

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master

Filière : Génie Minier

Option : Exploitation des Mines

Présenté par :

ZERGUINE Abdallah

SOUDDI Mohammed

Thème

*Méthodologie d'exploitation du minerai de Fer
au niveau de la mine de Boukhadra et les
équipements utilisés*

Soutenu le 25/06/2018 devant le jury composé de:

Président	Mr.FREDJ.M	MAA	U.A.M.Bejaia
Promoteur	Mr.AITHABIB.Z	MAA	U.A.M.Bejaia
Examineur	Mr.AYADEN.B	MAA	U.A.M.Bejaia

Promotion: 2017-2018

Remerciements

*Nous remercions ALLAH qui nous a donné la volonté et nous a aidé
afin d'achever ce travail*

Nous remercions :

*Mr AITHABIB : notre enseignant, qui a accepté d'encadrer ce travail,
Nous la remercions pour son soutien, 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 :

*Mr FREDJ Mohamed d'avoir accepté la tâche de présider notre jury de
soutenance.*

*Un remerciement particulier à Mr AYADEN D'avoir accepter
D'examiner notre travail*

*Nous désirons aussi adresser nos remerciements les plus respectueux a
Mr. GUELMAMI , Mr.SAADOUN , Mr.MAZARI,Mr. DJAZAIRI*

*Nous remercions également à tous les enseignants de
département de mine et géologies.*

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

*Nous reconnaissance va à tous ceux qui nous aider de près ou de loin
pour que cette œuvre soit achevée, qu'ils trouvent ici l'expression de nos
gratitude.*

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à:

Mes chers parents

Qui ont été à coté de moi pendant toutes les étapes de mes études

À

mon grand-père (Saïd), et ma grande mère (Adouda), et tous mes

oncles et

mes cousins

Aussi à tous mes voisins

Mes frères et mes soeurs

À toute ma famille et mes amis surtout

Mohamed, Kermani, , Lahcene, Fateh, Lamine, Tarek,

Ridha, bilfel, Oussama, Zaki, Hamza, Khayreddine

et les autres

Et

tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à la réalisation de

ce mémoire

Zerguine Abdallah

Dédicace

A mes chers parents, pour tous leurs sacrifices,
leur amour, leur tendresse, leur soutien et leurs prières
tout au long de mes études.

A mes chères sœurs.

A mes chers frères.

A tout les membres de ma famille.

À tous mes amis et collègues.

Mohammed souddi

SOMMAIRE

Remerciement
Dédicaces
Sommaire
Liste de tableaux
Liste de figures

Introduction générale.....1

CHAPITRE I : ANALYSE GEOLOGIQUE ET MINIERE DE LA MINE DE BOUKHADRA

I Introduction..... 3
I.1 Situation géographique 3
I.2 Historique la mine de Boukhadra 4
I.3 Géologie du gisement de Boukhadra 4
 I.3.1 Trias..... 5
 I.3.2 Le Crétacé 6
 I.3.2.1 L’Aptien..... 6
 I.3.2.2 L’Albien..... 7
 I.3.2.3 Vraconien..... 7
 I.3.2.4 Le Cénomanién 7
 I.3.2.5 Turonien..... 7
 I.3.2.6 Coniacien 7
 I.3.3 Le Tertiaire 7
 I.3.4 Le Quaternaire..... 7
I.4 Tectonique..... 8
I.5 Hydrogéologie..... 8
I.6 Réserves du gisement de Boukhadra 9
 I.6.1 L’exploitation du minerai de Boukhadra 9
I Conclusion 10

