau II.3 : Classification des roches selon l'indice de forabilité.....32

Tableau II.4 : Classification des roches selon l'indice de tirabilité.....33

Tableau II.5 : Choix du type de la sondeuse.....33

Tableau II.6 : Caractéristiques techniques de la sondeuse INGERSOLL-RAND T4BH.....34

Tableau II.7 : Caractéristiques des explosifs utilisés selon l'ONEX.....40

Tableau II.8 : Paramètres des travaux de forage et de tir (cas de la mine Boukhadra)..47

Tableau II.9: Les caractéristiques techniques de la chargeuse 990K.....56

Tableau II.10 : La caractéristique technique de la pelle LIEBHERR 9100.....57

Tableau II.11 : Récapitulatifs des paramètres de chargement.....58

Tableau II.12 : Caractéristiques techniques du camion CATERPILLAR 775G..... 61

Tableau II.13 : Chronométrage des temps de cycle du camion Caterpillar 775G (Le 21/03/2023) Site Median Niveau 1045.....63

Tableau II 14 : Etude Statistique sur les accidents.....73

Partie III : Partie spéciale

Tableau III.1 : Choix des méthodes d'abattage selon la blocométrie naturelle.....77

Introduction générale

Introduction générale

Au jour d'aujourd'hui, l'état accorde une part importante, voire stratégique au secteur minier, l'objectif étant une entrée en devise hors-hydrocarbures pouvant atteindre 10 milliards de \$.

Pour s'inscrire dans cet élan, on devrait remédier aux problèmes actuels, le principal d'entr'eux est celui lié à la destruction des roches minières à l'explosif. Au niveau de la carrière de minerai de fer de Boukhadra, le souci technique majeur est traduit par une sortie de hors-gabarits assez élevée, est une courbe granulométrique où la tranche standard + 400mm reste basse.

Pour déterminer une issue de résolution, on adopte une démarche méthodologique basée sur l'étude de la structure du gisement à travers se géologie, détailler les processus d'exploitation à travers une partie miniers qui nous permet de faire l'analyse, les critique et les propositions d'amélioration du mode d'exploitation.

S'attaque au problème à étudier, par un résumé analytique, suggestion d'une méthode d'abattage que convient pour la meilleure gestion de l'énergie du tir au niveau de pied de gradin.

Le but de notre travail est l'introduction dans les conditions minières d'Algérie de méthode contemporaine d'abattage, résoudre le problème de sortie de hors-gabarits au niveau du pied, ce que nous permettra d'augmenter le rendement des équipements de chargement, transport et de concassage, ce qui réduira le prix de revient d'une tonne de minerai

En développant une onde plate on réduit la zone de fragmentation non réglée, ce qui fait de notre proposition la plus intéressante de toutes les propositions faites à ce jour pour peu qu'un jour elle puisse être mise en application.

Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

I.1. Présentation de la mine de Boukhara

La région de Boukhadra considéré comme l'une des villes industrielles très importantes en Algérie, elle renferme d'énormes quantités d'un minerai de fer très riche, très pur et fort apprécié sur le marché international pour les besoins de la métallurgie et considéré comme l'un des meilleurs minerais hématites dans le monde.



Figure I.1 : Vue sur le profil d'exploitation de la carrière

I.2. Historique de la mine

L'exploitation de la mine de Boukhadra fut entamée durant l'époque Romaine pour l'extraction du cuivre dans la zone du pic ; par la suite l'exploitation a porté sur le zinc et autres poly-métaux par la concession de Boukhadra (Mr Tadro).

De 1903 à 1926, la concession de Mokta El Hadid avait entrepris des travaux de recherches systématiques par des galeries entre les niveaux 845-1225.

De 1926 à 1966, date de nationalisation des mines, c'était la société d'Ouanza qui exploitait le gîte de Boukhadra. Cette dernière avait effectuée de la recherche systématique Par des travaux miniers et par des sondages sur le gisement de Boukhadra.

Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

Durant la période de 1967 à 1984, la SONAREM était chargée de l'exploitation et des recherches sur les gîtes ferrifères d'Ouanza et Boukhadra.

Après la restructuration des entreprise (1983-1984), c'était FERFOSE qui gérât, exploité développait ces recherches sur l'ensemble des gites ferrifère existant sur le territoire national.

Depuis la date du 18/10/2001 et dans le cadre de partenariat avec l'étrangère holding L.N.M.N.V. a signé l'accord de partenariat avec Hadid Ouenza-Boukhadra filiale FERFOS avec 70% avec 70% pour ISPAT Tébessa, qui est devenue Mittal Steel Tébessa et aujourd'hui Arcelor Mittal Tébessa, Et depuis peu la mine de Boukhadra est détenue à 100% par l'entreprise nationalek dénommée Mines de fer de l'Est, Spa (MFE, spa).

I.3. Situation géographique

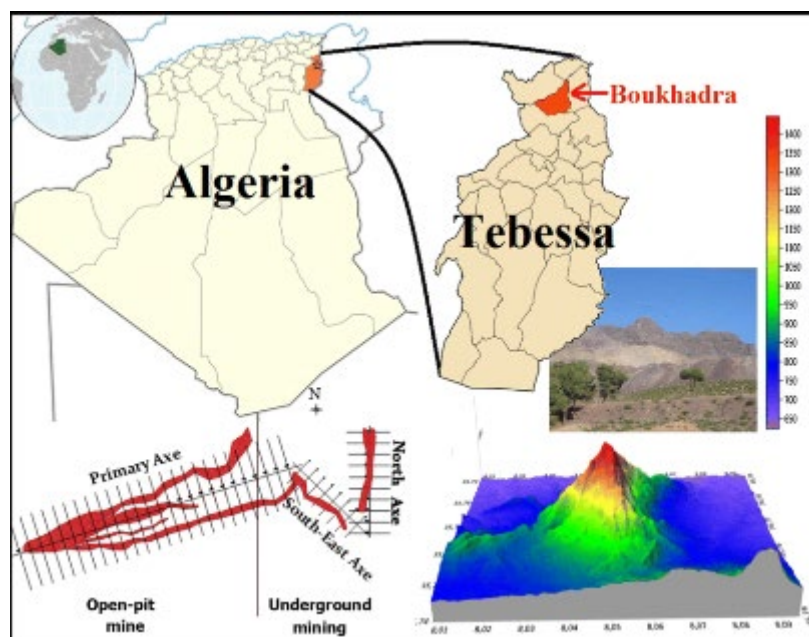
La mine de fer de Boukhadra est un complexe minier situé à l'Est de l'Algérie dans la ville de Boukhadra ; à environ 200 km au Sud-Est de la ville côtière d'Annaba, à 45 km au nord-est de Tébessa et à 18 km de la frontière Algéro-tunisienne.

Le climat est continental et sec, les températures varient entre 40°C en été et 0°C en hiver, la Pluviométrie est faible avec parfois de faibles chutes de neige.

La vile de Boukhadra est reliée à Annaba par une voie ferrée à travers laquelle le minerai de fer exploité est acheminé vers le complexe sidérurgique d'El-Hadjar.

On peut y accéder également grâce au réseau routier national RN16 et ...

C'est l'une des plus grandes mines de l'Algérie, elle se trouve dans le Djebel Boukhadra constitué d'un massif isolé qui s'élève au-dessus de la vallée de Morsott de 700 à 800m d'altitude. Avec un point culminant de 1463m. Le gisement est entre les méridiens 8°-01' et 8°- 04' Est et les parallèles 35°-40' et 35°-50' Nord gisement est entre les méridiens 8°-01' et 8°- 04' Est et les parallèles 35°-40' et 35°-50' Nord.



Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

Figure I.2 : Localisation de la mine de fer de Boukhadra

I.4. Organisation de la mine de Boukhadra

L'entreprise chargée de l'exploitation à Boukhadra est structurée comme suit :

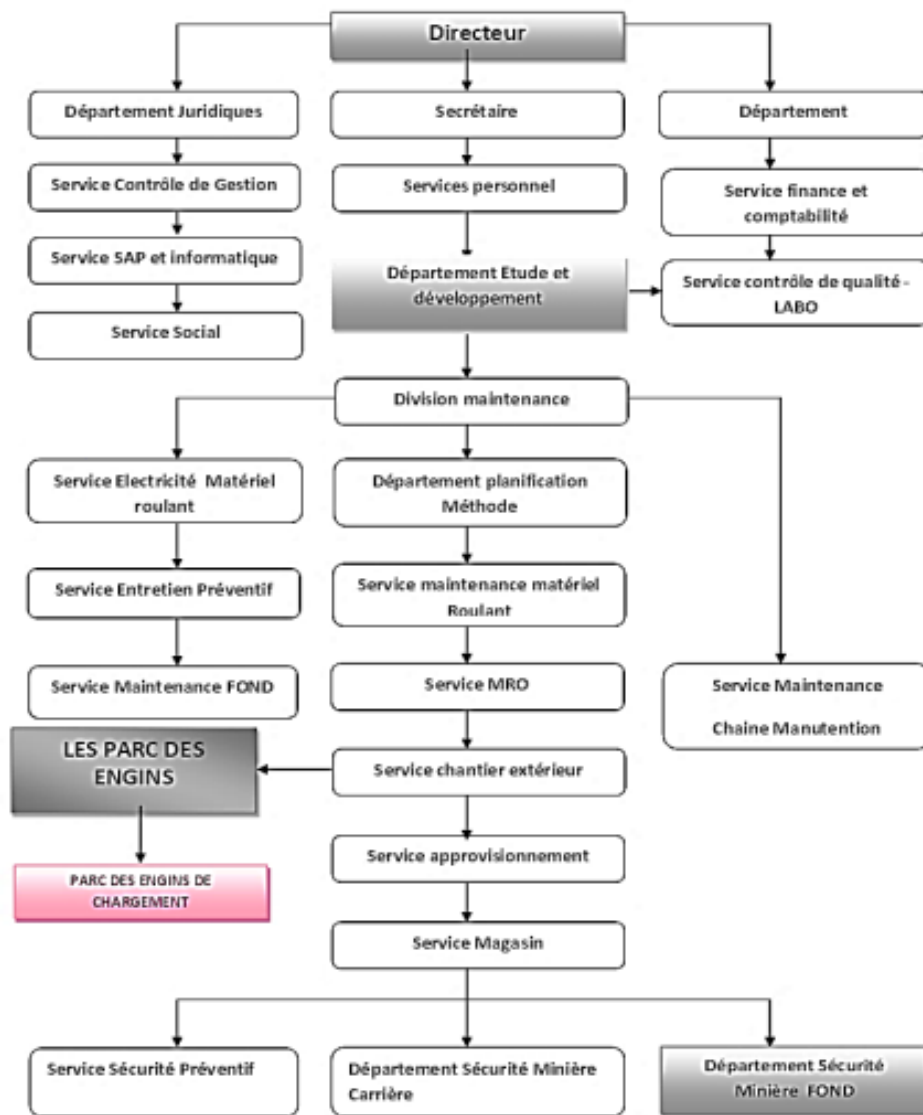


Figure I.3 : Organigramme actuel de l'entreprise

I.5. Géologie régionale

Les Monts de Mellegue font partie intégrante de l'Atlas saharien, qui se poursuit en Tunisie par l'Atlas tunisien. Il est composé de trois faisceaux de plis organisés en échelons et formant du Sud-Ouest vers le Nord-Est ; Monts des Ksours, Djebel Amour, Monts de Ouled Nail, les Aurès et les Monts de Mellègue.

Plusieurs études réalisées dans la région des confins Algéro-tunisiens, considèrent les formations triasiques comme des diapirs polyphasés liés aux phases compressives

Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

depuis l'Aptien jusqu'au Quaternaire (Dubourdiou, 1956 ; Aoudjehane et al, 1992 ; Bouzenoune, 1993 ; Bouzenoune et al, 1995 ; Kowalski et Hamimed, 2000).

Certains auteurs rattachent une relation entre la mise en place des diapirs à des phases tectoniques distensives permettant la mise en place des formations triasiques en surface par une éventuelle halocinèse à caractère diapirique classique (Laatar, 1980 ; Orgeval et al, 1986 ; Smati, 1986 ; Chikhaoui, 1988 ; Hatira, 1988 ; Perthuisot et al, 1988). Quant à Vila (1994, 1995, 1996, 2001 ; Vila et Charrière, 1993 ; Vila et al, 1994 ; Vila et al, 1996), ils considèrent les formations triasiques comme d'importantes lentilles empruntées des fractures ouvertes qui vont être resédimentées et interstratifiées au sein des séries crétacées, à la manière de « glaciers de sel » sous-marins.

I.6. Géologie du site

Le djebel Boukhadra ; appartenant au domaine de l'atlas saharien est caractérisé par une structure géologique anticlinale très simple, de direction N.E/S.O, avec une terminaison périclinale au N.E. Le cœur de la structure est représenté par des sédiments de l'Aptien.

Du point de vue litho-stratigraphique, la région de Boukhadra est constituée par des sédiments du Mésozoïque tertiaire et du quaternaire.

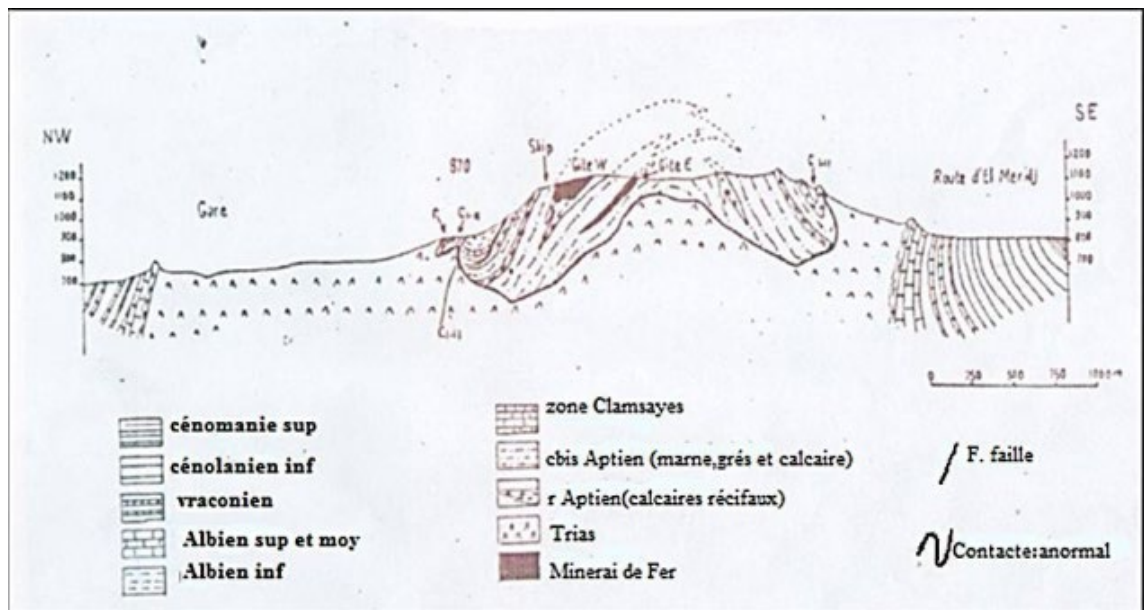


Figure I.4 : coupe transversale dans l'anticlinale du Boukhadra Dubourdiou, 1956

I.7. La stratigraphie

Les terrains du secteur de Boukhadra sont formés par des sédiments du Mésozoïque et une partie du Tertiaire et du Quaternaire pour le Mésozoïque, les formations sont formées par les sédiments du Trias et du Crétacé.

I.7. 1. Trias

Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

Les dépôts Triasiques rencontrés dans la région de Boukhadra sont représentés par les marnes bariolées, gypses, dolomies, débris de calcaires et de grés. Les roches du Trias se développent dans les parties Ouest, Sud et Sud Est et en contact anormal avec les dépôts aptiens du crétacé (Diapirisme).

I.7. 2. Le Crétacé

Dans le profil du crétacé, nous retrouvons le Cénomaniens, l'Aptien, l'Albien, le Coniacien, et le Cénomaniens où on a la série Aptienne, porteuse de la minéralisation est caractérisée par des marnes et des calcaires constituant la partie inférieure qui encaisse le gîte Sud, des calcaires récifaux construits, à organismes fossiles (rudistes) qui constituent le niveau porteur de la minéralisation principale et des grés et calcaires de la partie supérieure de l'Aptien non productif et on a :

I.7. 3. L'Aptien

Les dépôts ou les sédiments aptiens de la région Boukhadra occupent des vastes surfaces. L'aptien se présente sous forme de deux faciès bien distincts :

- Faciès carbonatés (calcaire).
- Faciès terrigènes (marno-grésocalcaireux).

- L'Albien. : La base et le sommet de l'albien sont surtout représentés par des marnes, la partie moyenne étant constituée dans une large mesure par des calcaires sublitographiques.

- Vraconien. : La séquence est composée de minces lits de marnes avec intercalation d'argile marneuse noires et de calcaires marno-argileux. La puissance maximale est de (470m).

- Le Cénomaniens. Il s'agit d'une série de marnes gris ou verdâtres grises, avec par endroits des intercalations de calcaires.

-Turonien : Les dépôts de cet âge s'observent dans la partie Ouest et Sud du domaine traité. Il s'agit surtout de calcaires épais et massif pélitique marneux dans la partie basale, avec de rares minces intercalations de marnes. La puissance est variable, décimétrique jusqu'aux quelques centaines de mètres.

- Coniacien : contient les marnes argileuses avec intercalation d'argile marneuse et par endroit de calcaire marneux.

I.7. 4. Le Tertiaire

Les dépôts classés comme Tertiaire (miocène) sont observés seulement dans la partie occidentale du domaine étudié et sont représentés par des conglomérats à éléments variés, cimentés par une matrice carbonatée et des intercalations de roches gréseuses.

Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

I.7. 5. Le Quaternaire

Les dépôts récents du Quaternaire sont formés par un matériel caillouteux, blocs de calcaires, grès, débris de minerai et de conglomérats. Ils sont répandus aux flancs de la montagne et dans les parties basses du relief.

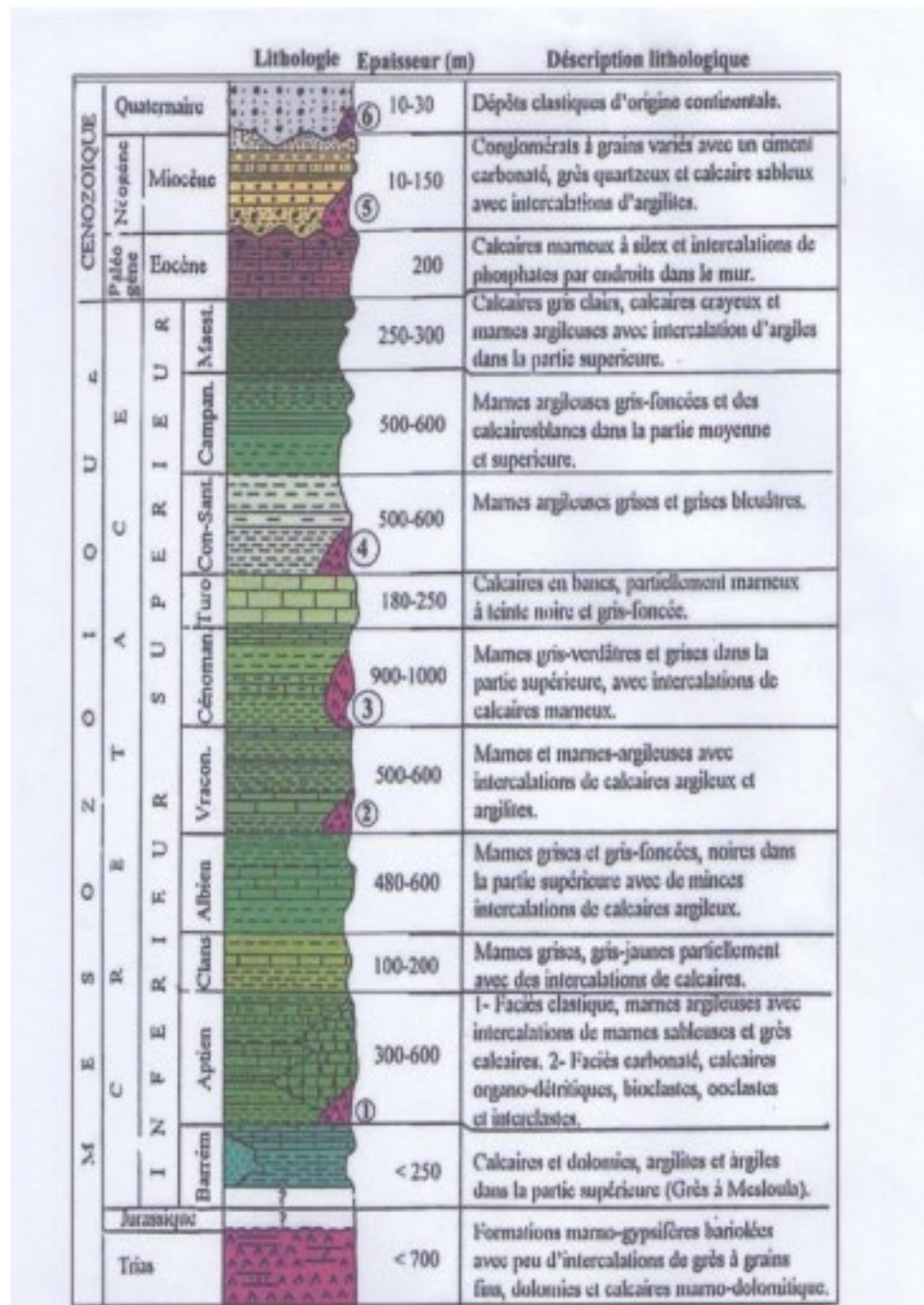


Figure I.5 : Colonne stratigraphique synthétique du mont de Boukhadra



Figure I.6 : Vue d'ensemble sur le relief de Boukhadra

I.8. Tectonique

La région de Boukhara est marquée par deux phases tectoniques ; la phase de plissement et la phase de tectonique cassante. Dans la structure anticlinale de Boukhara, on observe deux grandes dislocations tectoniques :

Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

- La 1^{ère} se prolonge presque parallèlement à l'axe de l'anticlinal à partir du pic vers la terminaison périclinale.
- La 2^{ème} zone de dislocation tectonique de direction WNW-ESE coupe la structure dans sa partie centrale en deux parts, l'amplitude de cette dislocation peut arriver jusqu'à 1000 mètres.

D'autres failles, sans importance majeure, à petits rejets sont à signalées également aux environs immédiats du gisement.

Par ailleurs, nous citons le phénomène de diapirisme qui ajouté un rôle prépondérant dans la formation de la structure et les manifestations minérales de Boukhadra.

I.9. Géomorphologie

Le gisement ferrugineux de Boukhadra, appartenant au domaine de l'Atlas saharien est localisé dans le massif montagneux de Djebel Boukhadra, caractérisé par une structure anticlinale très simple de direction NE-SO avec une terminaison périclinale au NE. Le Djebel Boukhadra s'étend sur une longueur de 7 à 8 Km et une largeur variant de 3 à 5 Km, suivant une direction NE-SO. Les côtes absolues dans les limites de la concession minière variant de 750m au pied de la montagne à 1463m au point culminant, localisé au niveau du pic de Boukhadra.

La région de Boukhadra est constituée par les roches du Mésozoïque (Secondaire), Cénozoïque (Tertiaire) et du Quaternaire.

I.10. Hydrogéologie

D'après les études hydrogéologiques il n'y a aucune nappe aquifère en eau potable dans la région minière de Boukhadra mais il existe une nappe aquifère d'eau non potable qui est caractérisée par un niveau hydrostatique égale à 818m.

Dans le niveau amont 926m, un mince filet d'eau apparaît entre les marnes. Cette eau est récupérée par une citerne pour l'arrosage de la piste ainsi dans les forages.

Le réseau hydrographique dans la région de la mine de Boukhadra est faible, à l'exception des multiples petits chéneaux d'écoulement pluviaux sans importance majeure qui parsème de Djebel Boukhadra.

I.11. Hydrologie

Selon la géologie, on ne peut pas parler d'oueds, ou de réseau hydrographique proprement dit, mais on remarque des talwegs secs pendant une longue période de l'année et à faible écoulement. Leurs captages pratiquement impossibles à cause de la topographie et leurs faibles quantités.

Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

Tableau I. 1 : Les réserves géologiques et exploitables de la mine de fer de Boukhadra

SITES ET QUARTIERS	RESERVES GEO (T)		RESERVES EXP (T)		OBSERVATIONS
	TONNAGE	Fe %	TONNAGE	Fe %	
CIEL-OUVERT					SITE AMONT EN DEVP EPUISEMENT DES RESERVES EPUISEMENT DES RESERVES
CARRIERE PRINCIPALE	10 188 010	57,15	9186310	55,95	
CARRIERE PIC	-	-	-	-	
CARRIERE BK II	-	-	-	-	
CARRIERE AIN ZAZIA	3 518 316	43,05	3 342 400	42,55	
TOTAL CIEL-OUVERT	13 706 326	53,53	12 528 710	52,38	
SOUTERRAIN					
3 ^{ème} PHASE	2 782 145	54,40	1 303 145	54,07	SUR LES DEUX AXES AXE SUD EST ET AXE PRINCIPAL
1105 /1165					
4 ^{ème} PHASE	6 440 000	54,77	6 023 100	54,75	SUR LES TROIS AXES EN PROJET
1105 /1045					
AU DESSOUS DE 1045	11 201 700	55,22	11 201 700	55,22	EN PROJET
Total réserves carr-prin non expl à ciel ouvert	13 000 000	57,00	12 395 000	55,86	EN PROJET
TOTAL SOUTERRAIN	33 423 845	55,76	30 922 945	55,34	
TOTAL MINE	47 130 171	55,11	43 451 655	54,48	EN CATEGORIES B+C1+C2
TOTAL MINE	56 380 471		52 701 955		EN CATEGORIES B+C1+C2+P

I.12. Les travaux de prospection dans la zone

Les réserves en minerai de fer de la mine de Boukhadra s'élèvent à 50 millions de tonnes avec une teneur moyenne en fer supérieure à 50%.

La prospection détaillée du gisement a été réalisée durant les années 50 et 70 par les ouvrages miniers et des sondages de profondeur moyenne, les ouvrages de prospection

Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

sont répartis sur 09 niveaux (825 à 1285). Selon la première estimation des réserves réalisées en 1981 par la D.E.D basée sur les résultats de prospection, les réserves globales sont de 50 millions divisés en trois parties (corps) :

- Corps Nord ;
- Corps Médian ;
- Corps Sud.

Les trois corps sont bien prospectés à partir de la coupe 108 sur l'axe principal (corps Nord et Médian), les réserves sont en cours d'exploitation par la méthode à ciel ouvert (carrière principale et BK II).

L'exploitation souterraine est concentrée sur la partie Sud du gisement (corps Sud), les réserves sont réparties sur trois axes :

- Axe principal ;
- Axe Sud – Est ;
- Axe Nord.

La partie de ces réserves situées sur l'axe principal allant de la coupe 100 à la coupe 105 et de la coupe 4 à la coupe 10 sur l'axe Sud – Est dont l'exploitation initiale avait été prévue par la méthode souterraine, a été extraite par la méthode à ciel ouvert (carrière BK II jusqu'au niveau 1135), ceci compte tenu du taux de découverte avantageux et de la morphologie du relief.

Tenant compte des conditions géométriques du relief, toutes les réserves situées sur l'axe Nord seront exploitées par le souterrain.

En 1982, la D.E.D. a élaboré un projet d'ouverture des réserves de l'axe Nord situé entre les coupes 204 et 300.

Ce projet donne d'une manière très précise tous les ouvrages miniers concernant le premier étage d'exploitation (1225-1300), ainsi que le niveau de roulage principal pour l'ensemble de la mine souterraine (1105 – 1045). Le projet d'exploitation du gîte souterrain a été divisé en deux parties :

- Le projet de BK II conduisant à l'extraction des réserves situées au-dessus du niveau 1105 (axe principal et S/E). Une partie de ces réserves a été récupéré en ciel ouvert et en méthode combinée (1117-1135 et 1135-1250) et la partie entre (1105-1117) en souterrain (presque épuisée).
- La deuxième partie du gîte souterrain concerne les réserves situées au-dessous du niveau 1105, réparties en plusieurs phases d'exploitation.

La prospection géologique a été effectuée principalement par des travaux miniers, suivant des niveaux distants de 30m entre les horizons 1105 -1165 et 1045 -1105.

A partir des galeries principales longeant la direction du corps minéralisé, ont été creusées des recoupes perpendiculairement au corps, espacées de 50m et rarement 100m (niveau 1045).

I.13. Caractéristiques de la minéralisation

La minéralisation est de type hématite-limonite résultant de l'oxydation de la sidérite. Minerai hématite de formule chimique Fe_2O_3 et de densité $d = 2.7$, La teneur en Fer varie de 51 à 54%.

Tableau I. 2 : Teneur de différente minéralisation

Les éléments chimiques	La teneur (%)
SiO ₂	6 -9
CaO	3.5 -8
Mn	2.0 - 3
MgO	0.2 - 0.40
S	0.04 - 0.10
Cu	Trace
P	0.002 - 0.01
Pb	0.005 - 0.02
Zn	0.01
H ₂ O	2-6
Na ₂ O + K ₂ O	0.05 - 0.3

I.14. Caractéristiques du gisement de Boukhadra

Globalement, le gisement de Boukhadra est composé de quatre (04) corps minéralisés principaux :

- Corps principal ;
- Corps Nord ;
- Corps Médian ;
- Corps Sud et les petites veines de moindre importance.

- Le corps principal développé entre les coupes 119 et 125 est localisée dans la partie profonde de la carrière (816 – 868). Il est caractérisé par une longueur de 300m en direction, une profondeur de 30m (jusqu'au niveau sidéritique) et une puissance moyenne de 70m environ. Ce corps représente la racine (tronc commun) des autres corps miniers.

- Le corps Nord est caractérisé par une longueur de 800m (jusqu'au pic), une profondeur de 180m et une puissance moyenne de l'ordre de 30m.

- Le corps Médian de dimension sensiblement supérieure par rapport aux corps Nord et Sud a une longueur de 500m, une profondeur de 200m en aval pendage et une épaisseur moyenne de 35m.

- Enfin, le corps Sud qui s'est développé dans trois directions différentes et qui renferme 64% des réserves globales du gisement.

I.15. Les roches encaissantes

Les roches encaissantes pour les deux filons sont représentées par des marnes sableuses (gréseuses) de couleur jaune et grise à intercalation de bancs calcaire de 5 à 10m au mur et par des calcaires ou calcaires marneux avec une intercalation de lentilles marneuses au toit.

Quant au filon Nord, comparativement aux autres filons, il est caractérisé par des dimensions plus réduites (épaisseur moyenne de 15 à 20m) et un pendage de 50 à 60% vers l'Est. Les roches encaissantes sont de type carbonaté, parfois dans la partie Sud du filon (coupes 292-297), le minerai est encaissé dans une lentille marneuse intercalée dans de grandes masses de calcaire Aptien.

Chapitre I : Analyse géologique et minière de la mine de Boukhadra

Toutefois, il faut noter que les caractéristiques lithologiques des roches composant le gisement de Boukhadra sont insuffisamment connues du fait que la description géologique détaillée des ouvrages de prospection n'a pas été faite ; ce qui rend la tâche de l'exploitant difficile pour la connaissance exacte des zones instables pour la construction des ouvrages d'exploitation (cheminées de jet, montage, etc....)

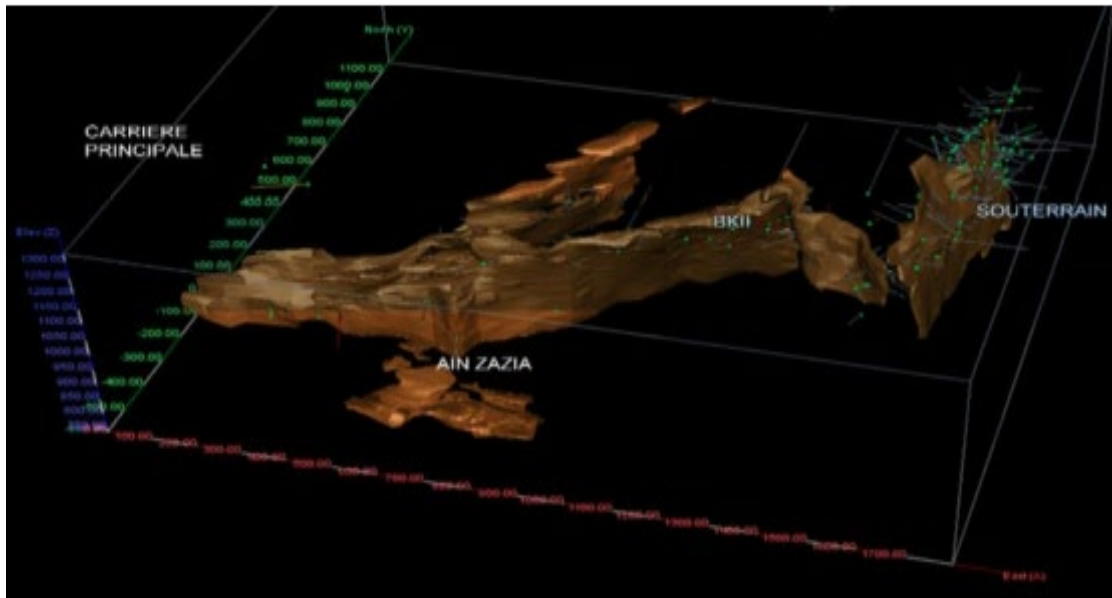


Figure I. 7 : La configuration du gisement de fer de Boukhadra

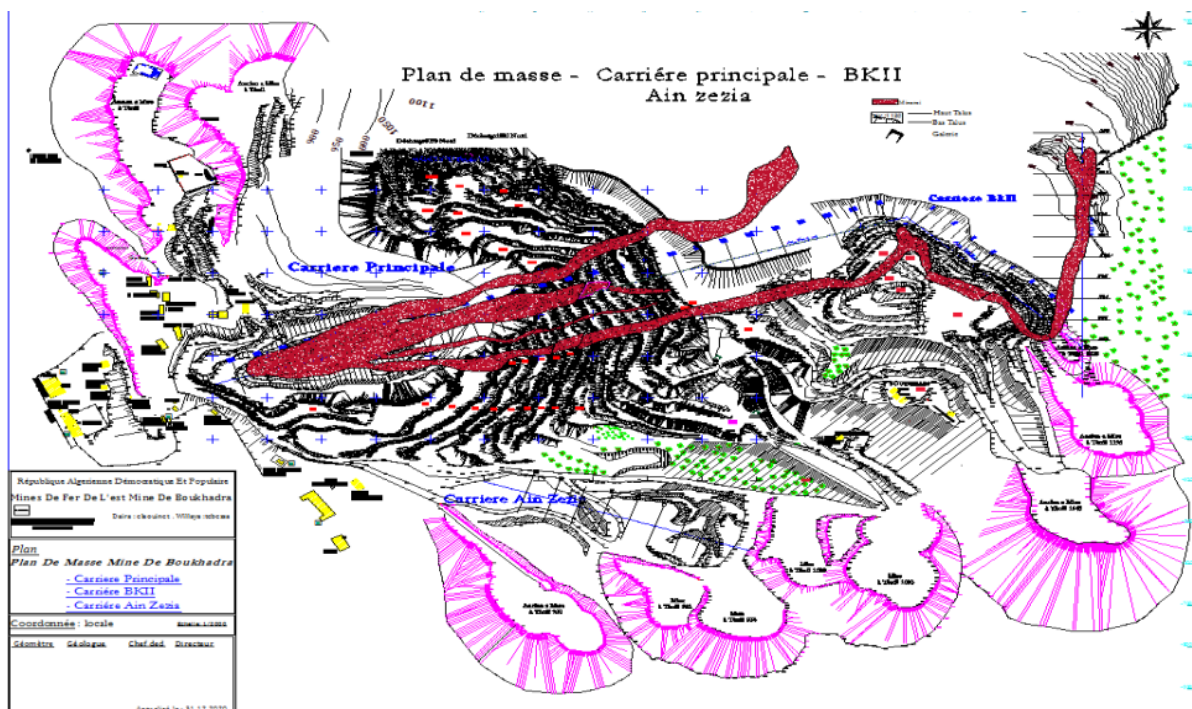


Figure I.8 : Plan de masse de la mine de fer de Boukhadra

Chapitre II : Partie minière

II. I. Mode d'ouverture

I. Introduction

Le problème majeur d'exploitation de gisements par mode à ciel ouvert dans une région montagneuse consiste, dans la plupart des cas, à réaliser un ouvrage minier (demi tranchée ou route d'accès) partant de la dépression (niveau où sont généralement installées les usines, station de concassage, etc.) jusqu'à son sommet, cette réalisation n'est possible que lors de relief accessible qui ne présente d'ambiguïté d'ordre topographique. Ensuite, l'exploitation se résumera de la même manière que pour les gisements à relief plat.

L'ouverture d'un gisement de minerai près de la surface du sol se réalise en général à l'aide de tranchée, une tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur, de section habituellement trapézoïdale, que l'on mène dans le but de la mise à jour du gisement ainsi que pour faciliter l'accès aux engins de transport.

La résolution et la réalisation pratique de la découverte d'un gisement prédétermine pour longtemps et parfois définitivement l'agencement de l'exploitation de la carrière et sa rentabilité. Concernant ce problème une signification particulière est à retenir pour : le type et la disposition mutuelle des ouvrages d'ouverture (mode d'ouverture) ; la hauteur du gradin ; la direction de progression des travaux miniers dans l'espace, qui prédétermine l'emplacement des ouvrages miniers d'ouverture.

Lors du choix du mode d'ouverture plusieurs facteurs doivent être considérés :

- - Le contour final de la mine (limite);
- - Le système d'exploitation;
- - Le type de transport adopté;
- - Le délai de construction de la mine;
- - Les conditions et la forme du gisement;
- - Le relief environnant ;
- - L'implantation à la surface d'installations et de terrils;
- - La qualité du minerai;
- - Les facteurs climatiques;
- - Les possibilités de financement.

L'ouverture d'un gisement se fait par le creusement des **tranchées principales** qui donnent l'accès à la couche minérale et de **tranchées de découpage** qui préparent le

Chapitre II : Partie minière

champ de la mine à l'exploitation. Les tranchées principales sont de section trapézoïdale et ont un profil longitudinal et transversal particulier.

Il faut aussi remarquer que le principe d'exploitation des gisements par mode à ciel ouvert demeure le même aussi bien lors du relief plat que pente.

Les étapes de la construction ne varient pas aussi du premier cas au second, car ; il est toujours exigé :

- D'abord d'ouvrir la carrière soit par tranchée d'accès ou demi tranchée d'accès, et là il faut seulement souligner que lors du relief pente les travaux de creusement se développent de bas en haut.
- De découper le gisement en différents horizons de travail à partir du sommet, sauf dans certains cas de relief présenté un palier à un certain niveau d'où débutera l'exploitation en un premier stade.
- Et enfin de passer à l'exploitation proprement dite, grâce à l'utilisation des processus technologiques miniers qui peuvent être identiques dans les deux cas de relief.

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. [2]

❖ Les facteurs géologiques

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

❖ Les facteurs technico-miniers

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

❖ Les facteurs économiques:

- Dépenses capitales de la construction de la carrière ;
- Rendement.

Le 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. I. 1. Les modes d'ouverture appliqués aux mines à ciel ouvert [11]

a- Ouverture des gisements horizontaux et peu inclinés

- Ouverture par tranchées séparées (isolées intérieures et extérieures);
- Ouverture par tranchée commune extérieure ;
- Ouverture par tranchée de groupes communs extérieurs ;
- Ouverture par tranchées couplées.

b- Ouverture des gisements inclinés et dressants

Ces gisements situés à une profondeur importante sont ouverts par :

- Tranchées communes intérieures ;
- Tranchées combinées.

c- Ouverture des gisements à relief montagneux

Généralement l'ouverture des gisements à relief montagneux s'effectue de bas vers le haut par des demi-tranchées.

- Si l'angle du flanc de coteau (β) est faible (4-8) % la demi tranchée est réalisée sans avoir recours aux travaux de creusement, car ils sont alors remplacés par les travaux de remblayage.

- Dans le cas où $\beta > \delta$ la demi-tranchée est creusée dans le massif dans toute sa largeur.

Il est évident dans telle condition on tache toujours de réduire la largeur d'excavation.

La demi-tranchée peut avoir deux tracés :

- **Rectiligne** : si l'angle de la pente du flanc de coteau β est inférieur à 12%
- **En serpent** (curviligne) : si β est supérieur à 12%

II. I.2.L'ouverture du gisement au niveau de la mine de Boukhadra [11]

Comme on sait, que l'exploitation des gisements à relief montagneux se réalise par une ouverture à demi-tranchée d'accès, dont leur réalisation pour la mine de Boukhadra elle se caractérise par 3 niveaux desservis et de tracé presque rectiligne elle est nommée « demi tranchée d'accès commune ».

II. I.2.1.Etapes de creusement de la demi-tranchée d'accès

1 ère étape :

On fore des trous de mines de diamètres $d_{tr} = 65$ mm dans les longueurs varient de 0.8 à 2m. Dans le but de créer une plateforme de largeur de 4 m.

Chapitre II : Partie minière

Les trous forés qui sont distance de 1m l'une des autres sont chargés, bourrés, en suite tirés.

2^{ème} étape :

On évacue les déblais à l'aide d'un bulldozer préparé la plateforme de travail là où la sondeuse peut forer les trous.

3^{ème} étape :

Après l'évacuation des déblais, on introduit la sondeuse qui va forer des trous inclinés ou horizontaux.

4^{ème} étape :

Après avoir faire les trous, on les charge par l'explosif en suite on les bourrés par sable ou par argile, en fin on les tirés. Une fois le tir est réalisé on procède au transport des déblais au moyens des camions.

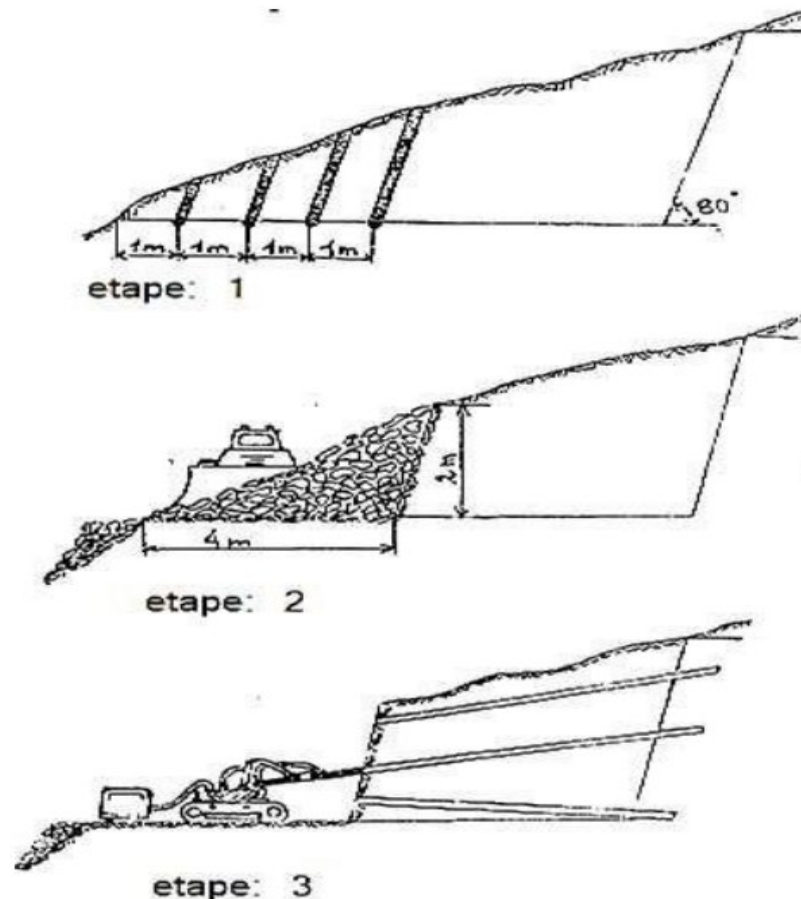


Figure II. 1 : Schéma des étapes de creusement de la demi-tranchée

De cette manière-là, on fait la réalisation de la demi-tranchée d'accès jusqu'au sommet avec les travaux de tirs et d'évacuation avec le bulldozer ; et il y a des cas où l'évacuation se fait par bulldozer directement dans le cas des roches tendres.

Comme se présente dans la figure. Et à chaque fois en réglant la plateforme à l'aide d'un bulldozer qui pousse les déblais sur les versants.



Figure II. 2 : 4^{ème} étape de creusement de la demi-tranchée d'accès

II. I.3. Calcul Les paramètres d'ouverture de la carrière [2]. [5]

II. I.3.1. Pente de la piste

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 vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des Dumpers pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limites, on doit veiller à ne pas dépasser 10%. Cette pente est pratiquement surmontable par les camions envisagés pour le transport. Surtout si nous prenons en considération que ces derniers vont circuler à vide en montée et à charge en descente (exploitation du haut vers le bas).

II. I.3.2. 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.

Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :

1^{er} cas : circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

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

Où :

T : C'est la largeur de la piste ;

a : Largeur de la benne du camion, ($a \approx 6$ m (valeur approximative)) ;

C : Largeur de la bande de sécurité;

$$C = 0,5 + 0,005 V ; m$$

Où :

V : C'est la vitesse moyenne de circulation des camions ($V = 25 \text{ km / h}$).

Donc : $C = 0,62 \text{ m}$

Alors, $T = 7,24 \text{ m}$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à une seule voie est : $T = 7,24 \text{ m}$.

2^{ème} cas : circulation à double voie (pour la piste principale) comme illustré sur la figure

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

Où:

r : La largeur de la rigole d'évacuation d'eau = 0.4 m .

X : Distance entre les bennes des camions, $X = 2 \times C \text{ (m)}$.

Alors, $T = 14,88 \text{ m}$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est : $T = 15 \text{ m}$

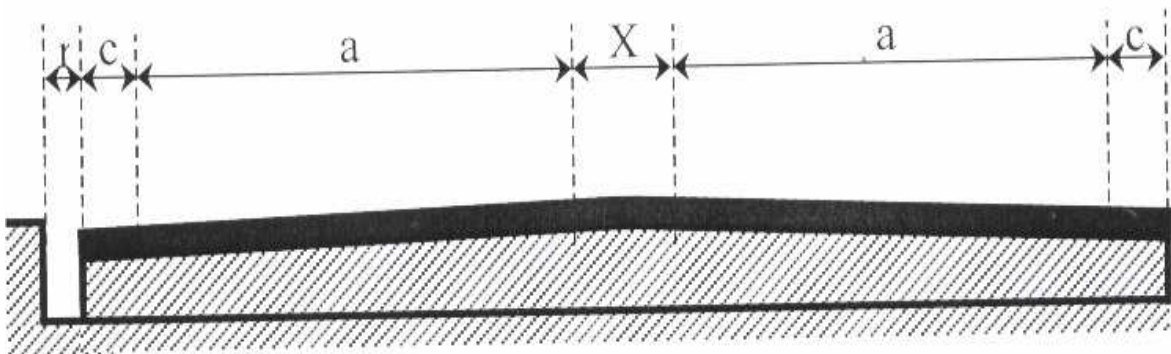


Figure II. 3 : Schéma de la largeur de la piste

II. I.3.3. Longueur de la piste

La piste principale possède une longueur totale de 1400 m. A partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de la construction de la plateforme de travail (limite supérieure) au niveau 974m. Dans l'évolution des travaux d'abattage qui conduit au déplacement du front de taille, on aménagera des pistes dites "provisoires". Seule celle qui mène vers la station de concassage sera définitive.

II. I.4. Paramètres technologiques de la demi-tranchée d'accès

II. I.4.1. Largeur de la demi-tranchée d'accès

Théoriquement on peut la déterminer d'après le schéma suivant:

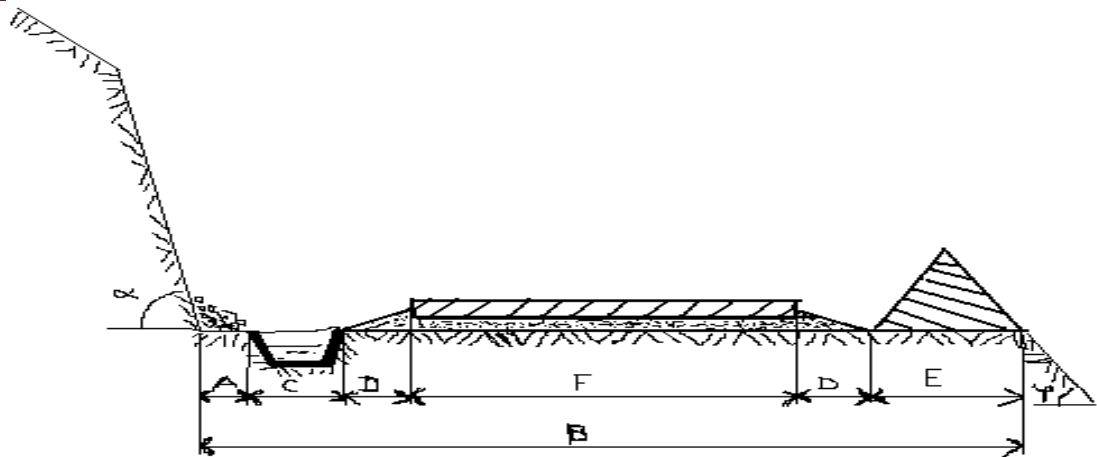


Figure II. 4 : Détermination de la largeur du demi-tranchée d'accès

D'après le schéma ci-dessus, on distingue que la largeur de la demi-tranchée d'accès est comme suite:

$$\mathbf{B = A + C + 2D + T + E ; m}$$

Où:

A: Berme de sécurité de chute de pierres; $A = 1.5 \div 2.0$ m; ($A=1.75$ m).

T: Largeur de la chaussée de transport;m.

Dans la carrière la chaussée de transport est à deux voies de $T=15$ m;

C: Largeur de la régole;m , $C = 0.5$ m;

D: Largeur des accotements; m, $D = 1.0 \div 2.0$ m; ($D=2$ m).

E: Largeur de la digue de protection;m, $E=2.5$ m.

Donc:

$$\mathbf{B = 23.75 \text{ m .}}$$

II. I.4.2. Longueur de la demi-tranchée d'accès :

Théoriquement on a la déterminée par la formule suivante:

Où:

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

H_i : Niveau inférieur de la demi tranchée d'accès;m

i:Pente directrice de la demi tranchée d'accès ($0.08 \div 0.12$) chaque 100 mètre ;

Dans la mine de boukhadera $i=10\%$.

Chapitre II : Partie minière

k_a : Coefficient d'allongement du tracé; il dépend du type de jonction et de la forme de tracé (voir tableau):

Tableau II. 1 : Représente le type de jonction de la demi-tranchée d'accès

Type de jonction	Coefficient d'allongement; k_a
Raccordement à pente directrice	1.1 ÷ 1.2
Raccordement à réduction de la déclivité	1.2 ÷ 1.4
Raccordement à réduction de la déclivité	1.4 ÷ 1.6

Dans la mine de boukhadera le type de jonction se fait à pente directrice donc $k_a = 1.2 \div 1.4$.

Alors les longueurs du demi tranchée d'accès est égale :

II. I.4.3. Angle du talus de la demi-tranchée d'accès

L'angle de bord du demi tranchée d'accès dépend des propriétés physiques des roches dont la principalement la dureté et la durée de service de cette dernière.

Dans notre cas, l'angle du talus de la demi tranchée d'accès et le même au celle des gradins 80° .

II. I.4.4. Volume de la demi-tranchée d'accès

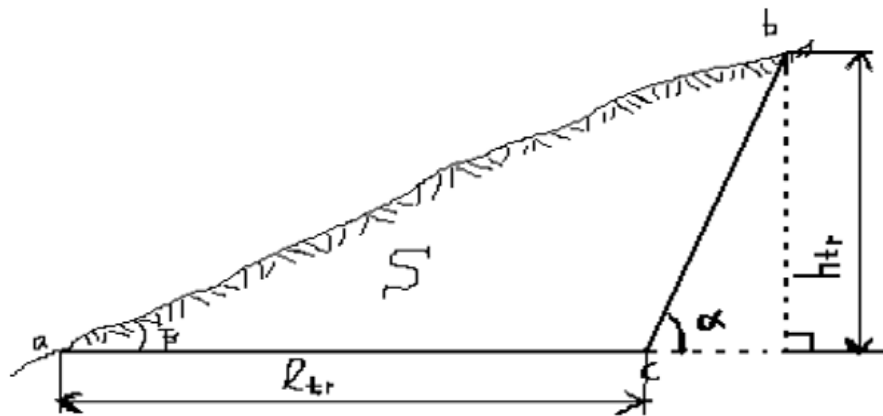


Figure II. 5: Section de la demi tranchée d'accès

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$V_{t.a} = \frac{b^2 \times \sin \alpha_d \times \sin \beta_f \times I}{2 \sin (\alpha_d - \beta_f)}; m^3$$

Chapitre II : Partie minière

Où :

b: Largeur de la demi-tranchée d'accès (b=20.5m).

α_d : Angle du bord de la demi-tranchée d'accès est égal à 75°.

β_f : L'angle du flanc de coteau est égal à 60°.

L: Longueur du demi tranchée d'accès L= 1300 m.

$$V_{t.a} = \frac{24.47^2 \times \sin 80 \times \sin 35 \times 1300}{2 \sin(80-35)} ; m^3$$

$$V_{t.a} = 310913.12 m^3$$

II. I.4.5. Calcul du volume de la demi-tranchée de découpage

Se calculé par la formule suivante :

$$V_{t.d} = \frac{b^2 \times \sin \alpha_d \times \sin \beta_f \times I}{2 \sin(\alpha_d - \beta_f)} ; m^3$$

Où :

b : Largeur de la demi-tranchée de découpage ;m

$$b = 2(R_b + 0.5B + m) ; m$$

Où :

R_b: Rayon de braquage du camion; R_b= 9.5m; dans les conditions de mine de Boukhadra.

B : Largeur du camion ; B= 5,01 m.

m: Le bas -coté (l'accotement) m=1m.

Donc:

$$b = 2(9.5 + 0.5(5.01) + 1) = 26 m$$

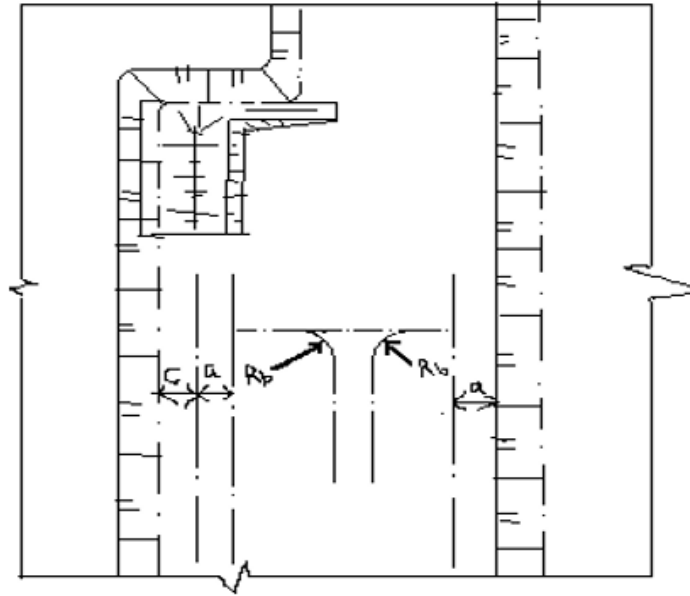


Figure II. 6 : Paramètre de la largeur de la demi-tranchée de découpage

α_d : Angle du talus du bord de la tranchée de découpage.

$\alpha_d=80^\circ$.

L : Longueur de la demi-tranchée d'accès.

L= 1300 m.

Donc :

$$V_{t.d} = \frac{26^2 \times \sin 80 \times \sin 35 \times 1300}{2 \sin(80-35)}$$

$$V_{t.d}=351008 \text{ m}^3$$

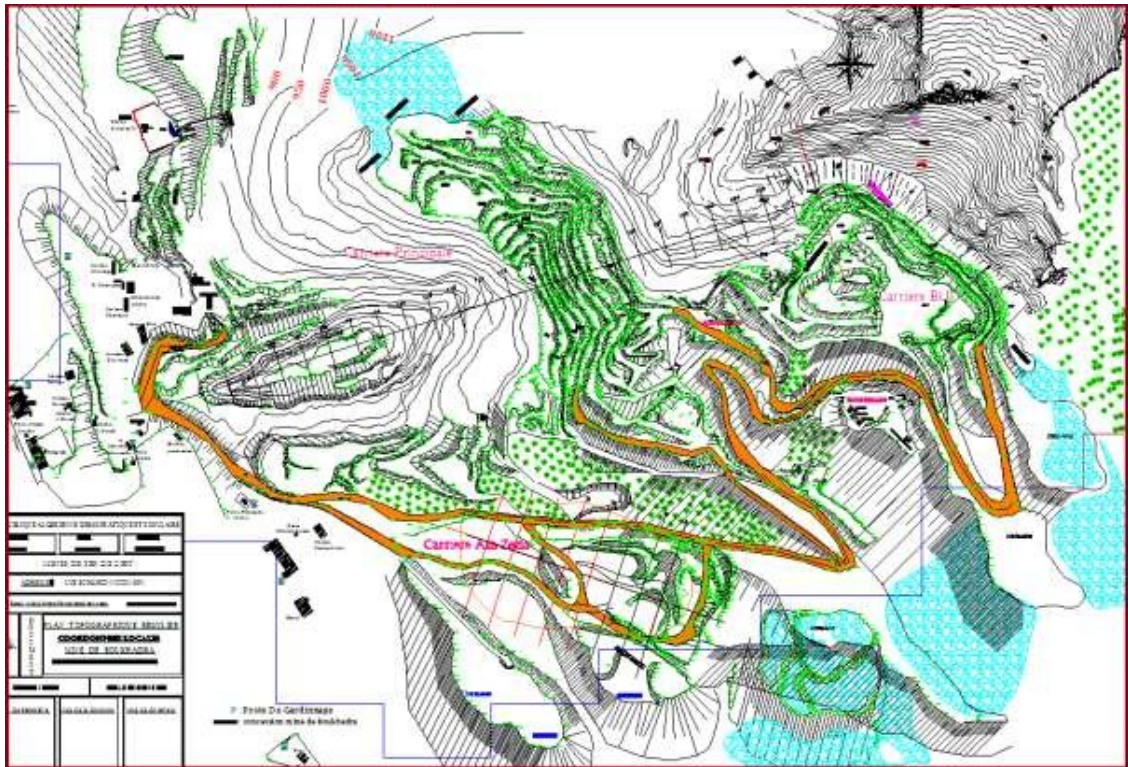


Figure II. 7: Plan d'ouverture de la mine de Boukhadra

II. II. Méthode d'exploitation

Introduction

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisations des travaux d'enlèvement des stériles et du minerai dans un ordre bien déterminé, en d'autres termes, un système d'exploitation caractérise le développement, dans l'espace et le temps, les travaux de préparation, de découverte et d'extraction à partir des conditions géologiques et minières.

Lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert on commence toujours le processus technologique par la préparation des roches à l'extraction. La qualité de ce maillon influe considérablement sur la productivité des engins miniers, la sécurité de travail et d'une manière sur l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert.

II. II.1 Méthode d'exploitation à ciel ouvert

II. II.1.1. Choix de la méthode d'exploitation

- Nombre et puissance des engins qui prennent part à la chaîne du processus;
- Technologie d'exploitation ;
- Nombre d'engins miniers prévus ;
- Dimensions du gîte ;

- Caractéristiques géologiques d'un gisement ;
- Mode d'ouverture du gisement ;
- Production planifiée en minéral utile.

D'après les données topographiques et géologiques, le gisement de Boukhadra, est caractérisé par un relief montagneux, avec un angle de flanc de coteau 30° .

Dans ces conditions l'exploitation se fait par des gradins successifs du haut vers le bas par la méthode de fonçage selon l'académicien ** RJEVSKY** Elle commence par la préparation du sommet avec un seul bord d'exploitation, afin d'avoir une plateforme de travail suffisante pour l'emplacement des engins. Au fur et à mesure qu'on avance sur le gradin supérieure ; on ouvre le gradin inférieur à partir de ce niveau. L'accès au gisement s'effectue par demi-tranchée commune de façon à faciliter le trafic des engins de chargement et les engins de forage.

II. II.1.2. Les principaux indices d'une méthode d'exploitation

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

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

II. II.1.3. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation [2].

[5]

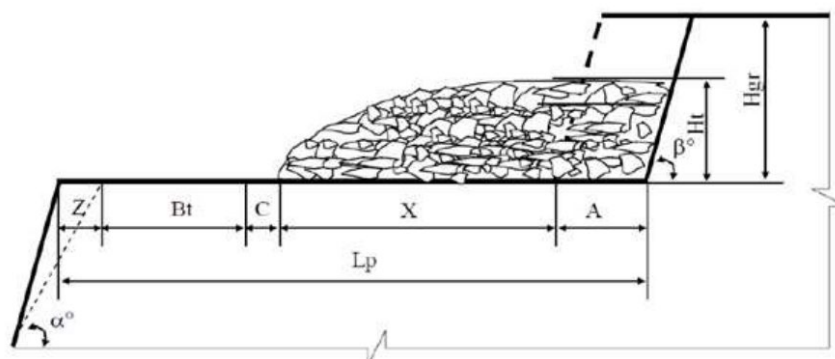


Figure II. 8: La plateforme de travail

Où :

Hg : Hauteur du gradin.

Ht: Hauteur du tas abattus.

A : Largeur d'enlèvement.

Chapitre II : Partie minière

X : Largeur du tas de roche abattu en dehors de l'enlevure.

C : Distance de sécurité entre l'arête inférieure du tas et la voie du transport.

B^a : Largeur de la bande auxiliaire destinée pour l'emplacement des engins ou installations auxiliaire.

T : Largeur de chaussée de transport.

Z : Largeur de prisme d'éboulement.

β : Angle du talus de gradin.

α :Angle du talus en activité.

- **La hauteur de gradin**

Généralement la hauteur du gradin est choisie en fonction des paramètres de travail de l'excavateur, de la stabilité des roches du massif, de l'organisation des travaux de forage et de tir, de sécurité de travail et d'autres facteurs.

D'après la dureté des roches la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement des excavateurs (**Hcr**) :

- Roches tendres : $H_g \leq H_{cr \text{ max}}$

- Roches dures : $H_g \leq 1,5 \times H_{cr \text{ max}}$

H_g: Hauteur du gradin;

H_{cr max} : la hauteur de creusement maximale de l'excavateur égale 10 m.

Donc:

$$H_g = 15m$$

Dans les conditions de gisement de la mine de Boukhadra on utilise l'extraction des roches par travaux de forage et de tir lors des roches dures. Alors la hauteur des gradins est de 12 ÷ 15m.

- **L'angle du talus des gradins**

L'angle du talus des gradins est pris en fonction de la nature et de la dureté des roches.

A la mine de boukhadera cette dureté variée de 7

Le tableau, illustre les données de l'angle du talus des gradins selon le coefficient de dureté des roches.

Tableau II. 2 : Angle du talus du gradin selon la dureté des roches

Coefficient de dureté	Angle d'éboulement des roches (°)	Angles du talus des gradins (°)
6 ÷ 8	65°	85°

Chapitre II : Partie minière

- **Remarque** : Dans la condition actuelle de la mine de Boukhadra l'angle de talus des gradins est 85° .
- **La largeur d'enlevure** Pour la détermination de la largeur d'enlevure on prend en considération :
 - Les propriétés des roches.
 - Le mode d'abattage des roches.
 - Le type et dimensions des engins de chargement.
 - Lors de l'exploitation des roches dures avec abattage à l'explosif, la largeur d'enlevure se détermine par la formule suivante :

$$A : W+(n-1).b ; m$$

Où :

- W : est la ligne de résistance des roches au pied de gradin (m). $w = 5 \text{ m}$.
- n : est le nombre de rangée de trous, $n = 1$.
- b : est la distance entre les rangées de trous. $b = 0$.

Donc :

$$A = w$$

$$A = 5 \text{ m}$$

- **La largeur de la plate- forme de travail**

La largeur de la plateforme de travail est déterminée en fonction des propriétés physiques et mécaniques de roches. Des dimensions du tas des roches abattues et des paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

Dans les carrières on essaye toujours de réaliser les plates formes de longueur suffisante pour assurer bonnes conditions de travail aux équipements miniers afin d'obtenir un bon rendement et assurer la sécurité de travail. La plateforme de travail est calculée par la formule suivante :

$$L_{p.t} = A+X+C+T+Z ; m$$

Où :

- A : Est la largeur de l'enlevure (m).
- X : Est la largeur du tas de roches abattues hors l'enlevure (m).

Chapitre II : Partie minière

$$X = A \times (2K_f \times \frac{hg}{ht} - 1); \text{ m}$$

Où :

– K_f : Est le coefficient de foisonnement des roches dans le tas ; K_f = 1,26

– H_g, H_t : Sont respectivement les hauteur du gradin et du tas de roches abattues.

$$H_t = (0,5 \div 0,8) \times H_g, \text{ m}$$

$$H_t = 0.65 \times 15$$

$$H_t = 9.75, \text{ m}$$

Donc :
$$X = 5 \times (2 \times 1.26 \times \frac{15}{9.75} - 1) = 14.38 \text{ m}$$

– C : est la distance de sécurité comprise entre le tas des roches abattues et la berme de transport ; c = 2.5 m

– T : est la largeur de la berme de transport dépend de :

Type et dimensions des camions ;

Vitesse de circulation ;

Nombres de voies de circulation.

– T: Largeur de la piste pour une circulation à double voie est : 15 m

– Z : Est la largeur du prisme d'éboulement (m) .

$$Z = hg (\text{ctg}\gamma - \text{ctg}\alpha), \text{ m}$$

Où :

– α: Est l'angle du talus du gradin ; α = 85°

– γ :Est l'ange du la talus de liquidation naturelle des roches ; γ = 60°

$$Z = (\text{cot } 60 - \text{cot } 85) \times 15 = 7,24 \text{ m}$$

$$Z = 7,24 \text{ m}$$

Alors la largeur de la plate-forme de travail sera :

Chapitre II : Partie minière

$$L_{p.t} = 4 + 14.38 + 2.5 + 15 + 7.24 = 43,12 \text{ m}$$

II. II.1.4. Approfondissement des travaux miniers annuels

La vitesse d'avancement annuelle du front de travail de la carrière est définie d'après le rendement annuel des équipements de chargement.

On détermine l'avancement des fronts d'après la formule suivants :

$$Vf = \frac{P_{an}}{L_{i\ Tot} \times H_f}, \text{ m}$$

Où :

- P_{an} : Est la production annuelle de la mine. (m^3 / an).
- H_f : Est la profondeur de la carrière, $H_f = 137 \text{ m}$.
- L_{tot} : Est la longueur totale des fronts ; $L_{tot} = 900 \text{ m}$.

Donc :

$$Vf = \frac{436363.6364}{900 \times 137}$$

$$Vf = 3.53 \text{ m}$$

II.III. Travaux de forage et de tir [10]

II.III. 1. Généralités

Le problème de la qualité de la fragmentation des roches dures par abattage à l'explosif reste à présent une préoccupation sérieuse pour les entreprises minières dans le monde entier et particulier en Algérie. Il est établi que la qualité de la préparation des roches dures a une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques et sur les indices principaux de travail des entreprises minières.

L'exploitation des gisements dont les roches sont de forte ou moyenne dureté s'effectue par les travaux de forage et de tir. C'est ainsi que la qualité de la fragmentation des roches à l'explosif influe considérablement sur les indices technico-économiques des processus postérieurs (extraction, chargement et transport). Cette préparation peut être effectuée en utilisant deux méthodes :

- L'abattage des roches à l'explosif.
- Débitage secondaire.

II.III. 2. Choix de mode de forage

Le choix de mode de forage dépend de quelques facteurs qui sont comme suite :

- Les propriétés physico-mécaniques des roches;
- Profondeur de forage à réaliser;
- Diamètre du trou à réaliser.

Il existe plusieurs modes de forage comme :

- Forage roto percutant ;
- Forage percutant ; qui en nette régression vu son faible rendement ;
- Forage rotatif (à vis et à molette) ;
- Forage à percussion rotative.

Le choix du type de la sondeuse est fondamentalement dicté par :

- La résistance de la roche à forer (Indice de forabilité I_f);
- Le diamètre de forage.

II.III. 3.Procédure de choix de la machine de forage [5]

Le bon choix d'une machine est prédéterminant pour les futurs rendements et coûts de l'opération de forage incitant l'ingénieur des mines à lui accorder une grande importance. C'est un véritable problème de conception de technologie, exigeant des jugements de valeur (Capp, F. M).

Déterminer et spécifier les conditions dans lesquelles la machine sera utilisée, comme les facteurs du travail (travail, emplacement, temps, etc.), avec la sûreté la considération finale

Énoncer les objectifs pour les phases de rupture de roche du cycle de production des opérations considérant des restrictions d'excavation et de transport, de la stabilité de pente de mine, écrasant la capacité, la géométrie de mine en termes de tonnage, la fragmentation, les vibrations , etc.

1. Basé sur des conditions de soufflage, concevoir le modèle de trou de forage (taille et profondeur de trou, inclinaison, fardeau, espacement, etc.).
2. Déterminer les facteurs de forabilité, pour le genre de roche prévu, et identifier les candidats méthode de forage qui semblent faisables (les fabricants peuvent réaliser des essais de forabilité de roche et recommander les exercices et l'outil de forage).
3. Spécifier les variables d'opération pour chaque système à l'étude, y compris le forage, la tige, l'outil de forage, et les facteurs de fluide de circulation.

4. Estimer les paramètres d'optimisation du traitement, y compris la disponibilité de machine et les coûts, et comparer. Considérer la source d'énergie et choisir les caractéristiques. Les centres de coût importants sont peu, forent la dépréciation, le travail, l'entretien, la puissance, et les fluides. L'usage et les coûts de l'outil de forage sont critiques mais difficile pour projeter.
 5. Choisir le système de forage qui, en satisfaisant mieux indisposent des conditions, a le plus bas coût global, proportionné à l'exploitation sûre.
 6. Les points 4 et 6 sont les la plupart des étapes difficile à accomplir du procédé de conception entier, principalement en raison du manque de fiabilité actuel de la prévision d'exécution de forage et détermination de forabilité. [15]
- Pour choisir un mode de forage il faut calculer l'indice de forabilité qui est proposé par l'académicien R jevsky qui se base sur la dureté et densité de la roche ;
 - Sur la base des données reçues lors de notre stage effectué au sein de la mine de Boukhadra on a prélevé certaines propriétés de roches nécessaires à l'élaboration de notre mémoire de la fin d'étude à savoir :

II.III. 3.1.Détermination de la dureté : Selon le professeur Protodiakonov, le coefficient de dureté se détermine par la formule suivante :

$$f = \frac{\sigma_{\text{comp}}}{100}$$

σ_{comp} : Contrainte de compression mono-axiale, kgf/cm² ;

$$\sigma_{\text{comp}} = 700 \text{ kgf/cm}^2$$

D'où le coefficient de dureté : $f = 7$ (Dureté max de la roche dure)

- **La contrainte à la traction**

Elle se détermine par la formule empirique suivante :

$$\sigma_t = (0.08 \div 0.12) \times \sigma_{\text{comp}} ; \text{ kgf/cm}^2$$

Dans ce mémoire, on prend :

$$\sigma_t = 0.10 \times \sigma_{\text{comp}}; \text{ kgf/cm}^2$$

Et par conséquent la valeur de la contrainte de traction est :

$$\sigma_t = 70 \text{ kgf/cm}^2$$

- **La contrainte au cisaillement**

Elle se détermine par la formule suivante :

Chapitre II : Partie minière

$$\sigma_{\text{dép}} = (0.13 \div 0.33) \times \sigma_{\text{comp}} \text{ kgf/cm}^2$$

On prend :

$$\sigma_{\text{dép}} = (0.2) \times \sigma_{\text{comp}} \text{ kgf/cm}^2$$

Alors :

$$\sigma_{\text{dép}} = 140 \text{ kgf/cm}^2$$

II.III. 3.2.Détermination d'indice de forabilité

L'indice de forabilité se détermine par la formule suivante :

$$I_f = 0.007(\sigma_{\text{comp}} + \sigma_{\text{dép}}) + 0.7 \times \gamma$$

$$I_f = 0.007 \times (700 + 140) + 0.7 \times 2.75$$

$$I_f = 7.80$$

La classification des roches selon l'indice de forabilité est représentée dans le tableau

Tableau .II.3 : Classification des roches selon l'indice de forabilité.