CHAPITRE II : EXPLOITATION DE GISEMENT DE LA MINE BOUKHADRA

II Introduction 11

SOMMAIRE

II.1 Exploitation à ciel ouvert.....	11
II.1.1 Processus d'exploitation de la mine de Boukhadra	11
II.1.2 Travaux d'ouverture d'une exploitation à ciel ouvert.....	13
II.1.3 Travaux préparatoires (de développement)	13
II.1.4 Gisement d'AIN ZAZIA.....	14
II.1.4.1 L'ouverture de gisement d'Ain-Zazia	14
II.1.4.2 Calcul des paramètres d'ouvertures de le quartier Ain-Zazia	16
II.1.5 Méthode d'exploitation à ciel ouvert :	22
II.1.5.1 Principaux indices d'une méthode d'exploitation à ciel ouvert	22
II.1.5.2 Choix de la méthode d'exploitation dans le gisement d'Ain Zazia	23
II.8.1 Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation.....	23
II.1.6 L'abattage (tir) des roches	26
II.1.7 Equipement de forage utilisé dans la mine à ciel ouvert (Quartier D'Ain Zazia)	27
II.1.7.1 Détermination des propriétés physiques et mécaniques des roches calcaire d'Ain Zazia.....	27
II.1.7.2 Choix le mode de forage	30
II.1.7.3 Analyse du processus de forage	31
II.1.8 L'explosif utilisé dans la mine de Boukhadra.....	33
II.1.9 Paramètres du plan de tir.....	33
II Conclusion	41
II.2 Exploitation souterraine de la mine de Boukhadra.....	42
II.2.1 Les différentes phases constituent au corps Sud.....	42
II.2.2 Les Modes d'ouvertures souterraine	43
II.2.3 Le mode d'ouverture de gisement de Boukhadra (mine souterraine).....	46
II.2.4 L'état actuel des travaux préparatoires de la 3ème et 4ème phase	47
II.2.5 Méthode d'exploitation des gisements.....	48
II.2.5.1 Facteurs influençant le choix d'une méthode d'exploitation des gisements	49
II.2.5.2 Description les méthodes d'exploitation appliquée au niveau de Boukhadra	49
II.2.5.3 Méthodes par sous niveaux abattus applique au niveau de boukhadra	50
II.2.5.4 Les paramètres dimensionnels de la méthode d'exploitation sous-niveaux abattue	51
II.2.6 Cheminées de soutirage	52
II.2.7 L'abattage au niveau de la mine de Boukhadra	52
II.2.7.1 Les équipements de foration dans la mine de Boukhadra	53

SOMMAIRE

II.2.7.2 Les éléments utilisés dans la mine de Boukhadra pour l'abattage des roches	55
II.2.7.3 calculs des paramètres d'abattage par trous profonds en éventail.....	57
II.2.7.4 Disposition des trous de mine dans la taille	59
II.2.7.5 Plan de tir	60
II.2.8 Ventilation au niveau de la mine de Boukhadra	61
II Conclusion	61

CHAPITRE III : CHARGEMENT ET TRANSPORT DANS LE MODE D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT

III Introduction	62
III Les équipements minier utilises dans la mine de Boukhadra (mine à ciel ouvert)	62
III.1 Chargement	62
III.1.1 Les engins de chargement	63
III.1.2 Analyse des processus de chargement au niveau de la mine de boukhadra	63
III.1.3 Choix de l'engin de chargement	64
III Conclusion.....	70
III.2 Transport	71
III.2.1 Les exigences principales du transport	71
III.2.2 Etat actuel des travaux de transport au niveau de la mine de Boukhadra	71
III.2.3 Travaux de transport par camion D'Ain-Zazia.....	72
III.2.4 Analyse des processus du transport en conduction de la mine de BOUKHADRA .	72
III Conclusion.....	79
III.2.5 Optimisation le precessus de chargement et transport.....	79
III.2.5.1 Recalculer les paramètres essentielle pour le chargement et transport.....	80
III.3 Le processus de la préparation mécanique	82
III.3.1 Le principe d'un concasseur giratoire	83
III.3.2 L'expédition.....	83
III Conclusion.....	83

CHAPITRE IV : CHARGEMENT ET TRANSPORT DANS LE MODE D'EXPLOITATION SOUTERRAINE

IV Introduction	85
-----------------------	----

SOMMAIRE

IV. Les équipements minier utilises dans la mine de Boukhadra (mine souterraine)	85
IV.1 L'équipement de chargement	85
IV.1.1 Choix du type de chargeuse.....	85
IV.1.2 Analyse des processus de chargement au niveau de la mine de Boukhadra	85
IV.1.2.1 Productivité de la mine souterraine.	85
IV.1.3 Chargement au niveau de la mine de Boukhadra	87
IV.1.4 Calculs des paramètres de chargement.....	87
IV.2 Etude du processus de transport.....	92
IV.2.1 Généralités sur le transport de mine	91
IV.2.3 Equipement de transport utilise dans la mine de Boukhadra	91
IV.2.4 Calculs des paramètres de transport par camion	92
IV Conclusion	96
Conclusion générale.....	97