Classe	Type de forabilité	Df	Catégories
I	Très facile	1 ÷ 5	1, 2, 3, 4, 5
II	Facile	5,1 ÷ 10	6, 7, 8, 9, 10
III	Moyenne	10,1 ÷ 15	11, 12, 13, 14, 15
IV	Difficile	15,1 ÷ 20	16, 17, 18, 19, 20
V	Très difficile	20,1 ÷ 25	21, 22, 23, 24, 25

Notre minerai fait partie de 2^{ème} classe et de la 3^{ème} catégorie, autrement dit forabilité facile.

II.III. 3.3.Détermination d'indice de la tirabilité

La résistance des roches au tir est caractérisée par la consommation spécifique étalon d'explosif.

Elle se détermine par la formule suivante:

$$q_{\text{ét}} = 0.02 \times (\sigma_{\text{comp}} + \sigma_{\text{t}} + \sigma_{\text{dép}}) + 2 \times \gamma \quad ; \text{ g/m}^3$$

- γ : Masse volumique $\gamma = 2.75 \text{ t/m}^3$;
- σ_c Résistance à la compression des roches, $\sigma_c = 700 \text{ kgf/cm}^2$;
- σ_{tr} : Résistance à la traction des roches, 70 kgf/cm^2
- σ_{depl} : Résistance au déplacement des roches, $\sigma_{\text{depl}} = 140 \text{ kgf/cm}^2$

Donc :

$$q_{\text{ét}} = 0.02 \times (700 + 70 + 140) + 2 \times 2.67 \quad ; \text{ g/m}^3$$

Chapitre II : Partie minière

$$q_{\text{ét}} = 23.54 \text{ g/m}^3$$

Selon cet indice, la classification des roches est donnée par le tableau

Tableau II.4 : Classification des roches selon l'indice de tirabilité

Tirabilité	$q_{\text{ét}}$, g/cm ³	Classe	Catégorie
Facile	<10	I	1, 2, 3, 4,5
Moyenne	10,1 – 20	II	6, 7, 8, 9,10
Difficile	20,1 – 30	III	11,12, 13, 14,15
Très difficile	30,1 – 40	IV	16, 17, 18, 19,20
Exclusivement difficile	40,1- 50	V	21, 22, 23, 24,25

Selon la classification des roches et la valeur de l'indice de tirabilité calculé, notre roche est de tirabilité difficile (classe III, catégorie 2)

II.III. 4.Choix de type de la sondeuse

Le choix du type de la sondeuse dépend du mode de forage et de diamètres des trous..

Le tableau représente le choix du type de la sondeuse.

Tableau II.5 : Choix du type de la sondeuse

Sondeuse	Diamètre du trou (mm)	Indice de forabilité
À molette	160	5-10
	190-243	7-12
	243-262	8-14
A vis	125	1-3
	160	1-6
Roto percutant	105	6-15
	89	10-25
	60	10-25
Thermique	180-400	12-25

Alors d'après le tableau ci-dessus en choisit le mode de forage Roto-percutant de diamètre 105 mm.

III.2.Travaux de forage utilisé à la mine de Boukhadra

III.2.1.Mode de forage utilisé

Chapitre II : Partie minière

Le mode de forage utilisé à la mine à ciel ouvert de BOUKHADRA est le forage roto-percutante de diamètre 165mm. Le forage est réalisé par une sondeuse de type INGERSOLL - RAND T4BH.

Tableau II. 6 : Caractéristiques techniques de la sondeuse INGERSOLL- RAND T4BH.

N°	Caractéristiques techniques	Valeurs	Unités
1	Moteur	Diesel	-
2	Profondeur	45-72	M
3	Diamètre	165	Mm
4	Vitesse de déplacement	4,8	km/h
5	Vitesse de forage	30	m/h
6	Vitesse de rotation	200	t/min
7	poussé axial	22	T. f
8	Longueur de la tige	7,6	M
9	angle de forage	90	°
10	Poids	20	T



Figure II.9: La Sondeuse INGERSOLL - RAND T4BH utilisée pour les travaux de forage au niveau de la mine de Boukhadra

II.III.5.Calcul de forage

II.III.5.1.Temps réel du cycle de forage d'un trou

Chapitre II : Partie minière

D'après le chronométrage qui nous avons fait pour savoir le temps réel d'un cycle de forage de cette machine pendant le forage des trous dont la longueur 16.5 au niveau de la mine de Boukhadra est de l'ordre suivant :

T_{1er} : Temps de foration de la 1^{ère} tige ; $T_{1er} = 9 \text{ min} + 35 \text{ sec}$

$T_{2ème}$: Temps de foration de la 2^{ème} tige ; $T_{2ème} = 14 \text{ min}$

$T_{3ème}$: Temps de foration de la 3^{ème} tige ; $T_{3ème} = 5 \text{ min} + 30 \text{ sec}$

a. Le temps effectif de forage :

$$Tf = 9 \text{ min} + 35 \text{ sec} + 14 \text{ min} + 5 \text{ min} + 30 \text{ sec} = 29 \text{ min} + 5 \text{ sec}$$

b. La vitesse d'un mètre du trou :

$$Vf = \frac{Ltr}{Tf} ; \text{ m/h}$$

Où :

Ltr : Longueur du trou foré ; $Ltr = 16.5 \text{ m}$

Tf: Temps effectif de forage ; $Tf = 29.5 \text{ min} = 0.491 \text{ heure}$

Donc :

$$Vf = \frac{16.5}{0.491} = 33.60 \text{ m / heure}$$

c. Nombre de trous :

$$N_{trou} = \frac{T \times K_u}{T_f} \text{ trou/poste}$$

- N_{trou} : Nombre des trous, fait par la sondeuse (trou/poste);
- T : Durée d'un poste de travail (durée de poste de travail c'est 8 heures), c'est-à-dire $T = 8 \text{ heures} = 480 \text{ min}$;
- K_u : Coefficient d'utilisation de la sondeuse, (0,7);
- Le temps nécessaire pour la foration d'un trou, (48 min).

Donc :

$$N_{trou} = \frac{480 \times 0.7}{48}$$

$$N_{trous} = 7 \text{ trous}$$

d. Rendement de la sondeuse :

$$R_s = \frac{T_p \times K_u}{\frac{1}{Vf} + Taux} ; \text{ m/poste}$$

Chapitre II : Partie minière

Où :

TP : Durée d'un poste de travail, heures TP= 8 heures.

Ku : Coefficient d'utilisation de la sondeuse Ku =0,7

V_f : Vitesse de forage, m/h V_f= 33.60 m/h .

Taux : Duré des travaux pour le forage d'un mètre de trou ; Taux = 0,03÷0,09 heure.

Taux= 0,05

$$R_s = \frac{8 \times 0,7}{\frac{1}{33,60} + 0,05} = 70,88 \text{ m/poste}$$

e. Nombre de sondeuses :

$$N_s = \frac{L_f}{R_s \times N_p \times N_j} \times K_r; \text{ pièces}$$

Où :

- L_f : Longueur de forage ; L_f = 115.5m .
- R_s : Rendement de la sondeuse ; m/poste.
- N_p : Nombre de poste de travail par jour ; poste (N_p/_j = 2 postes).
- N_j : Intervalle entre deux tirs successifs ; jours, N_j = 1. .
- K_r : Coefficient de réserve ; k_r=1,2.

$$N_s = \frac{115,5}{70,88 \times 1 \times 2} \times 1,2$$

$$N_s \approx 1 \text{ sondeuse}$$

II.III.6.Travaux de tir

La fragmentation des roches par explosif est très répandue dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures. L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kgf/cm².

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches;
- Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement;

Chapitre II : Partie minière

- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

II.III.6.1.Choix de l'explosif [5]

L'explosif est un corps pur ou tout corps composé, capable de se transformer chimiquement d'une façon violente et très rapide sous l'action d'un amorçage se traduisant par la libération de grandes quantités d'énergie et un laps de temps.

Quand on veut choisir un explosif pour un travail déterminé, on doit connaître d'une part les caractéristiques mécaniques de la roche et d'autre part les caractéristiques spécifiques de l'explosif.

• Les propriétés de l'explosif

- ✓ Capacité de travail ou pression de détonation ;
- ✓ Brisance ou vitesse de détonation ;
- ✓ Sensibilité à l'onde explosive et son aptitude à transmettre la détonation ;
- ✓ Résistance à l'humidité, à l'eau ;
- ✓ Etat physique ;
- ✓ Les fumées au gaz auxquelles il donne naissance.

. Dans de la mine de Boukhadra les explosifs utilisés pour la fragmentation des roches sont les suivants :

- Charge principale Milanit (NH_4NO_3) en vrac.
- Charge d'amorçage Marmanite II en cartouches.
- Cordeau détonateur (12 g/m).
- D.E.I /D.M.R/D.E.R



Figure II.10 : Sac de Milanit de 25 Kgs



Figure II.11: Marmanite de 80 mm de diamètre



Figure II.12: Description du trou après foration



Figure II.13: Accessoires de tir (cordeau détonant 12g/m ; fil électrique ; D.E.M.R)

Chapitre II : Partie minière

Tableau II.7: Caractéristiques des explosifs utilisés selon l'ONEX [6]

Désignation commerciale	Marmanite II	Gelanit	Samex	Milanit
Résistance à l'eau	Moyenne	Exellante	Moyenne	Médicore
Densité g/cm ³	1.05	1.33	1.25	0.90
Vitesse de détonation [m/s]	4500	6500	4500 à 5500	2600±100
Puissance RWS sur mortier balistique (%)	82	86	—	78
Puissance C.U.P	1.27	1.2	—	1.15
Energie [Kj/Kg]	3987	—	—	3803.8
Volume de gaz[L/Kg]	868	872	—	967

II.III.6.2. Paramètres du plan de tir [5]

Le plan de tir élaboré à partir des résultats des essais préliminaire et après reconnaissance géologique du terrain. Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés. Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres tels que :

- La hauteur du gradin, (H_g);
- La profondeur du trou (L_{tr});
- La sous-foration (L_s);
- L'inclinaison du trou par rapport à la verticale, (β) ;
- La ligne de moindre résistance (résistance au pied de gradin), (W) ;
- Le diamètre du trou (d);
- La maille ou le rapport banquette/écartement entre trous;
- La distance entre les trous dans une rangée (a);
- La distance entre les trous (b);
- La qualité et quantité de la charge.

- **Le diamètre du trou**

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la

roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels. Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant. L'implication du matériel est aussi en rapport avec le type de matériau défini par sa dureté et sa fracturation interne. Dans ce projet on choisit le diamètre du trou selon le diamètre de taillent de la sondeuse, donc le diamètre de taillent de la sondeuse utilisée de la mine de Boukhadra est : $D = 165 \text{ mm}$

- **Aptitude au travail de l'explosif**

Des expériences ont montrées que lors de l'abattage par l'explosif, la longueur de charge doit contenir 80 % de la charge principale (Milanit) et 20 % de la d'amorçage (Marmanite II). L'aptitude au travail de l'explosif se détermine comme suit :

$$A_{ut} = \frac{A_{milanit} \times 80 + A_{mar} \times 20}{100} \quad \text{cm}^3$$

Où :

A_{anf} : Aptitude au travail de l'explosif principale (Milanit) ; $A_{milanit} = 300 \text{ cm}^3$.

A_{mar} : Aptitude au travail de l'explosif d'amorçages (Marmanite II) ; $A_{mar} = 360 \text{ cm}^3$.

Donc :

$$A_{ut} = 312 \text{ cm}^3$$

- **La consommation spécifique de projet de l'explosif**

Dans notre projet de diplôme, on essaie de déterminer la consommation spécifique projet de l'explosif dans les conditions minières de la mine de Boukhadra donné par la formule suivante :

$$q_p = q_{ét} \times K_{exp} \times K_f \times K_{df} \times K_c \times K_v \times K_{sd} ; \text{ kg/m}^3 \dots \dots \dots (1)$$

Où :

$K_{exp} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}}$: Coefficient tenant compte de l'aptitude au travail de l'explosif étalon sur

$A_{ét}$: L'aptitude étalon = 360 cm^3

$$A_{ut} = 312 \text{ cm}^3$$

Ainsi :

$$K_{exp} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}} = 1.1$$

K_f : Coefficient de fissuration ; $K_f = 1.5 \times I_m + 0.2$;

I_m : Distance moyenne entre deux fissures, pour notre cas en supposé ; $I_m = 0.7 \text{ m}$.

Chapitre II : Partie minière

Donc :

$$K_f = 1.25$$

K_{df} : Coefficient qui tien compte du degré fragmentation nécessaire ; $K_{df} = \frac{0.5}{d_m}$

Avec

d_m : La dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée ; pour notre cas ;

$$d_m = 0.3 \text{ m} .$$

Donc :

$$K_{df} = 1.66$$

K_c : Coefficient de correction pour les roches à tirabilité difficile ; $K_c = 1.2$,

K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume avec la hauteur de gradin,

$$H_g = 15 \text{ m},$$

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_g}}$$

$$K_v = 1$$

K_{sd} : Coefficient qui tient compte du nombre de surface libre ; pour notre cas il y a deux surfaces libres qui correspondent à la valeur 8

Et donc la consommation spécifique projet est :

$$q_p = 0.51 \text{ kg/m}^3$$

• Ligne de moindre résistance

La ligne de résistance est la distance entre la première rangée de trou et le bord inférieur du talus, elle se détermine par la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{(0.5 \times p^2 + (4 \times m \times q \times p \times H_g \times L_{tr})) - 0.75 \times p}}{2 \times m \times q \times H_g} ; \quad m \dots\dots\dots (2)$$

p : Charge linéaire d'explosif en kg/m;

$$p = 785 \times D_{tr}^2 \times \Delta ; \quad \text{kg/m}$$

D_{tr} : Diamètre du trou 0.165 m;

Δ : Densité moyenne de l'explosif ; t/m³.

$$\Delta = \frac{\Delta_{milanit} \times 80 + \Delta_{mar} \times 20}{100}$$

Où :

$\Delta_{Milanit}$: Densité de l'Anfomil ; $\Delta_{milanit} = 0.9 \text{ g/cm}^3$.

Δ_{mar} : Densité de la Marmanite II ; $\Delta_{mar} = 1 \text{ g/cm}^3$.

Chapitre II : Partie minière

$$\Delta = 0.92 \text{ t/m}^3$$

Donc :

$$p = 19.6 \text{ kg/m}$$

m : Coefficient de rapprochement des trous, $m = (0.9 \div 1.4)$; comme la roche est difficilement tirable on prend, $m = 0.9$

q : Consommation spécifique de projet de l'explosif, $q_p = 0.51 \text{ kg/m}^3$

H_g : Hauteur du gradin, $H_g = 15\text{m}$

L_{tr} : Profondeur des trous, $L_{tr} = 16.5 \text{ m}$

$$W = \frac{\sqrt{(0.5 \times 19.6^2 + (4 \times 0.9 \times 0.5 \times 19.6 \times 15 \times 16.5)) - 0.75 \times 19.6}}{2 \times 0.9 \times 0.5 \times 15}$$

$$W = 5.8 \text{ m}$$

- **Ligne de moindre résistance selon la sécurité technique**

$$W \geq H \text{ctg } \alpha + c \quad \dots\dots\dots (3)$$

Où :

α : L'angle d'inclinaison du gradin ; $\alpha = 80^\circ$

β : L'angle d'inclinaison du trou ; $\beta = 90^\circ$

C : Selon la sécurité technique ; $C = 3 \text{ m}$

$$W \geq 15 \times 0.176 + 3$$

$$5.8 \geq 5.6 \text{ m}$$

Donc la relation est vérifiée.

- **Distance entre les trous**

Cette distance dépend fortement de la résistance de la roche, de la nature de l'explosif utilisé et ainsi que de la fragmentation recherchée. Il se détermine par la formule suivante :

$$a = m \times w ; m \quad \dots\dots\dots (4)$$

$$a = 0.9 \times 5$$

$$a = 4.5 ; m$$

- **Longueur de sous forage**

Le sous-forage est utilisé afin de dégager le pied du gradin. Son dut est d'avoir une plateforme de travail plus ou moins régulière. Il se détermine par l'expression suivant :

$$L_{sf} = k \times w ; m \quad \dots\dots\dots (5)$$

Chapitre II : Partie minière

Pour $\beta = 90^\circ$ on prend, $k = 0.3$

$$L_{sf} = 1.5m$$

- **Profondeur des trous**

La profondeur se détermine par la formule :

$$L_t = \frac{H_g}{\sin 90^\circ} + L_{sf}$$

$$L_t = 16.5 \text{ m}$$

- **Quantité d'explosif par trou de mine**

Le résultat de l'abattage à l'explosif dépend de la quantité nécessaire d'explosif à mettre dans chaque trou de mine. Cette quantité se détermine par la formule ci-contre

$$Q_{ch} = q \times a \times w \times H_g ; \text{ kg/trou} \quad \dots\dots\dots(6)$$

$$Q_{ch} = 0.5 \times 4.5 \times 5 \times 15$$

$$Q_{ch} = 168.75 \text{ kg/trou}$$

- **Répartitions de la quantité d'explosif par trou**

Comme deux types d'explosifs sont utilisés lors de l'abattage des roches à la mine de Boukhadra on doit tenir compte du pourcentage de l'explosif principal (Milanit 80%) et celui d'amorçage (Marmanite II 20%).

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

✓ Pour Marmanite II :

$$Q_{Mar} = 20\% \times 168.75 = 33.75 \text{ kg/trou}$$

✓ Pour Milanit :

$$Q_{Milanit} = 80\% \times 168.75 = 135 \text{ kg/trou}$$

- **Longueurs de la charge**

Elle est déterminée par la formule suivant :

$$L_{ch} = \frac{Q_{ch}}{p} ; \text{ m} \quad \dots\dots\dots(7)$$

Q_{ch} : Quantité d'explosif par trou

p : La charge linéaire

Donc :

$$L_{ch} = \frac{168.75}{19.6}$$

$$L_{ch} = 8.60 \text{ m}$$

Ainsi nous pouvons évaluer la répartition de chaque type d'explosif dans le trou

✓ Pour la Marmanite II

Chapitre II : Partie minière

$$l_{\text{Mar}} = 20\% \times 8.60 = 1.72 \text{ m}$$

✓ Pour Milanit

$$l_{\text{Milanit}} = 80\% \times 8.60 = 6.88 \text{ m}$$

- **Longueurs totales de bourrage**

Connaissant la longueur de la charge, celle du bourrage peut être déterminée par la formule suivante :

$$L_b = 0.75 \times W ; \text{ m} \dots\dots (8)$$

Donc :

$$L_b = 0.75 \times 5$$

$$L_b = 3.75 \approx 4 \text{ m}$$

- **Longueurs de bourrage de bouchon**

Le bourrage a pour objectif d'éviter les projections et un rôle très important pour la conservation des gaz dans le trou de mine afin d'assurer une bonne fragmentation des roches. Il peut être disposé d'une manière continue ou discontinue.

A la mine de Boukhadra le matériau de bourrage est constitué de granulats, d'argile ou des débris de forage. Il se fait d'une manière continue.

Expérimentalement la longueur totale de bourrage se détermine par la formule suivante :

$$l_b = (20 \div 30)D \dots\dots\dots(9)$$

Donc :

$$l_b = 20 \times 0.165$$

$$l_b = 3.3 \text{ m}$$

- **Volume des roches abattues par trou de mine**

Le volume des roches à abattre par trou se détermine comme suit :

$$V_b = a \times w \times H_g ; \text{ m}^3 \dots\dots\dots (10)$$

$$V_b = 4.5 \times 5 \times 15$$

$$V_b = 337.5 \text{ m}^3$$

- **Volume de bloc à abattre**

Il se détermine comme suit :

$$V_{\text{ab}} = n_{\text{tr}} \times V_{\text{ab}} ; \text{ m}^3 \dots\dots\dots (11)$$

n_{tr} : Nombre de trous du bloc à tiré ; $n_{\text{nt}} = 7$

Donc :

$$V_{\text{ab}} = 7 \times 337.5$$

$$V_{\text{ab}} = 2362.5 \text{ m}^3$$

- **Nombre de trous dans un bloc**

Chapitre II : Partie minière

$$Ntr = \frac{vb}{Vab} ; \text{trous} \dots\dots\dots (12)$$

Donc :

$$Ntr = \frac{2362.5}{337.5}$$

$$Ntr = 7 \text{ trous}$$

- **Quantité totale d'explosif**

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

$$Q_{totex} = Q_{ch} \times Ntr \quad ; \text{Kg} \dots\dots (13)$$

$$Q_{totex} = 168.75 \times 7$$

$$Q_{totex} = 1181.25 \text{ Kg}$$

- **La largeur d'enlevure**

$$A = w + b(n-1) ; \text{m} \dots\dots (14)$$

$$A = 5 \text{ m}$$

- **Longueur du bloc à tirer**

$$L_{bl} = \frac{vb}{A \times Hg} ; \text{m} \dots\dots\dots (15)$$

$$L_{bl} = \frac{2362.5}{5 \times 15}$$

$$L_{bl} = 31.5 \text{ m}$$

- **Volume linéaire de foration**

C'est la longueur totale de trous forés, elle se détermine comme suit :

$$L_f = Ntr \times Ltr ; \text{m} \dots\dots\dots (16)$$

$$L_f = 7 \times 16.5 = 115.5 \text{ m}$$

- **Disposition des trous et ordre de tir**

Les trous peuvent être tirés suivant une ou plusieurs rangées, dans notre cas ils sont disposés suivant une seule rangée. Cette disposition est caractérisée par la distance (a) entre les trous. Le choix des schémas de tir dépend des propriétés physico-mécaniques des roches.

- **Hauteur du tas de roche abattu**

$$H_t = (0,7-1,05) \times hg ; \text{m} \dots\dots\dots (17)$$

$$H_t = 0,9 \times hg = 0,9 \times 15 = 13.5 \text{ m}$$

- **Durée du micro retard :**

$$\tau = K \times W \text{ mill sec} \dots\dots\dots (18)$$

Chapitre II : Partie minière

Où :

K: Coefficient qui tient compte des propriétés des roches, $K = (3 \div 4)$, $K=4$ pour $6 < f \leq 12$.