LISTE DES FIGURES

CHAPITRE I : ANALYSE GEOLOGIQUE ET MINIERE DE LA MINE DE BOUKHADRA

Figure I.1 Localisation de la Région de Boukhadra.....	3
Figure I.2 Colonne stratigraphique synthétique de mont de la mine de BOUKHADRA	5
Figure I.3 Contact avec le Trias (Contact anormal).	6
Figure I.4 Calcaires Albo- Aptiens de la branche NE SW de la limite bordière SE.....	6
Figure I.5 Trois coupes transversales dans l’anticlinal du Boukhadra	8
Figure I.6 Représente les quatre (04) corps minéralisés principaux du gisement de BOUKHADRA.	10

CHAPITRE II : EXPLOITATION DE GISEMENT DE LA MINE BOUKHADRA

Figure II.1 Schéma technologique d’extraction et de préparation du minerai de fer de Boukhadra	12
Figure II.2 Schéma d’une découverte à deux niveaux de travail.....	13
Figure II.3 Foration des trous de la demi-tranchée d’accès	14
Figure II.4 Culbutage des roches abattues à l’aide d’un bulldozer	15
Figure II.5 Foration des trous inclinés et horizontaux (trou de relevage).....	15
Figure II.6 Section transversale finale de la demi-tranchée d’accès	16
Figure II.7 Schéma de la largeur de la piste.....	17
Figure II.8 Détermination de la largeur du demi-tranchée d'accès	18
Figure II.9 Section de la demi tranchée d'accès	20
Figure II.10 Détermination de la largeur de la demi-tranchée de découpage	22
Figure II.11 La plate forme de travail.	23
Figure II.12 Choix du type d’équipement	31
Figure II.13 Géométrie et terminologie du plan de tir	41
Figure II.14 Projection verticale de la mine.....	43
Figure II.15 Représentation graphique d’ouverture par galerie au jour avec cheminée verticale.	44
Figure II.16 Représentation graphique d’ouverture par puits vertical.	45
Figure II.17 Représentation graphique d’ouverture par puits incliné.	45
Figure II.18 Représentation graphique d’ouverture combinée des gites.....	46
Figure II.19 Galerie de niveau 1105, les mines de fer de l’Est, BOUKHADRA	47
Figure II.20 La méthode d’exploitation par sous niveaux abattus, mine souterraine de Boukhadra ...	52
Figure II.21 Marteau perforateur Ps-50,pk-3	54
Figure II.22 Coupe d’un détonateur retard.....	56

LISTE DES FIGURES

Figure II.23 Schéma qui représente la disposition des trous en éventail.	59
Figure II.24 Schéma qui représente plan de tir.	60

CHAPITRE III : CHARGEMENT ET TRANSPORT DANS LE MODE D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT

Figure III.1 Schéma explicatif de processus de chargement et transport proposé.....	80
--	----

CHAPITRE IV : CHARGEMENT ET TRANSPORT DANS LE MODE D'EXPLOITATION SOUTERRAINE

Figure IV.1 Plan de production de Boukhadra, mine souterraine.	86
--	----

LISTE DES TABLEAUX

CHAPITRE II : EXPLOITATION DE GISEMENT DE LA MINE BOUKHADRA

Tableau II.1 Représente le type de jonction de la demi-tranchée d'accès.....	19
Tableau II.2 Valeurs de l'indice acoustique en fonction de la fissuration..	28
Tableau II.3 Valeurs de l'indice de destruction.....	29
Tableau II.4 Classification des roches selon l'indice de forabilité.....	29
Tableau II.5 Classification des roches selon l'indice de tirabilité.....	30
Tableau II.6 Des données théoriques de la production planifiée.....	31
Tableau II.7 Résumés les paramètres principaux de tir.....	40
Tableau II.8 Profondeurs moyennes et angle de pendage du gîte exploité en souterrain.....	42
Tableau II.9 Les dimensions de la galerie principale du niveau 1105.....	47
Tableau II.10 Les travaux préparatoires de 4 ^{ème} phase.....	48
Tableau II.11 Les principaux paramètres du gisement sur les trois axes.....	50
Tableau II.12 Les caractéristiques techniques du marteau perforateur.....	53
Tableau II.13 Dimension de l'explosif.....	55
Tableau II.14 La disposition des trous dans la taille.....	60