Donc :

$$\tau = 4 \times 5$$

$$\tau = 20 \text{ milli sec}$$

Tableau II.8: Paramètres des travaux de forage et de tir (cas de la mine Boukhadra)

Paramètres	Symboles	Unités	Valeur
Diamètre du trou	Dtr	Mm	165
Longueur de sous forage	Ls	M	1.5
L'angle d'inclinaison du gradin	α	Degré	80°
L'angle d'inclinaison du trou	β	Degré	90°
Longueur du trou	Ltr	M	16.5
Consommation d'explosif étalon	Qét	g/m³	23.54
Consommation spécifique	Q	kg/m³	0.5
Charge métrique	P	Kg/m	19.6
Ligne de moindre résistance	W	M	5
Distance entre les trous	A	M	4.5
Quantité d'explosif par trou	Q_{ch}	kg/trou	168.75
Longueurs de la charge	L_{ch}	M	8.60
Longueurs totales de bourrage	L_b	M	4

Chapitre II : Partie minière

Longueur de bourrage de bouchon	l_b	M	3.3
Volume des roches abattues par trou de mine	V_{ab}	m^3	337.5
Volume de bloc à abattre	V_b	m^3	2362.5
Nombre de trous dans un bloc	Ntr	Trous	7
Nombre de rangée	Ng	Rangée	1
Quantité totale d'explosif	Q_{totex}	Kg	2362.5
La largeur d'enlevure	A	M	5
Longueur du bloc à tirer	Lbl	M	31.5
Volume linéaire de foration	LF	M	115.5
Hauteur du tas de roches abattues	HT	m	13.5
Durée du micro retard	τ	mill sec	20
Utilisation de la Marmanite	Mar II	%	20
Utilisation de Milanit	Milanit	%	80
Type d'amorçage	-----	-----	Electrique

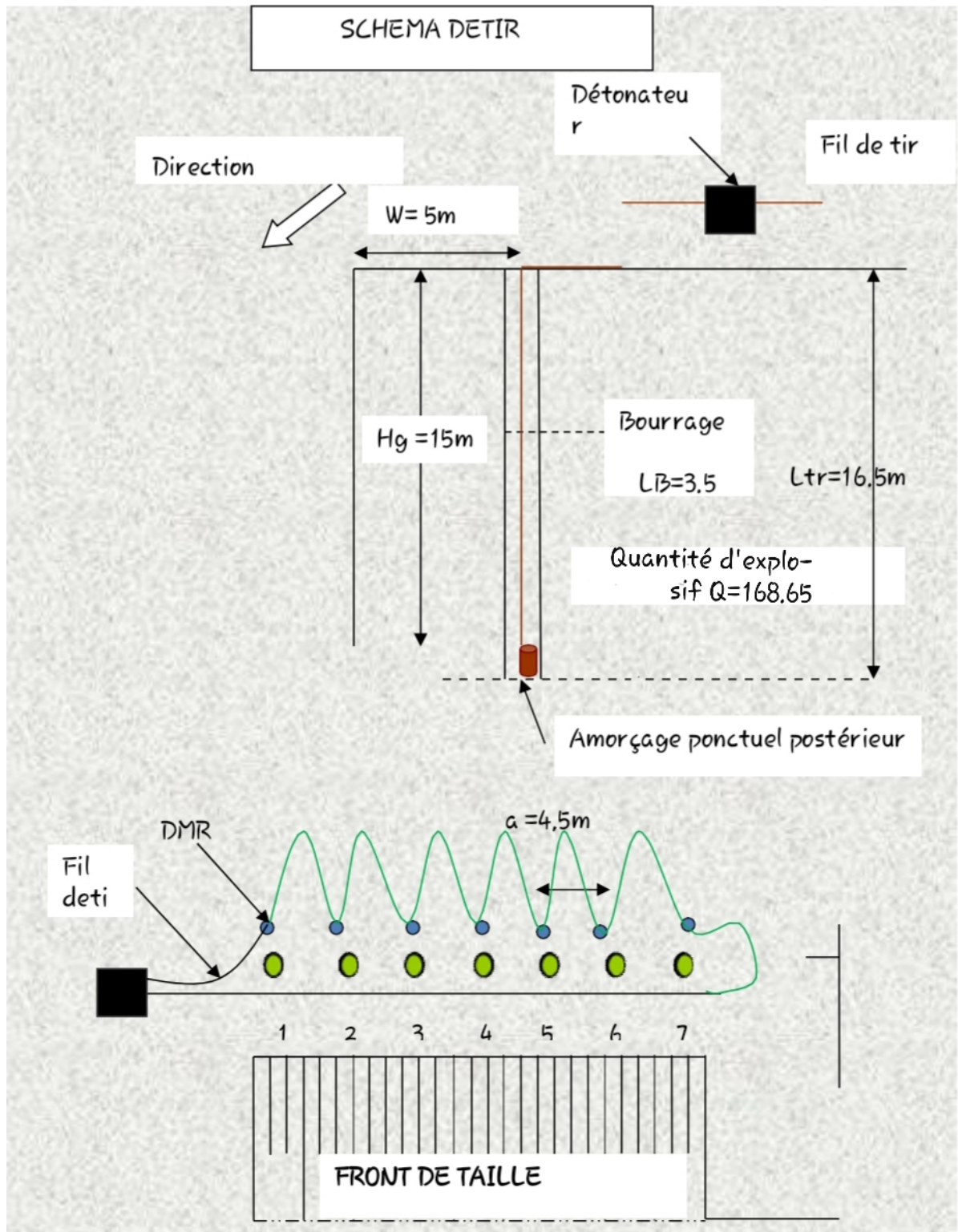


Figure II.14: Schéma du plan de tir [11]

II.IV. Travaux de Chargement

II.IV.1. Génialités

Chapitre II : Partie minière

Les travaux d'extraction et de chargement consistent en l'abattage des roches du massif vierge ou préalablement ameubli et leur chargement dans les engins de transport. Dans certains cas on déplace les roches directement au terril. Pour leur exécution, on utilise les excavateurs de différents types, chargeuses, scrapers et d'autres engins.

Le fonctionnement de la carrière est conçu et organisé autour des engins choisis pour le chargement des roches abattues, leur choix dépend pratiquement de celui des autres matériels et leur mise en œuvre.

On retiendra de même que la hauteur des gradins est adoptée en fonction des paramètres techniques des moyens de chargement (extraction), considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert, les engins de chargement définissent le niveau de la production de la carrière.

La détermination du type d'engins d'excavation et de chargement se fait en considérant les facteurs suivants :

- La capacité du godet;
- Nature des roches;
- Mesure de sécurité;
- La puissance et la force d'attaque de l'engin;
- La méthode d'exploitation;
- La production prévue de la carrière.

Dont l'adoption des engins de grandes capacités conditionnés par les dimensions des camions.

Dans la plupart des carrières, l'excavation la plus typique est celle des roches abattues à l'explosif. La taille dans ce cas est la surface du tas des roches abattues. [15]

Le processus d'excavation se caractérise par la valeur de la résistance spécifique au creusement qui se détermine par la formule :

$$K_s = \frac{F_T}{S_c} \leq \frac{F_T}{h \cdot b} ; \text{Kgf/cm}^2$$

Où :

F_T – La force tangentielle de résistance de la roche à l'excavation, kgf ;

S_c – La section transversale du copeau, cm^2

$$S_c = h \times b$$

Chapitre II : Partie minière

Où :

h – La profondeur de pénétration de l'organe de travail dans la roche ;

b – La largeur du copeau à la base du godet, cm.

Il est évident que la résistance spécifique à l'excavation dépend en premier lieu des indices de la roche : les résistances à la compression, à la traction et au cisaillement (σ_c , σ_t et σ_d) et le poids volumique de la roche γ .

L'effort tangentiel FT et la section transversale du copeau S_C et l'effort nécessaire de la chargeuse dépendent avant tout des degrés de la cohésion et de la granulométrie des roches abattues, ainsi que du poids volumique et de la résistance des morceaux dans le tas. L'expérience pratique a montré qu'avec la diminution du coefficient de foisonnement k_f de 1,4 ÷ 1,5 jusqu'à 1,05, K_S augmente de 0,5 ÷ 1 jusqu'à 7 ÷ 9 kgf/cm². D'un autre côté, avec l'augmentation de γ et d_m (le diamètre moyen des morceaux de roche dans le tas) pour un coefficient de foisonnement constant, K_S augmente proportionnellement.

De ce fait, l'indice relatif de la difficulté d'excavation des roches abattues à l'explosif peut être déterminé par la formule :

$$I_{exc} = 0,022 \left[A + \frac{10 A}{K_f^9} \right]$$

Où :

$$A = \gamma \cdot d_{moy} + 0,1 \cdot \sigma_{cis}$$

Avec :

d_{moy} : Le diamètre moyen des morceaux en cm.

γ : Masse volumique ; kgf/dm³.

K_f : Coefficient de foisonnement.

σ_{cis} : Résistance au cisaillement kgf/cm².

L'application des chargeuses est rationnelle seulement pour les valeurs de $I_{ex} \leq 6 \div 7$ selon le tableau de classification de l'auteur Rjevsky.V. avec une capacité de godet jusqu'à 33 m³ et une distance de transport jusqu'à 1500m.

NB. Pour les conditions de la mine de Boukhadra I_{ex} est égale à 5,49 pour le minerai et les roches stériles ce qui permet d'utiliser les chargeuses.

Dans la mine de Boukhadra les engins utilisés pour les travaux de chargement sont :

- Une chargeuse sur pneus CATERPILLAR 990K d'une capacité du godet de 8,4m³ pour le chargement des masses minières.

- Une Pelle hydraulique LIEBHERR 9100 d'une capacité du godet de 7,5 m³ mis en réserve.

Ces machines sont identiques à celles utilisées en "chargement-transport" sur des distances faibles. Lorsqu'elles sont utilisées pour charger un engin de transport, en général des tombereaux articulés ou non on peut dans une certaine mesure adapter la chargeuse aux dimensions de l'engin de transport en particulier les hauteurs de levage et les capacités de godet.

En conditions d'adhérence précaires il est possible d'adapter des systèmes de chaînes ou de tuiles pour réduire l'usure des pneus et améliorer la pénétration au tas.

Toutefois dans ce cas particulier il est préférable d'orienter le choix de la machine vers une chargeuse sur chenille, tracteur à chaînes qui, présente un meilleur potentiel de productivité en terrains difficiles.

II.IV.2. Les machines de chargement

Caractérisées par :

- Une modularité intéressante;
- Une grande mobilité;
- Une bonne hauteur de déversement;
- Une bonne manœuvrabilité et la possibilité de gravir des pentes importantes;
- Une bonne sélectivité lors du chargement des matériaux;
- Un bon débit en matériaux bien fragmenté;
- Une force de pénétration relativement réduite;
- Elles nécessitent une conduite soignée pour éviter l'usure rapide des pneumatiques;
- Il est recommandé d'avoir une aire de chargement relativement plane et sensiblement horizontale.

a. La chargeuse sur pneus.

La chargeuse sur pneumatiques est la machine la plus répandue dans les carrières et TP. Ces machines servent à l'extraction, et à la reprise des matériaux bruts ou traités. Elles assurent aussi parfois sur de courtes distances, la fonction transport. En dehors de ces applications carrières et TP elles assurent également de nombreuses fonctions de manutentions et de levages. Lorsque les conditions d'adhérence sont difficiles ou que l'espace de déplacement est réduit (tunnel) on leur préfère les chargeuses sur chaînes.

Les caractéristiques de ces machines sont limitées de 150 à 200 Kw ce qui impose des godets de faible capacité, 3 à 4 m³. Grâce à leur polyvalence leur utilisation est fréquente dans les travaux de terrassements en zone urbaine, de fondations, et de démolition. En fonction de son nombre d'heures de marche la chargeuse peut être

Chapitre II : Partie minière

utilisée successivement à des tâches de contraintes plus faibles. On utilisera d'abord les machines neuves en extraction puis, au-delà de 12000 à 15000 heures, en reprise de stock et enfin en réserve.

- a : profondeur de cavage;
- b : hauteur de position de transport;
- c : hauteur godet horizontal;
- d : hauteur de vidage, godet à 45°;
- e : portée.

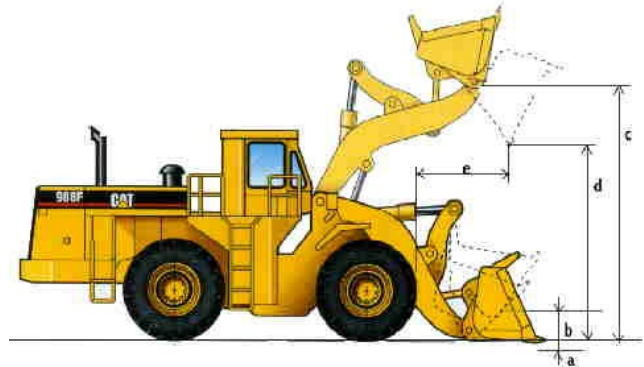


Figure II.15: Les chargeuses sur pneus.

b. Les pelles hydrauliques

Cet autre type de pelles a connu ces dernières années un développement considérable. Initialement conçues pour les chantiers de travaux publics ces machines se sont imposées en carrière et découverte grâce à leur souplesse d'emploi due à la transmission hydraulique.

Les possibilités de travailler en butte ou en rétro à diverses hauteurs offre au mineur un choix de solutions techniques qui en font un outil polyvalent. Par ailleurs sa force de pénétration élevée ainsi que le mouvement de cavage du godet conduit assez fréquemment.

La suppression de l'abattage à l'explosif et par voie de conséquence une diminution significative du coût d'extraction. Enfin, la précision et la souplesse de manœuvre du godet, sa course plane au sol, sa possibilité d'attaquer à la hauteur voulue pour disloquer les matériaux ou purger un front d'abattage sont autant d'éléments qui contribuent à son développement.

Les caractéristiques principales des pelles hydrauliques sont :

- Une bonne aptitude au cavage et à la pénétration au tas;
- La possibilité de travailler en butte ou en rétro;
- Une assez bonne mobilité et des possibilités de franchissement importantes;
- Une faible pression au sol;
- Des commandes hydrauliques qui facilitent les déplacements, la rotation de la tourelle, les mouvements de la flèche et du godet;

Chapitre II : Partie minière

- Un bon remplissage du godet;
- Des temps de cycle court,
- La possibilité de trier les matériaux (chargement sélectif);
- Une durée de vie importante de 20.000 à 30.000 heures;

Actuellement la pelle hydraulique est le produit le plus fabriquée le plus vendu dans le monde Chaque constructeur se doit d'avoir une gamme la plus complète et le plus large possible.

En outre ces machines ont investi de nombreux domaines qui vont de la démolition aux manutentions de ferrailles au chargement et déchargement des bateaux des trains etc....

Les machines qui nous intéressent ont des godets qui vont de 2 à 12 m³ avec des poids de 25 à 200 t et des puissances de 150 à 850 kW. On trouve cependant en standard pour les mines à ciel ouvert des machines de taille bien supérieure avec des godets de 25 à 30 m³ et des puissances de 2000 kW pour un poids total.

Au cours des 15 dernières années la taille et la capacité des pelles hydrauliques ont constamment augmenté pour prendre la place des pelles à câbles et plus récemment des chargeuses.

Elles sont devenues des concurrentes efficaces de ces dernières lorsque la mobilité n'est pas une nécessité première. En terrassement elles ont remplacé, associées à des tombereaux, le couple boteur, chargeuse fréquemment utilisé il y a encore quelques années. Actuellement la pelle hydraulique est la machine la plus fabriquée et la plus vendue dans le monde. Elle a investi de nombreuses activités annexes telles que la démolition, les chargements et déchargements de bateaux de train, les manutentions de bois, le dragage en rivière etc... Dans ce chapitre nous nous intéresserons qu'aux pelles hydrauliques d'un poids supérieur à 25 tonnes qui sont généralement affectées aux travaux d'extraction et de découvertures en mines à ciel ouvert et carrières.

Rappel technologique

A- châssis à chaînes

B- tourelle

C- flèche ou bras

D- vérin de flèche

E- balancier

F- vérin de balancier

G- vérin de godet

H- godet monobloc

I- moteur et pompes hydrauliques

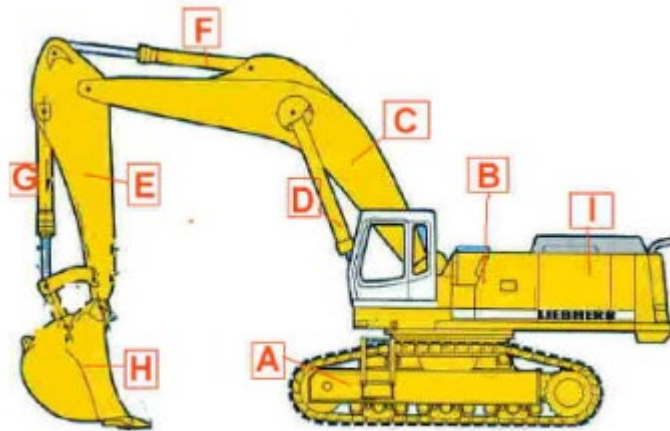


Figure II.16: Pelle hydraulique en bûte sur chenilles (Les majuscules différencient les éléments d'ensemble)

II.IV.3.Productivité des chargeuses utilisées au niveau de la mine de Boukhadra

II.IV.3.1. Caractéristiques de la chargeuse CAT 990K

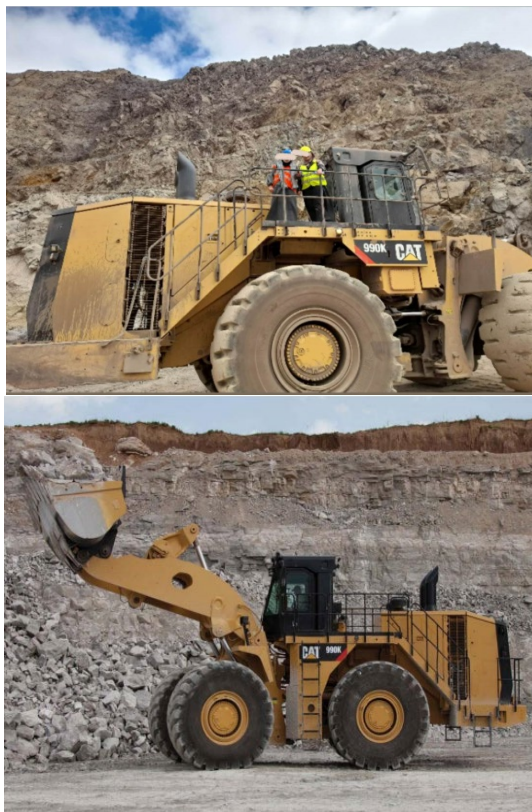


Figure II.17: Chargeuse de type CATERILLAR 990 K

Chapitre II : Partie minière

Tableau II.9: Les caractéristiques techniques de la chargeuse 990K

Caractéristiques de la chargeuse 990K	
Poids	80.974 t
Pneumatiques standard	45/65 R 39
Largeur du godet	4.61 m
Capacité du godet	8.4 m ³
Longueur de transport	13.072 m
Largeur de transport	4.45 m
Hauteur de transport	5.24 m
Vitesse	24.5 km/h
Déversement hauteur max	4.06 m
Rayon de braquage à l'extérieur	10.378 m
Puissance de lavage	589.9 KN
Type de moteur	C 27
Puissance du moteur	521 kw
Tours-min	1200
Couple max	3557 Nm

II.IV.3.2. Caractéristiques de la pelle LIEBHERR 9100



Figure II.18: Pelle hydraulique de type LIEBHERR 9100

Chapitre II : Partie minière

Tableau II.10 : Les caractéristiques techniques de la pelle LIEBHERR 9100

Caractéristiques de la pelle LIEBHERR 9100	
Puissance de moteur (kW)	565
Vitesse de déplacement avant (km/h)	3.5
Vitesse de déplacement arrière (km/h)	>3.5
Capacité du godet (m ³)	7.5
Poids opérationnel (kg)	112717
Poids de godet (kg)	7710
Hauteur maximal (mm)	12700
Longueur (mm)	14560
Largeur (mm)	5856

II.IV.3.3. Productivité de la chargeuse dans le minerai

Rendement théorique : Se calcule par la formule suivante :

$$R_{\text{thé}} = \frac{3600 * E}{t_c} ; \text{ m}^3/\text{h}$$

Où :

E : Capacité du godet 8,4 m³

T_c : Temps de cycle de la chargeuse mesuré : 130 s

$$R_{\text{thé}} = 232.61 \text{ m}^3/\text{h}.$$

La masse volumique $\gamma = 2,75 \text{ t/m}^3$

Donc:

$$R_{\text{thé}} = 639.69 \text{ t/h}.$$

Rendement d'exploitation par poste

Se calcule par la formule suivante :

$$R_{\text{ex}} = \frac{3600 * E * t_p * k_u * k_r}{t_c * k_f} = \text{m}^3/\text{p}$$

$$R_{\text{ex}} = 837.41 \text{ m}^3/\text{p}$$

La masse volumique $\gamma = 2,75 \text{ t/m}^3$

Donc:

Chapitre II : Partie minière

$$R_{ex} = 2302.89 \text{ t/p}$$

Où :

T_p : Est la durée du poste de travail, 8h;

K_u : Coefficient d'utilisation 0,8;

K_r : Coefficient de remplissage 0,9;

K_f : Coefficient de foisonnement 1,6.

- **Rendement journalier**

$$R_J = R_P * N_P$$

N_P : nombre de postes par jour ; $N_p = 2$ poste.

$$R_J = 2302.89 \times 2$$

$$R_J = 4605.78 \text{ t/j}$$

- **Rendement annuel de la chargeuse**

$$R_{an} = R_P * N_p * N_J ; \text{ m}^3/\text{an.}$$

N_J : Nombre de jours de travail de la chargeuse par an; $N_J = 250$ jours.

N_p : Nombre de poste de travail de la chargeuse par jour ; $N_p = 02$ poste.

$$R_{an} = 2302.89 \times 2 \times 250 = 1151445 \text{ t/an.}$$

Tableau II.11: Récapitulatifs des paramètres de chargement

+	Valeur	Unités
Temps de cycle	130	Sec
Rendement théorique	232.61	m ³ /h
	639.69	T/h
Rendement d'exploitation	837.41	m ³ /poste
	2302.89	T/poste
Rendement journalier	4605.78	T/j
	1674.82	m ³ /j
Rendement annuel	418707.27	m ³ /an
	1151445	T/an
Chargeuses	2	

- **Nombre de chargeuses nécessaires pour assurer la production annuelle planifiée**

Chapitre II : Partie minière

$$N_{Ch} = \frac{P_{an}}{R_{an}} * k_{res} ; \text{chargeuse.}$$

P_{an} : Production annuelle planifiée de la mine

$$P_{an} = 1200000 \text{ t/an.}$$

k_{res} Coefficient de réserve pour la chargeuse ; $k_{res} = 1,1 - 1,2$.

Donc :

$$N_{Ch} = \frac{1200000}{1151445} * 1,1 = 1.14 \approx 2 \text{ chargeuses.}$$

Donc la chargeuse utilisée pour les travaux de chargement au niveau de la mine de Boukhadra ne suffit pas pour réaliser la production de la mine planifiée.

Dans la mine de Boukhadra deux engins utilisés pour les travaux de chargement :

Une chargeuse sur pneus Caterpillar 990K d'une capacité du godet de $8,4 \text{ m}^3$, et une Pelle hydraulique Liebherr R9100 d'une capacité du godet de 7.5 m^3 en réserve dans le parc d'engins.

II.V. Transport

II.V. Introduction

Le transport est l'un des processus principaux dans l'exploitation des carrières ou mines à ciel ouvert. Le coût du transport atteint 30% à 70% du prix de revient total d'exploitation (in KOVALENKO, 1974). Le but principal du transport consiste à déplacer la masse minière des chantiers jusqu'aux points de déchargement.

Le transport à ciel ouvert prédétermine le mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, des équipements miniers, le mode de mise à terril...etc.

Le choix du type de transport dépend des propriétés des minéraux utiles et des roches stériles, des conditions géologiques du gisement, des dimensions des exploitations, de sa profondeur, de la distance du transport et du rendement de la mine à ciel ouvert.

À Boukhadra la distance de transport qui sépare les chantiers de la mine au concasseur avoisine les 3,5 Km.

II.V. 1. Transport par camion

Le transport par camion est largement utilisé pour l'exploitation des carrières de petite et moyenne productivité.

Le transport par camion est le plus répandu en Algérie il est rationnel de l'appliquer en cas du gisement compliqués l'approfondissement et de construction de la carrière de l'exploitation sélective. La capacité de la benne d'un camion varie également de 5 à 120 tonnes.

Chapitre II : Partie minière

Actuellement, et dans les pays modernisés sans environ de recherche d' afin d'augmenter la capacité de la benne jusqu'à 200 tonnes.

Les camions chargés peuvent sur monter une pente va jusqu'à 10% avec une grande vitesse.

Pour les camion a vide la pente va jusqu'à 15% le rayon de braquage varie de 12 à 22 m le rondement de l'excavateur du type et de la disparition du camion dans la taille.



Figure II.19: Camion CATERPILLAR 775G

Tableau II.12: Caractéristiques techniques du camion CATERPILLAR 775G

Caractéristiques du camion Caterpillar 775 G	
Longueur du camion	L = 10.07 m
Largeur du camion	l = 5.01 m
Hauteur	H = 4.45 m
Puissance nette	572 kw
Masse	49,5 t
Hauteur de la benne	9,28 m
Hauteur d chargement latéral (h)	3,96 m
Rayon de braquage hors tout	23,5 m
Dimensions des pneumatiques standards	24.00 * 35
Vitesse de rotation	1800tr/min
Classe de charge utile nominale	64 t
Charge utile de travail maximale	70 t
Capacité de benne	42 m ³
Réservoir de carburant	795 L
Poids total maximum autorisé en charge	111812 kg
Camera de contrôle en option (WAVS) intégrée dans la cabine	Haute qualité
Marche arrière	14,1 km/h
Marche avant	10,8 km/h

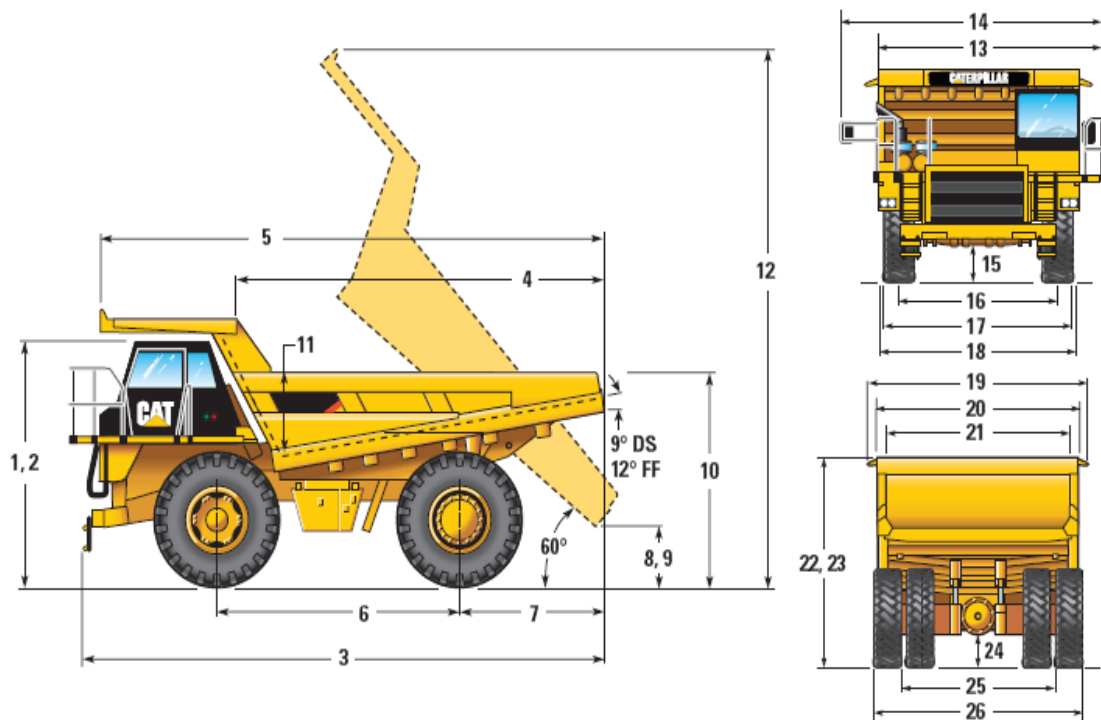


Figure II.20: Caractéristique géométrique du camion CATERPILLAR 775G

II.V. 2.Méthode de calcul du transport par camion

Le transport par camion est le plus répandu dans les carrières contemporaines. Il est rationnel de l'appliquer lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières, et l'exploitation sélective.

Les caractéristiques de cette méthode de transport sont :

- * La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte.
- * La simplicité de construction des engins de transport.
- * La manœuvrabilité.
- * La possibilité de surmonter la pente élevée.
- * La simplicité d'organisation de travail

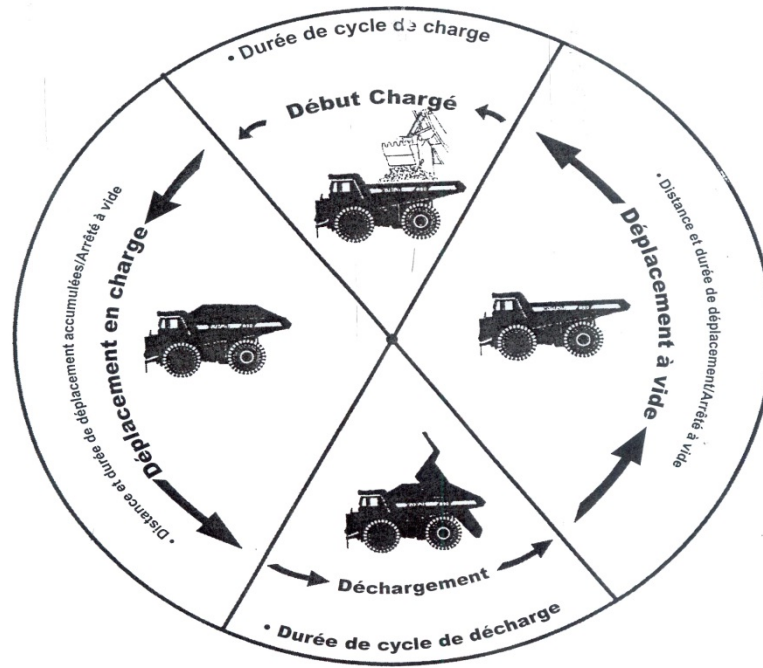


Figure II.21: Cycle de camion

Tableau II.13: Chronométrage des temps de cycle du camion Caterpillar 775G
(Le 21/03/2023) site Median Niveau 1045

N°	Temps de chargement; Sec	Temps d'aller; Sec	Temps de déchargement; Sec	Temps de retour; Sec	Temps d'attente; sec	Temps de manœuvre; Sec
01	150	180.12	25.91	140.2	105.55	23
02	145.8	220.85	24.78	138.04	98.13	21.7
03	155.26	235.81	24.48	144.45	106.55	23
04	165.32	198.92	29.34	134.64	111.24	25.61
05	135.76	208.22	26.47	139.23	90.66	24.88
Moy	150.43	208.78	26.20	139.51	102.43	23.64

Temps de cycle:

$$T_c = T_{ch} + T_{al} + T_{dé} + T_{re} + T_{at} + T_{ma}$$

$$T_c = 150.43 + 208.78 + 26.20 + 139.51 + 102.43 + 23.64$$

$$T_c = 650.99 \text{ s}$$

Rendement théorique

$$R_{Thé} = \frac{3600 \cdot v_b}{t_c}$$

Chapitre II : Partie minière

$$R_{Thé} = \frac{3600 \cdot 42}{650.99}$$

$$R_{Thé} = 232,26 \text{ m}^3/\text{h}.$$

✓ La masse volumique $\gamma = 2,75 \text{ t/m}^3$

Donc :

$$R_{Thé} = 638.715 \text{ t/h}.$$

Rendement technique

$$R_{Tch} = \frac{3600 \cdot v_b \cdot k_r}{t_c \cdot k_f} = \frac{3600 \cdot 42 \cdot 0.9}{650.99 \cdot 1.26} = 130.64 \text{ m}^3/\text{h}$$

✓ La masse volumique $\gamma = 2,75 \text{ t/m}^3$

Donc :

$$R_{Tch} = 359.27 \text{ t/h}$$

Où :

K_r : Coefficient de remplissage 0,9

K_f : Coefficient de foisonnement 1.6

Rendement d'exploitation

$$R_{ex} = \frac{3600 \cdot v_b \cdot t_p \cdot k_u \cdot k_r}{t_c \cdot k_f} = \frac{3600 \cdot 42 \cdot 8 \cdot 0.7 \cdot 0.9}{650.99 \cdot 1.6} = 731.62 \text{ m}^3/\text{p}$$

$$R_{ex} = 731.62 \text{ m}^3/\text{p}.$$

✓ La masse volumique $\gamma = 2,75 \text{ t/m}^3$

Donc :

$$R_{ex} = 2011.96 \text{ t/p}$$

Où :

T_p : est la durée du poste de travail 8 h

K_u : coefficient d'utilisation 0,7

Rendement journalier

$$R_{ex} / j = R_{ex} / p \cdot n_p$$

$$n_p = 2 \text{ poste}$$

$$R_{ex} = 2011.96 \cdot 2$$

$$R_{ex} / j = 4023.93 \text{ t/j}$$

Rendement annuel

$$R_{ex} / an = R_{ex} / p \cdot N_j \cdot N_p$$

N_j : nombre de jour ouvrable par an

$$N_j = 250 \text{ jours}$$

$$N_p = 2 \text{ poste}$$

$$R_{ex} / \text{an} = 4023.93 * 250$$

$$R_{ex} / \text{an} = 1005983.19 \text{ T/an}$$

Calcul le nombre du camion

Dans le cas une seule chargeuse $N_c = \frac{T_{par}}{T_{ch}}$

$$N_c = \frac{650.99}{150.43} = 4.32 \approx 5 \text{ camions}$$

Le nombre de camion total

$N_{ct} = N_c * K_{res}$: coefficient de réserve $K_{res} = (1,2 \div 1,3)$

$$N_{ct} = 5 * 1,2 = 4.8 \approx 6 \text{ camions}$$

Donc le nombre de camion par réserves :

II.VI. Sécurité

II.VI.Introduction

Les exploitations de carrières sont le siège de différents types d'activité pouvant entraîner des accidents de travail.

Les statistiques internationales, en ce qui concerne le nombre et la gravité des accidents, placent les industries extractives dans la catégorie à <<hauts risques>> après le bâtiment et les travaux publics.

La sécurité du travail dans une entreprise minière consiste essentiellement à informer, conseiller, coordonner et à inspecter tous les processus technologiques miniers.

Dans l'industrie minière où les conditions sont excessivement déplorables, l'application du règlement de sécurité doit être rigoureusement respectée.

Bref pour assurer une meilleure sécurité, il faut la prévention ; elle consiste à chercher toutes causes pouvant encourir à des accidents de travail, à des maladies professionnelles et à les éviter.

Il existe de nombreuses causes des accidents de travail et des maladies professionnelles, mais les causes principales d'accident de travail et les maladies

professionnelles à carrière de Boukhadra peuvent être la poussière et le bruit car les ouvriers sont exposés à ces derniers sans aucune protection préventive.

Poussière

La poussière est une formation des particules fines solides en suspension dans l'air produite par des processus d'extraction ou de la turbulence de l'air.

La poussière est toujours nuisible. Elle réduit la visibilité, irrite les yeux et endommage les matériels.

Les poussières minérales provoquent des maladies pulmonaires, si elles sont inhalées en quantités suffisantes pendant longtemps.

La production et la dispersion de la poussière sont associées à toute les opérations minières telles que : le concassage, le broyage, le criblage, la foration, le tir et le transport.

Bruit

Le bruit peut contribuer à l'apparition du traumatisme et la diminution de la capacité de travail des ouvriers.

Le bruit dégrade l'ouïe et peut provoquer la fatigue et la surdité ; les principales causes du bruit sont :

La sondeuse ; La station de concassage.

II.VI.1. Analyse des accidents de travail et des maladies professionnelles en général [16]

Chaque accident doit être l'objet d'une enquête, qui consiste à déterminer les causes des accidents de travail et d'élaborer les mesures préventives. Cette enquête doit déceler avec certitude tous les éléments qui peuvent être des causes directes ou indirectes de l'accident. Pour parvenir à ce but, les méthodes les plus connues sont :

- ◆ La méthode statistique (la quantification du taux d'accident);
- ◆ La méthode topographique.

II.VI.1.1. Méthode Statistique

La méthode statistique se base sur la fréquence et la gravité de l'accident afin de mettre en évidence le niveau de risque. Pour cela deux coefficients sont utilisés, qui sont :

- Le taux de fréquence ;
- Le taux de gravité.

- **Taux de fréquence**

Chapitre II : Partie minière

Le taux de fréquence nous montre, combien d'accident de travail peut survenir si tout le personnel travaillait 10^6 heures. Le taux de fréquence est déterminé par la formule suivante :

$$T_f = \frac{A}{H} 10^6$$

A : nombre d'accident pendant la durée H

H : nombre total d'heure travaillé pour toute l'entreprise

$$H = N \times n_{hj} \times n_j .$$

- **Taux de gravité**

Le taux de gravité nous montre combien de jour ouvrable perdu à cause des accidents de travail si le personnel travail 10^6 heures.

$$T_g = \frac{P}{H} 10^3 .$$

P : Le nombre de journée perdue pendant la même durée H

- **Taux de danger**

Le taux de danger est déterminé par la formule suivante :

$$T_d = T_f \times T_g$$

II.VI.1.2. Méthode topographique

Cette méthode est la méthode policière. Elle consiste à relever sur un plan (un chantier ou un atelier) l'endroit où ont lieu les accidents de travail, pour ensuite les localiser et prendre des mesures préventives adéquates.

II.VI.2. Préventions des accidents de travail et des maladies professionnelles

Etant donné que les accidents de travail et les maladies professionnelles en général n'engendrent que la perte dans une société, alors il est donc essentiel (nécessaire) d'évoquer la prévention de ces actes imprévus, afin d'éviter au maximum les dégâts.

Pour cela, nombreuses précautions doivent être mise au point ; tels que

- ✓ Lutte contre la poussière ;
- ✓ Lutte contre le bruit ;
- ✓ Lutte contre les vibrations.

II.VI.2.1. Lutte contre la poussière

Chapitre II : Partie minière

La lutte contre la poussière consiste à prévenir la formation de concentration dangereuse de poussière, à supprimer la poussière dont la formation ne peut être évité et évacuer celle qui ne peut être supprimé. Pendant l'exploitation, la précipitation humide et le captage à sec des poussières sont associés à tous les processus générateur de poussière. Par exemple en été, une citerne d'eau est nécessaire à la carrière de Boukhadra afin de remédier la propagation des poussières au niveau des voies d'accès en arrosant ces dernières.

II.VI.2.2. Lutte contre le bruit

La lutte contre le bruit se résume à porter les oreillettes de protection (stop bruit) et de casque par les ouvriers travaillant au sein de la station de concassage et surtout par les foreurs.

II.VI.2.3. Lutte contre les vibrations

Le degré de vibration dépend de la fréquence et l'amplitude de ce dernier.

La lutte contre ces vibrations consiste à :

- L'application des matériaux absorbant l'énergie de vibration ;
- Utiliser des vêtements spéciaux (par exemple en caoutchouc).

En plus de ces précautions citées ci-dessus, il est nécessaire de :

- Signaler tous les matériaux dangereux ;
- D'être constamment en alerte contre toute situation dangereuse ;
- Inspecter quotidiennement les lieux de travail
- Doter les personnes de moyens de protection individuels ;
- Sensibilisé l'ensemble des personnels par réunions périodiques et par affichage des consignes de sécurité ;
- Contrôler régulièrement les outils de travail et remettre en bon état ;
- Veiller à la propriété du lieu de travail ;
- Porté des casques.

Interdiction absolue de fumer dans les dépôts, lors du transport ou de la manipulation des explosifs ;

N'effectue le branchement des détonateurs entre eux et à la ligne principale qu'au dernier moment, lorsque la totalité des trous sont chargées et bourrées ;

Avant les tirs électriques, contrôler la résistance du circuit à l'aide d'un ohmmètre et comparer avec la valeur calculée ;

Pendant le chargement des trous, contrôler la progression de la hauteur de l'explosif dans le trou, afin d'éviter une accumulation dans une éventuelle faille qui provoquerait des projections dangereuses ;

Evacuation totale de la zone environnante jugée dangereuse et un ou plusieurs signaux sonore en guise d'avertissement doivent précéder le tir ;

Après le tir, le bout de feu doit inspecter le front d'abattage en vue de déceler d'éventuels ratés.

II.VI.3. Les accidents du travail minier et événement dangereux

II.VI.3.1. Accident du travail minier

Signifie tout accident du travail de toute personne exerçant un travail minier dans la zone d'activité de la mine, à qui on administre un traitement médical ou dont résulte une perte de conscience ou la mort.

II.VI.3.2. Événement dangereux

Signifie tout événement imprévu à la mine qui, potentiellement, peut provoquer des blessures ou des maladies aux personnes qui travaillent.

Un événement dangereux :

- Affecte considérablement l'activité minière normale comme : les glissements de terrain, les éboulement de front de carrière, les importantes chutes de pierre, les venues d'eau dans la mine, la mise à feu ou la détonation des explosifs.
 - Cause des dégât ou interrompt le fonctionnement du matériel minier ou des Appareils, tel qu'une explosion, le feu, l'éclatement d'une enceinte sous pression.
 - Nécessite le retrait des mineurs ou toute autre action d'urgence.
- Met en danger toute personne à la mine.

II.VI.3.3. Réactions en cas d'accidents miniers et d'événement dangereux

Partout où il arrive un accident ou un événement dangereux, l'opérateur minier doit s'assurer que:

- Les mesures nécessaires sont prises pour secourir les mineurs blessés et les mesures immédiates sont prises pour supprimer tout autre danger résultant d'un tel événement.
- Une recherche de la cause de l'accident minier ou de l'événement grave est entreprise pour empêcher que d'autres cas similaires se produisent dans le futur.
- Le résultat de cette investigation est noté dans un livre prévu à cet effet et l'autorité minière est mise au courant de l'incident.

Identification des dangers et analyses des risques (Hira)

L'identification des dangers et évaluation des risques est une méthode pour classer les risques, afin d'attribuer une priorité pour les actions visant à les éliminer si non les réduire, sur la base des matrices pour le calcul du niveau de risque, ce dernier est déterminé risque acceptable ou risque non acceptable.

II.VI.4. Types d'HIRA

Il existe deux types d'HIRA, l'HIRA principale et l'HIRA spécifique.

II.VI.4.1. HIRA principale

Une HIRA principale est l'identification des dangers et évaluation des risques des postes de travail. Cette HIRA commence commentant que projet, elle doit être documentée, et tenue à jour au niveau des chefs de division, chefs de service et RMS

Responsabilité

- La commissions sera mises en place par le directeur de la mine dans le but de :
- Identifier tous les postes de travail de la mine, la liste des postes de travail sera validée par le gestionnaire RH et les responsables des structures.
- Couvrir toutes les activités, les infrastructures et bâtiments pour l'identification des dangers et l'évaluation des risques.
- Etablissement d'un découpage zonal selon l'organisation en vigueur afin de couvrir tous les postes de travail, activités, installation, bâtiment et infrastructure.
- Faire les analyses des risques dans les documents d'enregistrement en vigueur.

La commission d'analyse des risques doivent impliquer les travailleurs lors de l'analyse des risques ; aussi toute personne (travailleur, sous-traitant, visiteur, fournisseur, stagiaire ou autre) identifiant un risque qu'est pas pris en compte lors de l'analyse des risque doit le communiqueras hiérarchie qui informa la commission chargé de l'analyse des risques pour apporter les corrections nécessaire aux fiches d'analyse des risques.

Techniques utilisées pour faire l'analyse des risques

Sur terrain, la commission doit observer les tâches des postes à analyser, impliquer les travailleurs par des interviews, prendre en compte les retours d'expérience au cours de la rédaction de l'analyse des risques.

Après la finalisation de l'HIRA principale (Analyse des risques des postes de travail) le retour de l'information aux travailleurs des postes concernés est obligatoire moyennant les fiches de sensibilisation aux risques des postes de travail. Chaque responsable hiérarchique doit communiquer et expliquer aux personnels sous sa responsabilité les résultats de l'analyse des risques.

II.VI.4.2.HIRA spécifique

HIRA Risques majeurs : f identification des risques majeurs pour la société des Mines de Fer de l'Est Mine doit être faite en respectant les directives de [a réglementation algérienne en vigueur.

. Les sites MFE doivent tenir à jour un plan d'actions pour la prévention connue les risques majeurs avec la hiérarchisation suivante :

A - L'élimination des sources des risques majeurs. B- La substitution, C- L'ingénierie, D- Affichage, mise en garde, formation et contrôle. E- Equipement de protection collective et individuelle

II.VI.5.Mine De Boukhadra

Identification Des Potentiels De Dangers

L'analyse des risques consistant à identifier les risques d'accidents majeurs ainsi que les mesures de sécurité prises ou à prendre pour les maîtriser.

- Un produit associé à un équipement
- Une hypothèse de défaillance ou événement redouté (à titre d'exemple la perte de confinement),
- Un phénomène physique (explosion de chaudière, incendie).
- Un danger est une situation pouvant nuire par blessures ou dommages aux personnels, aux équipements ou à l'environnement.
- Un risque c'est l'exposition à un danger. Il peut s'exprimer compte tenu de la probabilité qu'il se produise et de la gravité, vis-à-vis de circonstances déterminées.

Avant d'aborder les risques spécifiques, il convient de lister et détailler les dangers auxquels peut être confrontée une mine.

La base de données française ARIA recense environ 25 000 accidents industriels survenus à ce jour en France.

Une étude statistique sur les accidents survenus entre 1992 et 2005 a conduit à la répartition suivante

Tableau II.14 : Etude Statistique Sur Les Accidents

Incendie	52 %
Rejet massif de matière dangereuse	45 %
Explosion	5,4 %
Effet domino	2,7 %
Projection, chute d'installation ou d'équipement	2,5 %
Presqu'accident	2%
Pollution chronique a gravée	1,5 %
BLEVE	0,1 %
Irradiation	0,2 %

Pyramide qui représente les accidents de travail durant l'année 2022 dans la mine de Boukhadra (service de sécurité Boukhadra).

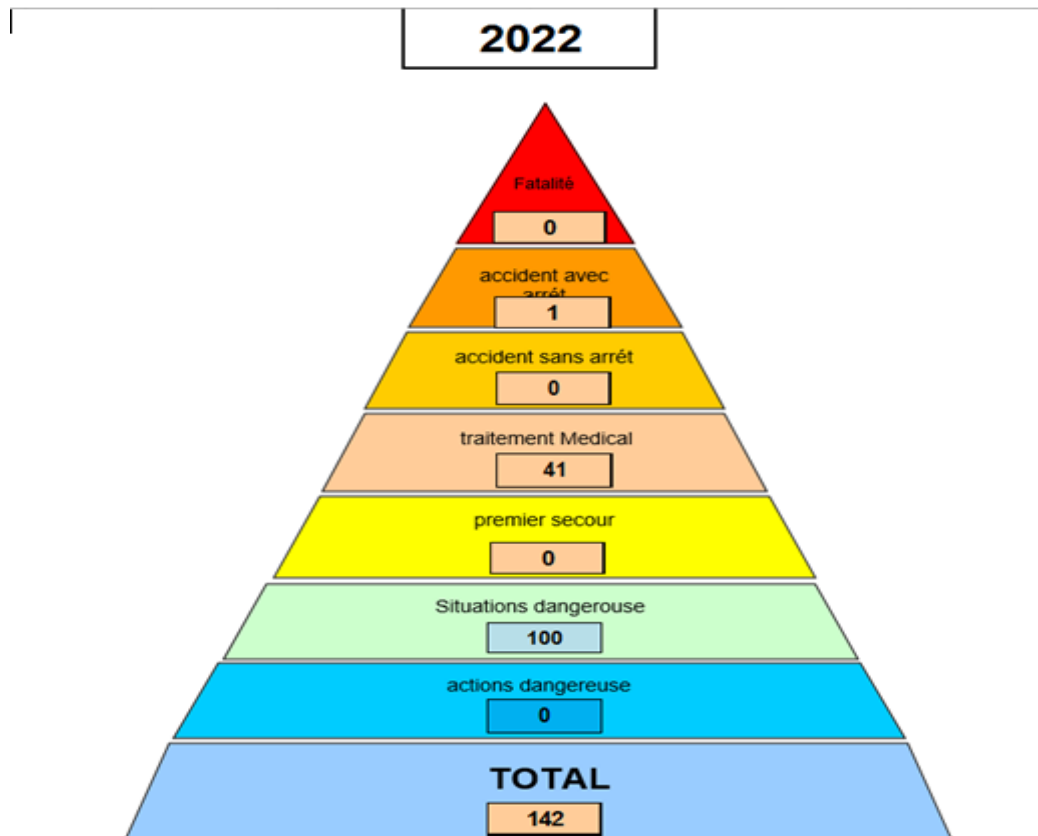


Figure II. 22 : Pyramide des accidents de travail dans la mine de Boukhadra

Conclusion

La gestion globale d'une entreprise de production de minerai impose la prise en compte de la sécurité dans sa totalité.

L'intégralité de ce souci au niveau de la conception, mais aussi de l'exploitation de matériels, doit permettre d'atteindre une situation beaucoup plus favorable que celle que nous connaissons actuellement.

Certes, les comportements humains sont presque toujours en cause dans la genèse des accidents. Toutefois, l'examen détaillé des raisons de ces comportements permet d'imaginer des dispositions de nature à réduire ou supprimer leur cause ou le risque en résultant.

CHAPITRE III : Partie spéciale

CHAPITRE III : Partie spéciale

Introduction

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière. Il consiste en la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents.

Les travaux de tir sont largement utilisés dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures, dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide des explosifs placés dans des trous réalisés à cet effet.

La qualité de l'abattage des roches prédétermine en grande partie du rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

La qualité de préparation des roches à l'explosif reste encore la principale préoccupation du mineur. Signalons que l'optimisation des paramètres des travaux de forage et de tir doit être basée sur les études des propriétés physiques, technico-miniers et technologiques des roches, lors de la destruction du massif à l'explosif, ce qui est surtout intéressant, ce sont les propriétés du massif même (sa fissuration, son non homogénéité et autres), notre projet est réservée pour identifier les problèmes de la qualité de fragmentation dans la mine de Boukhadra et sa cause qui se situe dans la fissuration naturelle, celle engendrée par le tir, choix technique et clivage.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer [13]

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- Etat normal du pied du gradin ;
- La consommation spécifique calculé pour l'obtention de degré exigé de la fragmentation de la roche ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement;
- Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

Nous abordons le problème actuel lié à la qualité de fragmentation des roches par abattage à l'explosif et son importante influence sur tous les indices de fonctionnement de l'entreprise minière.

III .1.Généralités

CHAPITRE III : Partie spéciale

III.1.1. Classification des méthodes de réglage de la fragmentation des roches à l'explosif

Les méthodes connues de contrôle de la fragmentation des massifs des roches minières à l'explosif peuvent être classées suivant les indices :

1. Le réglage par l'influence du tir d'une charge sur le massif des roches minières est assuré par la variation de :
 - a. La consommation spécifique calculée de l'explosif ;
 - b. Diamètre de la charge ;
 - c. Type d'explosifs utilisé ;
 - d. Construction de la charge ;
 - e. Orientation de l'amorçage de la charge continue ;
 - f. L'ordre d'amorçage des parties de la charge discontinue ;
 - g. Quantité du bourrage et sa longueur.

Au cours du chargement du caractère de l'effet de la charge dans la zone de fragmentation réglée, la partie de l'énergie transmise dans la zone de fragmentation pratiquement non-réglée varie, par conséquent il y a changement entre les dimensions de ces zones et l'intensification de fragmentation du massif.

2. Le réglage de l'effet du tir de la charge sur le massif des roches minières dans la zone de fragmentation non-réglée peut être atteint par l'interaction des charges disposées à côté et des groupes de charge au moyen de la variation :
 - a) Du réseau de disposition des trous et le nombre de leurs rangées ;
 - b) Des intervalles de retard et la succession du tir des charges, la hauteur du gradin, les schémas de disposition des trous sur le gradin.

Les méthodes de réglage de la fragmentation peuvent être divisées en 2 classes :

A la 1^{er} classe se rapporte les méthodes assurant la fragmentation de n'importe quelle intensité exigée ; consommation spécifique d'explosif calculée, diamètre et réseau de disposition des trous ;

A la 2^{ème} classe les méthodes promettant de changer l'intensification de la fragmentation dans les zones limitées et qui n'excluent pas le débit des fractions hors-gabarits toutes les méthodes restantes dont le changement peut diminuer le débit des hors-gabarits dans la limite de 10-20% ; l'application des charges discontinues (bourrage solides, vide, eau) ; l'application des charges avec des intervalles vides ou d'eau dans la sous-forage ou entre la charge et le bourrage ; les charges discontinues avec l'amorçage à micro-retard des différentes par tirs ; l'amorçage inversives charges continues ; l'application de différents type d'explosif avec diverses vitesses de détonation, densités et consommation volumique d'énergie ; le tir par paires des trous rapprochés ; tir des hauts blocs ou dit minage des hauts-gradins) ; L'application de la combinaison des charges de différents diamètre et longueur ; choix du schéma de tir à microretard ; tir dans un milieu serré ; prédécoupage .

CHAPITRE III : Partie spéciale

Tableau III .1: Choix des méthodes d'abattage selon la blocométrie naturelle [13]

Caractéristiques Qualitatives Du massif	Rapport des Moyennes des blocs à les dimensions du morceau conditionné : $\frac{D_{maille}}{D_{admissible}}$	Caractère exigé de l'action du tir sur le massif pour l'obtention d'un grand degré de fragmentation	Méthode de fragmentation les plus efficaces
Petites mailles	≤ 1	Division des mailles	<ul style="list-style-type: none"> - Grand diamètre des trous (250mm). - Moyenne valeur de q . - Moyenne dépenses spécifique en explosifs . - Schémas successifs du tir avec micro-retard . - Explosifs d'énergie inférieure à la moyenne.
Moyennes mailles	1-2	Fragmentation des grosses mailles, au minimum, en 2 parties	<ul style="list-style-type: none"> - Moyen diamètre des trous (150-250mm). - Les dépenses spécifiques d'explosifs, d'énergie moyenne, doivent être moyennes ou augmenter. - Schéma de tir à bouchon avec micro-retard .
Grosses mailles	> 2	Fragmentation intensive des grosses mailles en plusieurs parties	<ul style="list-style-type: none"> - Petit diamètre des trous (jusqu'à 150mm) . - Consommation spécifique d'explosif, de moyenne et de grande énergie, élevée.

CHAPITRE III : Partie spéciale

III .1.2. Zones de fragmentation à l'explosif des massifs fissurés [14]

Le massif des roches minières est affecté, comme règle de différents systèmes de fissures, ces dernières naissent lors de la formation des roches minières (fissures génétique), dans le processus de déplacement successif de grand volume du massif (fissures tectoniques), ainsi que dans le processus de réalisation des travaux minières (principalement travaux de tir). Les fissures de ce dernier groupe se distinguent d'après le type extérieur des fissures du premier groupe par les indices suivants :

Fissures de fractures non remplies par des minéraux ; leur répartition se limite, comme règle, par une seule surface libre du massif. Dans les carrières il arrive de tirer dans la plupart des cas des roches de différent degré de fissuration.

D'après les conditions sur lesquelles se répand l'énergie du tir, le massif se rapproche du monolithe et d'après la fragmentation il se rapproche de la fissuration.

Les fissures provoquent une influence sur la répartition de l'énergie du tir, la destruction des mailles situées autour de la charge et, sur de grande distance, les mailles peuvent se détruire par le choc entre-elles.

Plus la dimension du bloc à tirer et le diamètre du trou sont grands, plus la répartition de l'énergie dans le massif est régulière et plus la quantité en % des mailles se détruit par leur interaction mécanique.

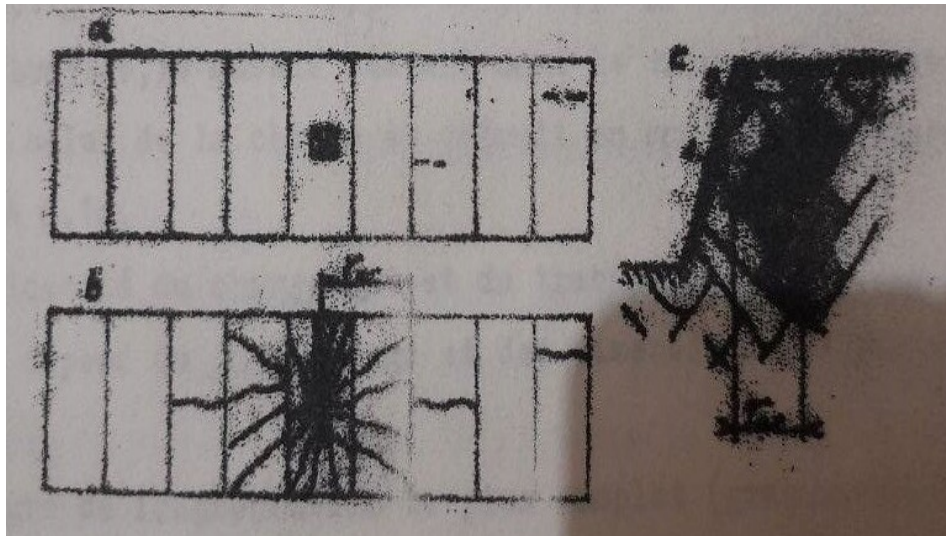


Figure III.1: Caractère de fragmentation des roches fissurées à l'explosif [13]

Où :

e : Modèle avant le tir ;

b : Après le tir ;

c : Fragmentation d'un gradin fissuré ;

1 : Zone de fragmentation réglée ;

2 : Zone de fragmentation pratiquement non-réglée ;

CHAPITRE III : Partie spéciale

R_{ir} : Rayon de la zone réglée.

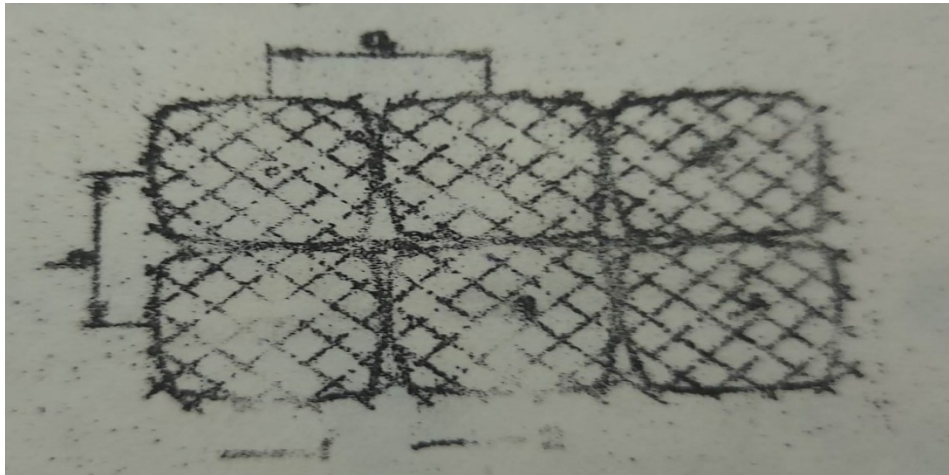


Figure III.2 : Zone de fragmentation d'un massif détruit à l'explosif [13]

Où :

1 : Zone de fragmentation réglée ;

2 : Systèmes de fissuration.

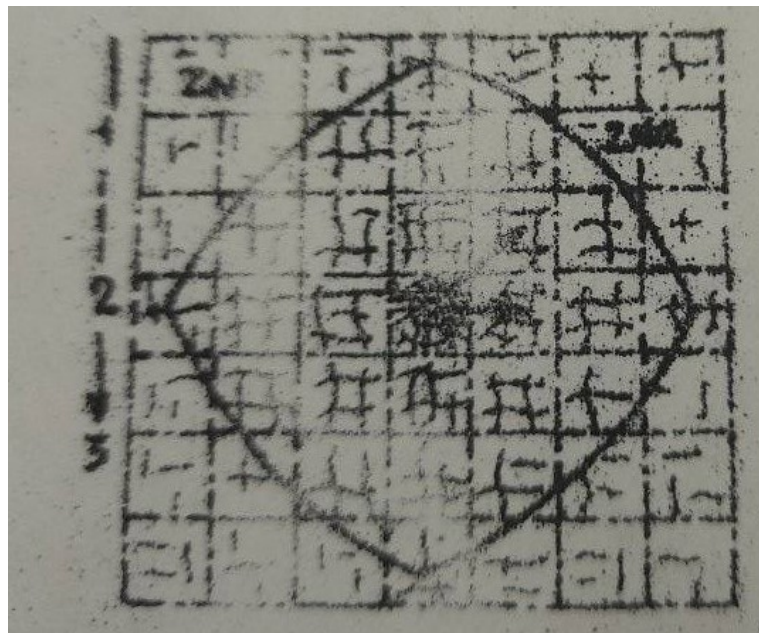


Figure III.3: Forme de la zone de fragmentation réglée lors du tir d'une charge unique [13]

Où :

1,2 : Condition et limite la plus probable de la zone fragmentation réglée ;

3 : Orientation caractéristique de l'action du tir.

L'expérimentation en labo de simulation, permet de porter des conclusions constructives sur l'impact de la fissuration naturelle sur les résultats du tir.

CHAPITRE III : Partie spéciale

A partir de 4 modèles définis, au sues d'orientation de la fissuration défirent :

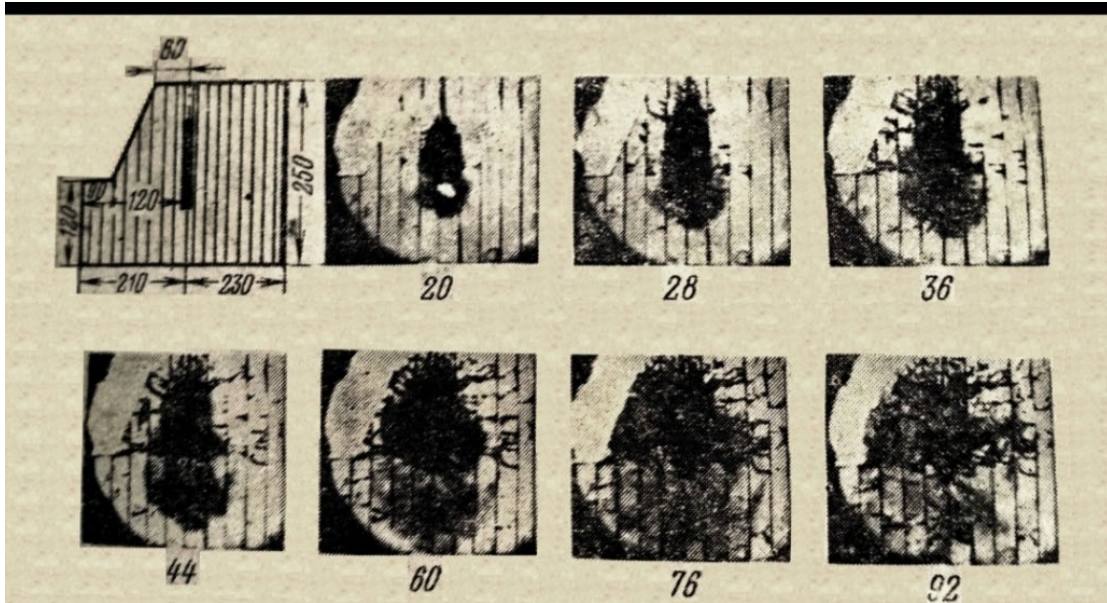


Figure III.4: Processus de destruction sur un modèle a fissuration verticale

[7]

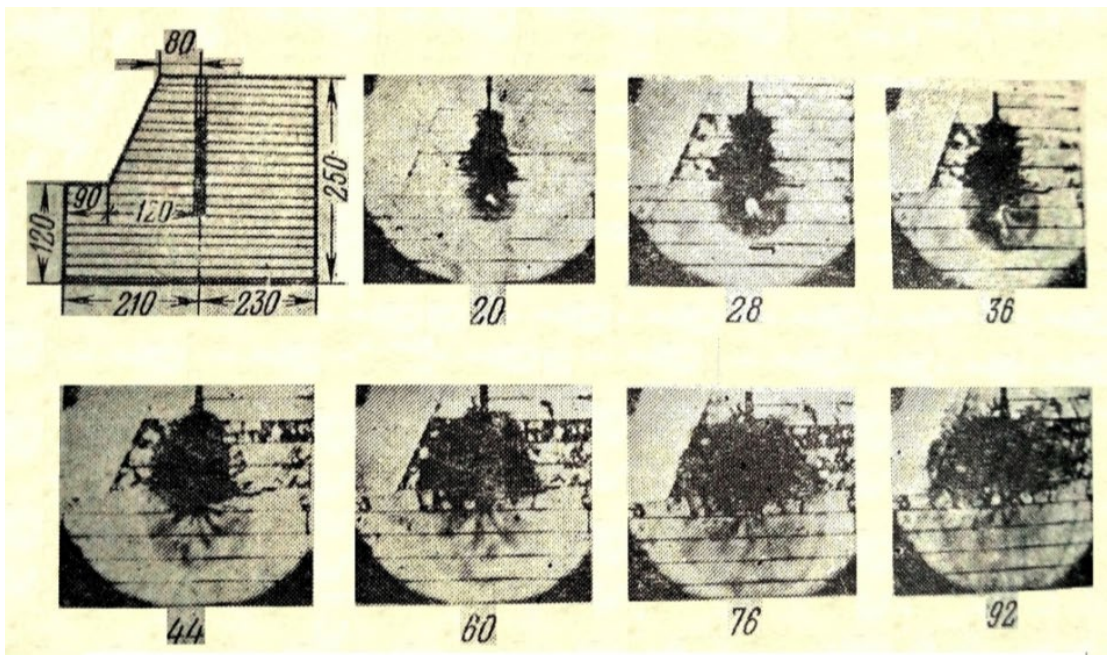


Figure III.5: Processus de destruction sur un modèle a fissuration horizontale [7]

CHAPITRE III : Partie spéciale

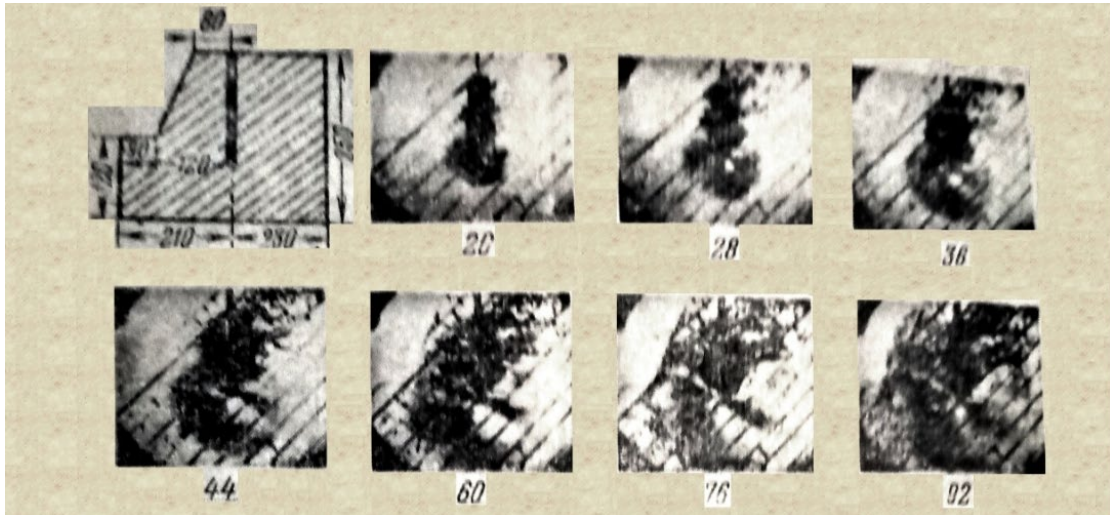


Figure III.6: Processus de destruction sur un modèle à fissuration inclinée vers l'intérieur du gradin [7]

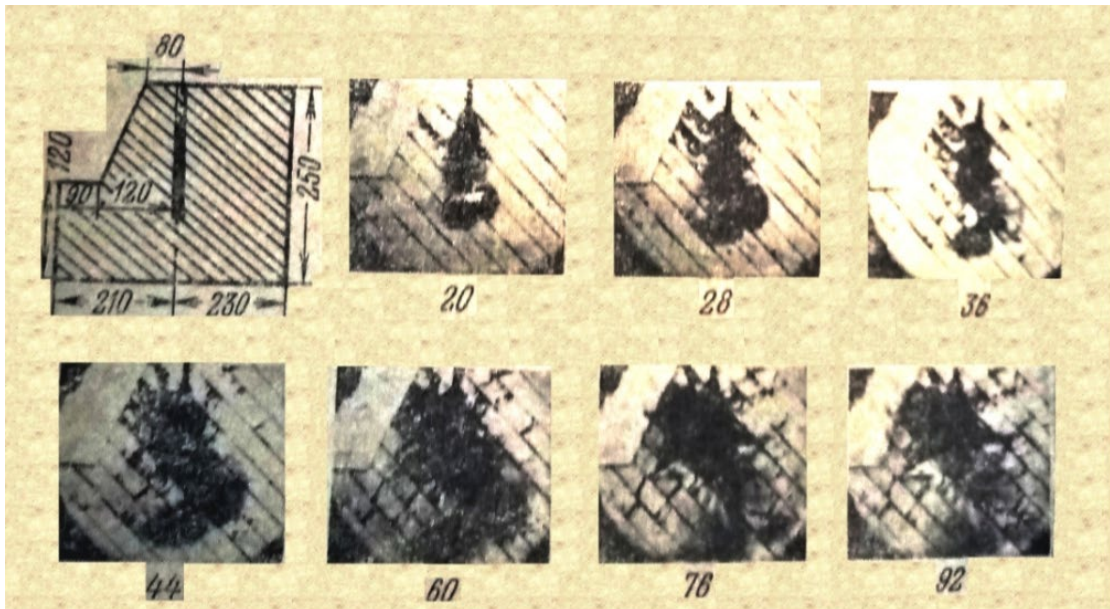


Figure III.7: Processus de destruction sur un modèle à fissuration inclinée vers l'extérieur du gradin [7]

L'expérience montre que pour avoir une zone de fragmentation optimale répartie équitablement (de part et d'autre du pied du gradin), il faudrait disposer la colonne d'abattage perpendiculairement au principal système de fissuration.

En corollaire de cela, pour un bon dégagement du pied du gradin, il est absolument nécessaire d'opter pour un mode d'amorçage du haut vers le bas et forer des trous perpendiculairement à la famille principale de fissuration.

III.1.3. Problématique

CHAPITRE III : Partie spéciale

Le problème de la qualité de la fragmentation des roches d'abattage à l'explosif reste à présent une préoccupation sérieuse pour les entreprises minières dans le monde entier et en particulier en Algérie où le problème de sortie de hors gabarits au niveau du pied du gradin et la mauvaise gestion de l'énergie de tir dans le pied de gradin restent sans solution satisfaisante.

Malgré l'accroissement des capacités des engins miniers de chargement et de transport, la qualité de la préparation des roches reste toujours un problème d'actualité

Dans ce Project nous élaborons un plan de tir optimal pour l'amélioration de la qualité de la fragmentation des roches abattues dans le cas de la mine à ciel ouvert de Boukhadra. Et ceci, dans le but de réduire, dans les mesure du possible, de taux de blocs hors gabarits jusqu'à la limite de fissuration spécifique.

Dans le cas de la mine de Boukhadra le taux de blocs hors gabarits vaut (30-40)%.



Figure III .8 : Tas de roches après le tir

CHAPITRE III : Partie spéciale



Figure III. 9 : Bloc à débiter

Pour résoudre les problèmes de fragmentation des roches il faudrait se servir des études sur la détonique (mécanisme de destruction) et dans les conditions minières d'Algérie réfléchir à appliquer les méthodes contemporaines d'abattage ; l'une de ces méthodes consiste au tir par paires de charge rapprochée ou trous doubles rapprochés.

V .1.4. Paires rapprochées de charges [9]

On applique les trous doubles rapprochés dans le cas de grandes résistances au pied du gradin quand les trous uniques, même pour un coefficient de rapprochement des trous $m= 0,6$ n'assurent pas le traitement normal du pied du gradin. A cause de cela, dans la partie inférieure du gradin, se forme des bords et au-delà de la ligne de foration on observe des arrachements intensifs.

L'application des paires rapprochées de charges comme méthode de réglage du degré de fragmentation est basée sur l'hypothèse que 2 ou 3 trous forés sur une distance de (3-5) dch. /16/ recommande leur disposition l'un par rapport à l'autre à (4-6) dch, et tirés simultanément agissent comme une charge plate en créant dans la roche une onde de contrainte plate se propageant dans le massif ; l'onde s'éteint d'une manière inversement proportionnelle à la distance et non à la distance carrée comme une charge unique.

Par conséquent le massif des roches se sature dans une large mesure par l'énergie lors du tir et se produit encore une fragmentation plus intensive et plus régulière sur de grandes distances à partir de la charge.

Cette méthode de tir a vu l'application dans les années 30 quand dans les hauts-gradins, sur la première rangée, on a foré des trous verticaux doubles ou triples de \emptyset

CHAPITRE III : Partie spéciale

150-170 mm assurer une fragmentation normale du massif et un niveau donné du pied du gradin.

Dans les années 60, dans la carrière Norilsky (URSS) on a appliqué une sondeuse à 2 têtes de tige de type NBS-3 pour la foration simultanée de 2 trous distants de 5% l'un par rapport à l'autre. Ce type de tir forage est réalisé pour tous les blocs.

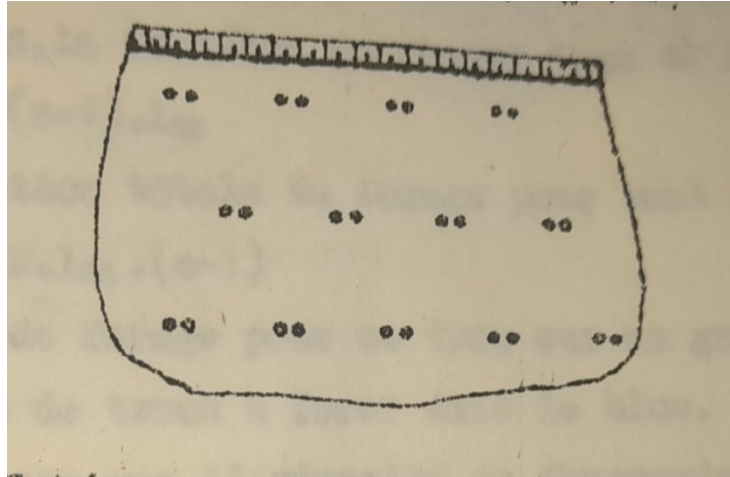


Figure III. 10 : Schéma de foration double rapprochée.

On a établi que le volume de destruction de la roche lors d'une fragmentation suffisamment régulière augmente durant le tir de 2 trous rapprochés de 2 fois. La valeur W pour les paires de l'URSS comme pour une seule charge en remplaçant par le contenu équivalent ($2p$) : autrement dit

$$W = \sqrt{\frac{2p}{q}}$$

Où :

q : Consommation spécifique d'explosif pour la paire, kg/m^3 ;

P : Contenu d'un mètre de trou, kg /m .

On retiendra pour cette méthode l'assurance d'un traitement normal du pied lors du même W , de 30-40 % plus que lors des trous uniques.

III .1.5. Calculs de conception [12]

III .1.5.1. Choix de diamètre

Argumenter le choix du diamètre de la charge n'est pas chose aisée, c'est pourquoi il convient de se servir des données expérimentales pour des problèmes concrets.

Pour les carrières, on peut formuler les particularités suivantes des trous :

1_ Pour les roches de catégorie de tirabilité I-III, il convient de choisir le plus grand diamètre possible (250-300) mm ;

CHAPITRE III : Partie spéciale

2_ Pour les roches de catégorie de tirabilité IV-VIII, ainsi que les roches homogènes de la catégorie III en cas de possibilité d'utilisation du tir à retard à plusieurs rangées, le diamètre préférentiel est (200-250) mm ;

3_ Pour les roches a grosses mailles de catégorie de tirabilité VIII-X, ainsi que les roches hétérogènes et souvent alternées de la catégorie III, il convient de réduire le diamètre de la charge jusqu'à 150 mm.

Le principale cause de la faible utilisation des trous de petit diamètre est le petit rendement des sondeuses et le cout élevé de la foration: le rendement linéaire postier des sondeuses lors de la foration des trous de différents diamètres (de 105 -250 mm) se trouve dans les limites 35-60m. Vu que le débit de la masse minière d'une mètre de trou est proportionnel au carré du diamètre de la charge, dans ce cas le rendement des sondeuses croit suivant la masse minière forée par des trous de grand diamètre et le cout de foration d'un m³ diminue.

Lors de grandes consommations spécifiques d'explosif, grandes vitesses de déplacement (projection) des blocs, l'intensification de fragmentation du massif au moyen de trous de grand diamètre ne peut différer considérablement de l'intensification de sa fragmentation au moyen de trous de petits diamètres est inférieure que celle pour le grand diamètre.

Au cours du tir a plusieurs rangées, cette différence peut être encore moindre a cause de l'interaction intensive (choc) des masses de roche déplacées lors du tir des trous de même diamètre, ainsi que lors du tir des massifs constitués de mailles se fragmentant bien par le choc mécanique.

Dans le cas du choix du diamètre, il est nécessaire de tenir compte du rapport entre les paramètres des grosses mailles composant le massif à tirer et la dimension du morceau conditionné choisi a l'entreprise.

Avec l'augmentation de la profondeur des carrières, les conditions au tir changent et se compliquent considérablement: les roches deviennent

Dans notre projet en proposent en obtenir le diamètre :

$$D= 150\text{mm}$$

III .1.5.2.La consommation spécifique de projet de l'explosif

D'après la classification du tirabilité de massif rocheux on adopte les formules suivantes :

$$q = (0.77 \times (10^{\wedge} - 8) \sigma_c + 0.345)(0.6 + 3.3 \times (10^{\wedge} - 3) \times dch \times dc) \times \frac{\rho}{2.6} \times \left(\frac{dc}{dk}\right)^{\wedge} \frac{2}{5} \times e \dots \dots (1)$$

Où :

q: Consommation spécifique calculer pour l'obtention du degré exigé de la fragmentation de la roche kg/m³ ;

CHAPITRE III : Partie spéciale

d_c : Diamètre moyen de la division dans le massif m ;

d_k : Dimension admissible du morceau m ;

e : Capacité de travail relative de l'explosif ;

ρ :Densité de la roche t/m³ ;

Dans notre projet de diplôme, on essaie de déterminer la consommation spécifique projet de l'explosif dans les conditions minières de la mine de Boukhadra donné par la formule suivante :

$$q_p = q_{ét} \times K_{exp} \times K_f \times K_{df} \times K_c \times K_v \times K_{sd} \quad \frac{g}{m^3} \dots \dots \dots (2)$$

Où

$K_{exp} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}}$: Coefficient tenant compte de l'aptitude au travail de l'explosif étalon sur

$A_{ét}$: L'aptitude étalon = 360cm³

$$A_{ut} = 312 \text{ cm}^3$$

Ainsi :

$$K_{exp} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}} = 1.1$$

K_f : Coefficient de fissuration ; $K_f = 1.5 \times I_m + 0.2$;

I_m : Distance moyenne entre deux fissures, pour notre cas en supposé ; $I_m = 0.7m$.

Donc :

$$K_f = 1.25$$

K_{df} : Coefficient qui tien compte du degré fragmentation nécessaire ; $K_{df} = \frac{0.5}{d_m}$

Avec

d_m : La dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée ; pour notre cas ;

$$d_m = 0.3 \text{ m} .$$

Donc :

$$K_{df} = 1.66$$

K_c : Coefficient de correction pour les roches à tirabilité difficile ; $K_c = 1.2$,

K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume avec la hauteur de gradin,

$$H_g = 15 \text{ m}$$

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_g}}$$

CHAPITRE III : Partie spéciale

$$K_v = 1$$

K_{sd} : Coefficient qui tient compte du nombre de surface libre ; pour notre cas il y a deux surfaces libres qui correspondent à la valeur 8

Et donc la consommation spécifique projet est :

$$q_p = 0.51 \text{ kg/m}^3$$

III .1.5.3.Ligne de moindre résistance

La ligne de résistance est la distance entre la première rangée de trou et le bord inférieur du talus, elle se détermine par les formules suivantes :

$$W = \frac{\sqrt{(0.5 \times p^2 + (4 \times m \times q \times p \times H_g \times L_{tr})) - 0.75 \times p}}{2 \times m \times q \times H_g} \quad \text{m} \quad \dots\dots\dots (3)$$

p : Charge linéaire d'explosif en kg/m.

D_{tr} : Diamètre du trou en m.

Δ : Densité moyenne de l'explosif t/m³,

m : Coefficient de rapprochement des trous.

q : Consommation spécifique de projet de l'explosif en $\frac{\text{kg}}{\text{m}^3}$.

H_g : Hauteur du gradin en m.

L_{tr} : Profondeur des trous en m.

Dans notre projet on détermine la ligne de moins résistance par la formule suivant :

$$W = 0.9 \sqrt{\frac{p}{q}} ; \text{m} \dots\dots\dots (4)$$

q : Consommation spécifique de l'explosif = 0.5 kg/m³

$$p = 785 \times D_{tr}^2 \times \Delta \quad \text{kg/m}$$

$$\Delta = \frac{\Delta_{Milanit} \times 85 + \Delta_{mar} \times 15}{100}$$

Où :

$\Delta_{Milanit}$: Densité de l'Anfomil ; $\Delta_{Milanit} = 0.9 \text{ g/cm}^3$.

Δ_{mar} : Densité de la Marmanite II ; $\Delta_{mar} = 1 \text{ g/cm}^3$.

Donc :

$$\Delta = 0.915 \text{ t/m}^3$$

$$p = 16.16 \text{ kg/m}$$

CHAPITRE III : Partie spéciale

Donc :

$$W = 0.9 \sqrt{\frac{16.16}{0.5}}$$

$W = 5.1 \text{ m}$

III .1.5.4. Longueur de sous forage

Le sous-forage est utilisé afin de dégager le pied du gradin. Son dut est d'avoir une plateforme de travail plus ou moins régulière. Il se détermine par l'expression suivant :

$$L_s = \frac{1}{2} \times q \times w \quad ; m \dots\dots\dots (5)$$

Donc :

$$L_s = \frac{1}{2} \times 0.5 \times 5.1$$

$L_s = 1.25 \text{ m}$

$L_s = 1.25 \text{ m}$

III .1.5.5. La longueur de trou

La profondeur se détermine par la formule :

$$L_t = \frac{H_g}{\sin \beta} + L_{sf} \quad ; m \dots\dots\dots (6)$$

Où :

β : L'angle d'inclinaison du trou ; $\beta = 90^\circ$;

$$L_t = \frac{15}{\sin 90} + 1.25$$

$$L_t = 16.25 \text{ m}$$

III .1.5.6. Vérification de la condition de sécurité

$$W \geq H \text{ctg } \alpha + c \dots\dots\dots (7)$$

Où :

α : L'angle d'inclinaison du gradin ; $\alpha = 85^\circ$;

β : L'angle d'inclinaison du trou ; $\beta = 90^\circ$;

C : Selon la sécurité technique ; $C = 3 \text{ m}$

Remarque : On a choisi l'angle d'inclinaison du gradin d'après le système de fissuration principale qui est sub-horizontale, on a incliné les trous de forage à 85° par rapport à l'horizontale

$$W \geq 15 \times 0.087 + 3$$

$$W \geq 4.31 \quad ; m$$

donc la relation est vérifiée.

III .1.5.7. Distance entre les trous

CHAPITRE III : Partie spéciale

Cette distance dépend fortement de la résistance de la roche, de la nature de l'explosif utilisé et ainsi que de la fragmentation recherchée. Il se détermine par la formule suivante :

$$a = m \times w ; m \dots\dots (8)$$

Où :

m : Coefficient de rapprochement des trous $m=0.85$

Remarque : dans les trous d'abattage classique en a adopté le coefficient $m= 0.85$ pour la méthode proposent tir par paires de charge rapprochée et serai évident que la valeur de m voit être beaucoup plus important (maille élargie)

$$a = 0.85 \times 5.1 \text{ m}$$

$$a = 4.33\text{m}$$

III .1.5.8.Quantité d'explosif par trou de mine

Le résultat de l'abattage à l'explosif dépend de la quantité nécessaire d'explosif à mettre dans chaque trou de mine. Cette quantité se détermine par la formule ci-contre

$$Q_{ch} = q \times a \times w \times H_g \text{ kg/trou} \dots\dots (9)$$

$$Q_{ch} = 0.5 \times 4.33 \times 5.1 \times 15$$

$$Q_{ch} =169.13 \text{ kg/trou}$$

III .1.5.9.Longueurs de la charge

Elle est déterminée par la formule suivant :

$$L_{ch} = \frac{Q_{ch}}{p} ; m \dots\dots (10)$$

Où :

Q_{ch} : Quantité d'explosif par trou.

p : La charge linéaire d'explosif 16.16 kg/m.

Donc :

$$L_{ch} = \frac{169.13}{16.16}$$

$$L_{ch} =10.46 \text{ m}$$

III .1.5.10. Longueur de bourrage

Connaissant la longueur de la charge, celle du bourrage peut être déterminée par la formule suivante :

$$L_b = 0.75 \times w ; m \dots\dots (11)$$

Donc :

$$L_b = 0.75 \times 5.1$$

CHAPITRE III : Partie spéciale

$$L_b = 3.82 \approx 4 \text{ m}$$

III.1.5.11. Le débit moyen de la masse minier tirée sur 1m de la longueur de trou

Est déterminé par la formule suivante :

$$Jm = \frac{Qch1+Qchn(n-1)}{n \times l \times q} ; \frac{m^3}{m} \dots\dots\dots (12)$$

Où :

n : Nombre de rangées des trous =1

$$Jm = \frac{169.13+0}{1 \times 16.25 \times 0.51}$$

$$Jm = 20.40 ; \frac{m^3}{m}$$

Le volume de bloc à tirer dépend du rendement de l'engin d'extraction ; et de l'organisation des travaux de forages et de tir et peut être déterminé d'après la formule suivante :

$$V = Nj \times Npe \times Re ; m^3 \dots\dots\dots (13)$$

Où :

Re : Rendement de l'engin d'extraction égale 837.41 ; $\frac{m^3}{poste}$ (voir chapitre chargement)

Npe : Nombre de poste de travail de l'engin d'extraction par jour postes ;

Nj : Intervalle entre les tires succécif ; jours

$$V = 2 \times 837.41 \times 1$$

$$V = 1674.82 ; m^3$$

III.1.5.12. La longueur totale des trous

La longueur totale des trous forés nécessaires pour un bloc à tirer est calculée :

$$\Sigma L = \frac{V}{Jm} ; m \dots\dots\dots (14)$$

$$\Sigma L = \frac{1674.82}{20.40}$$

$$\Sigma L = 82.09 ; m$$

III.1.5.13. Le nombre de trous

$$Nt = \frac{\Sigma L}{Ltr} ; \text{trou} \dots\dots\dots (15)$$

$$Nt = \frac{82.09}{16.25} = 5.05 \text{ trou}$$

III.1.5.14. Vitesse de foration

CHAPITRE III : Partie spéciale

$$Vf = \frac{0.6 \times w \times n}{K1 \times Kf \times Df \times D_{tr}^2} ; \text{ m/h} \dots\dots\dots (16)$$

Où:

w : travail d'une percussion ; w=12

n : Nombre de percussion par minute ; n=2000-2200 per /min

Df : Forabilité de la roche = 7.8

Kf : Coefficient de foisonnement = 1.6

K1 : Coefficient qui tient compte de la variation de la forabilité des roches forées K1=1

$$Vf = \frac{0.6 \times 12 \times 2200}{1 \times 1.6 \times 7.8 \times 15^2} ; \text{ m/h} \dots\dots\dots (17)$$

$$Vf = 5.64 ; \text{ m/h}$$

III .1.5.15. Rendement de la sondeuse

$$R_s = \frac{Tp \times Ku}{\frac{1}{Vf} + Taux} ; \text{ m/poste} \dots\dots\dots (18)$$

Où :

Tp : Durée d'un poste de travail ; heures Tp= 8 heure

Ku : Coefficient d'utilisation de la sondeuse = 0.7

Taux : Duré des travaux pour le forage d'un mètre de trou ; Taux = 0,03 ÷ 0,09 heure.
Taux= 0,05

$$R_s = \frac{8 \times 0.7}{\frac{1}{5.64} + 0.05}$$

$$R_s = 22.9 \text{ m/poste}$$

III .1.5.16. Nombre de sondeuse

$$N_s = \frac{\Sigma L}{R_s \times N_p \times N_j} ; \text{ pièces} \dots\dots\dots (19)$$

- ΣL : Longueur totale des trous.
- R_s : Rendement de la sondeuse ; m/poste.
- N_p : Nombre de poste de travail par jour ; poste.
- N_j : Intervalle entre deux tirs successifs ; 1 jours.

$$N_s = \frac{82.09}{22.9 \times 2 \times 1} = 1.79 \approx 2$$

Donc :

$$N_s = 2 \text{ sondeuses}$$

CHAPITRE III : Partie spéciale

Conclusion

Le travail accompli n'est qu'une contribution et une proposition d'application d'une méthode d'abattage qui, physiquement, offre la meilleure approche de résolution au souci de sortie de hors-gabarits au niveau du pied du gradin.

Tout d'abord, on propose la réduction du diamètre des trous d'abattage comme indiqué en partie spéciale le faible rendement de la carrière et l'état de fissurité du massif. Par la suite on recommande d'alléger le travail du concasseur en installant un classement qui criblera ce qui devrait être concassé.

Et pour une meilleure mise en œuvre de la méthode on recommande vivement l'importation de sondeuse multi-tête de tige afin d'assurer une meilleure linéarité des forages car l'on a constaté que les déviations et les distances de sous-forage non respectées en sont la cause principale de la mauvaise distribution de l'énergie du tir au niveau du pied du gradin.

Enfin, l'examen pointilleux de l'état de fissuration nous dicte de reconsidérer le sens de progression des travaux miniers dans la mesure où il a dû certainement être élaboré qu'en tenant compte des isohypses de teneur et de puissance sans se soucier réellement de la géométrie de la fissuration, qui elle, au cas où elle n'est pas prise en compte peut engendrer par la suite une sortie de hors-gabarits incontrôlable et difficilement maîtrisable.

Un seuil minimal de règles et formules est fourni pour la mise en application de cette méthode mais vu le caractère empirique de ces méthodes de réglage du degré de fragmentation, il est nécessaire d'affecter de multiples essais et modélisation, afin d'arriver à optimiser tous les paramètres d'application de cette méthode.

Conclusion générale et recommandations

Conclusion générale et recommandations

Le travail ainsi achevé, nous pouvons résumer toutes les recommandations faites à partir d'observations et calculs réalisés sur l'ensemble des processus d'exploitation.

De prime abord, on note l'écart considérable entre la production planifiée (1200000 tonnes) et celle réelle (380000 tonnes) dû à de multiples soucis, dont nous traitons ici l'une des causes.

En proposant des ajustements techniques et organisationnels, tel l'utilité d'installer un classificateur avant de passer au concassage ou établir la structure optimale de la mécanisation complexe, vu l'inadéquation constatée entre les paramètres des équipements de forage, de chargement et de transport. Aussi il faudrait prévoir un bulldozer lors de l'opération de chargement des roches vu le tas trop étalé par l'effet de surconsommation d'explosif.

Notre proposition consiste à recommander la méthode d'abattage par paires de charges rapprochées, méthode qui a fait ses preuves, pour des conditions assez semblables, dans les mines du Krevoi-Rog (Russie) et celle de Boukhadra où la gestion du tir dans la partie inférieure du gradin pose problème par l'effet de l'augmentation de la ZFNR (zone de fragmentation non-réglée) ; cette méthode développe une onde de destruction plate.

On recommande de ne pas augmenter le taux d'amorçage inutilement et d'adopter $q = 0.50 \text{ kg/ m}^3$, au-delà nous aurons un effet de projection que réduirait le rendement de la chargeuse. Aussi, il serait préférable de réduire le diamètre des charges, la fissurité des roches et le rendement bas de la carrière nous y obligent.

Pour concrétiser notre projet on suggère la commande impérative de sondeuse multi-têtes de tiges pour pouvoir éliminer les effets des déviations du forage.

Références Bibliographiques

Références Bibliographiques

Ouvrage et guides :

- [1]. **Plan d'exploitation 2022** de la mine de Boukhadra.
- [2]. **A.CHIBKA**. Exploitation des gisements métallifères. OPU. 1989 ;
- [3]. **B.BOKY**, Exploitation des mines, Mir Moscou. 1968 ;
- [4]. **L.TARASSOV**. Exploitation des mines. Mir Moscou. 1970 ;
- [5]. **V.KOVALENKO**. Exploitation des carrières ; OPU, 1986 ;
- [6]. **O.N.E.X.**: Guide technique des explosifs et accessoires de tir ;
- [7]. **B.N. SOUKHANOV ; B.N. KOUTOUZOV**. Destruction des roches minières à l'explosif. Nedra. Moscou. 1983 .344 pages.
- [8]. **E.I. EFREMOV**. Tir avec retard à l'intérieure des trous. Kiev " Naoukcvadcunka". 1971 .210 pages.
- [9]. **B.O. MINDELLI**. Destruction des roches minières. Nedra. Moscou 1974 .600 Pages.

Thèses et mémoires :

- [10]. **Y.Benguesmia, A.Baali**. Elaboration d'un plan de tir en vue d'amélioration de la fragmentation des roches abattues - Cas de la carrière de Chouf Amar W. M'Sila .
- [11]. **H.Boulahbel, S.Nahal**. Diagnostic de l'effondrement dans la carrière de Boukhadra. Mémoire Master 2 2019. Dirige par Saadaoui. Saleh .
- [12]. **Derbal. S**. Application du tir de prédécoupage en vue d'assurer la stabilité des talus des gradins dans les conditions de Hadjar -Soud. Mémoire d'ingénieur. Prof maitre Zakhartchouk. B. Annaba. 1987.
- [13]. **Derbal. S**. Elaboration d'une méthodologie d'abattage à l'explosif dans la condition des carrières de calcaire d'Algérie Cas de la cimenterie Hadjar-Soud.1992 Directeur de thèse Hannachi E.B .**288** pages.
- [14]. **Beddiar.F**. Recherche du coefficient de foisonnement suivant les caractéristiques géométriques des récipients miniers et la granulométrie du minerai (conditions de l'Ouenza). Thèse au magister. Directeur scientifique Ambartsoumian N. Annaba 1984.
- [15]. **N.Bouchoucha et E.Salem**. Etude des travaux de forage et de tir dans les conditions de la mine de Boukhadra- Tébessa. Algérie Mémoire de Licence 2018. Dirige par Mr Saadaoui. Saleh .

Références Bibliographiques

[16]. Identification des dangers et analyses des risques

Abstract

Résumé

L'abattage des roches représente la première phase des processus technologiques d'exploitation des gisements à ciel ouvert. Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but de minimiser la blocométrie et par conséquent une facilité au niveau des travaux d'extraction.

La qualité de la fragmentation des roches d'abattage à l'explosif reste à présent une préoccupation sérieuse pour les entreprises minières, ainsi que le problème de sortie de hors-gabarits et la mauvaise gestion de l'énergie de tir au niveau du pied du gradin.

Le présent travail fera l'objet d'une étude analytique, empirique et suggestion d'une méthode d'abattage que convient pour la meilleure gestion de l'énergie du tir au niveau de pied du gradin de la mine à ciel ouvert de Boukhadra.

Le but de ce projet de fin d'étude est résoudre le problème de sortie de hors-gabarits au niveau du pied, ce que nous permettra d'augmenter le rendement des équipements de chargement, transport et concassage, ce qui réduira le prix de revient d'une tonne de minerai et en développant une onde plate on réduit la zone de fragmentation non réglée.

Les mots clés : abattage ; fragmentation ; hors-gabarits ; énergie ; pied ; zone de fragmentation réglée.

المخلص

يمثل تكسير الصخور المرحلة الأولى من العمليات التكنولوجية لاستغلال رواسب الحفر المفتوحة. وهو يتألف من تعديل الحالة الطبيعية للصخور من أجل تقليل كتلة الكتلة وبالتالي تسهيل أعمال الاستخراج.

لا تزال جودة تفجير تشظي الصخور الآن مصدر قلق خطير لشركات التعدين ، فضلاً عن مشكلة خروج الدعامة وسوء إدارة طاقة الانفجار عند قدم المدرج.

سيكون هذا العمل موضوع دراسة تحليلية وتجريبية واقتراح لطريقة قطع مناسبة لأفضل إدارة لطاقة اللقطة على مستوى سفح درجة منجم الحفرة المفتوحة في بوخضرة.

الغرض من مشروع نهاية الدراسة هذا هو حل مشكلة الخروج الزائد عند القدم، مما سيسمح لنا بزيادة أداء معدات التحميل والنقل والتكسير ، مما يقلل من سعر التكلفة. ويؤدي تطوير موجة مسطحة منه إلى تقليل منطقة التجزئة غير المستقرة.

Abstract

الكلمات الرئيسية

منطقة التجزئة المستقرة، الحفر، التفجير، كسر الصخور، صخور كبيرة الحجم.

ABSTRACT

Breaking rocks represents the first phase of the technological processes for the exploitation of open pit deposits. It consists in modifying the natural state of the rocks in order to minimize the blocometry and consequently an ease in the level of the extraction work.

The quality of blasting rock fragmentation now remains a serious concern for mining companies, as well as the problem of outrigger exit and poor blast energy management at the toe of the bleacher.

This work will be the subject of an analytical, empirical study and suggestion of a method of felling that is suitable for the best management of the energy of the shot at the level of the foot of the step of the open pit mine of Boukhadra.

The purpose of this end-of-study project is to solve the problem of oversize exit at the foot, which will allow us to increase the performance of loading, transport and crushing equipment, which will reduce the cost price. of a ton of ore and developing a flat wave from it reduces the unsettled fragmentation zone.

Key words : slaughter; rock fragmentation; off-gabarries; shot energy; foot of the bleacher; equipment performance ; the settled fragmentation zone.