CHAPITRE III : CHARGEMENT ET TRANSPORT DANS LE MODE D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT

Tableau III.1 Tableau qui représente la production planifiés.....	63
Tableau III.2 Récapitulatif du rendement de la chargeuse.....	68
Tableau III.3 Récapitulatif du rendement de la pelle.....	70
Tableau III.4 Le chronométrage effectif de la durée des cycles de transport par camion.....	72
Tableau III.5 Récapitulatif des temps morts pendant un poste.....	74
Tableau III.6 Représentation des résultats.....	82

CHAPITRE IV : CHARGEMENT ET TRANSPORT DANS LE MODE D'EXPLOITATION SOUTERRAINE

Tableau IV.1 Plan d'estimation de production de Boukhadra par Arcelor mettal, mine souterraine.....	86
Tableau IV.2 Le chronométrage effectif de la durée des cycles de chargement.....	88
Tableau IV.3 Le chronométrage effectif des moyens de transport utilisé.....	92

LISTE DES ABREVIATIONS

ONEX : Office National des Substances Explosives.

AFNOR : Association Française de Normalisation.

DMR : Détonateur à micro retard.

DEI : détonateur électrique instantané.

DER : Détonateur électrique à retard.

RWS : puissance relative de l'explosif.

SONAREM : Entreprise Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière.

FERPHOS : est l'une des plus importantes entreprises minières en Algérie.

ARCELORMITTAL : société sidérurgistes du complexe d'El-Hadjar.

ISPAT : complexe de sidérurgie.

INTRODUCTION GENERALE

L'indépendance des pays, des contraintes extérieures, passe avant tout par la possession des richesses naturelles qui peuvent leur assurer non seulement une indépendance totale de l'assistance extérieure, mais aussi un développement du niveau de vie de population, parmi ces richesses naturelles, on distingue les gisements des minéraux utiles solides dont la recherche, la prospection et l'extraction est assurée par des entreprises spéciales faisant partie de l'industrie minière, et assurer une exploitation optimale de ces ressources en tenant compte de leurs diverses caractéristiques techniques, économiques et humaines.

Pour notre pays, à part les hydrocarbures suivant les quels repose principalement notre économie, l'extraction de beaucoup de gisements est un apport très important pour la consolidation de notre économie. Effectivement, sans l'extraction de ces richesses naturelles, notre pays va recourir à l'importation, ce qui va, dans une certaine mesure, affecter les bénéfices réalisés par l'exploitation des hydrocarbures.

Dans le monde, la consommation des matières premières minérales ne cesse de croître, pour cela des pays producteurs et riches en matières naturelles continuent de procéder à la recherche des nouveaux gîtes.

L'Algérie est l'un des pays riches en matières premières. Les bases minières nationales de grande envergure constituent les gisements de fer, de plomb, de baryte, de zinc, ...etc. et autres substances suivant lesquelles s'est développée notre industrie lourde.

Ainsi ce mémoire présente un traité général sur l'étude d'un ouvrage souterrain et ciel ouvert de la Mine de BOUKHADRA, cette dernière participe dans le développement de l'économie nationale.

Nous avons structuré notre travail suivant le plan méthodologique ci-dessous, toutes les données essentielles pour la réalisation de notre projet de fin d'études ont été réunies lors de notre stage.

➤ Le 1^{er} chapitre représente les caractérisations géologiques et géographiques de la mine de Boukhadra et l'importance de réserve.

➤ Le 2^{ème} chapitre représente les propriétés physico-mécaniques des roches de ce gisement et choisit le mode de foration le plus rationnelle avec la détermination et du

rendement de la machine de foration et l'étude sur les méthodes d'ouverture et d'exploitation a ciel ouvert .

➤ Le 3^{ème} chapitre, représente l'étude sur les méthodes d'ouverture et d'exploitation souterraine , ainsi que un calcul du plan de tir et les conséquences des travaux de tir.

➤ Le 4^{ème} et le 5^{ème} chapitres représentent la productivité réelle des équipements de chargement et de transport à base des données de cette productivité qui existe dans la mine de Boukhadra.

et nous terminons par une conclusion générale.

Introduction

Avant d'entamer toutes études ou réalisations pour exploitation minières, les études préliminaires sont d'une importance majeure qui doit porter sur la géographie et la géologie de la région.

Cette partie va nous donner une vue générale sur la situation de la mine et sa création géologique, sur la présence des eaux ou non au sein d'une mine, sur la catégorie des tectoniques que peu sur le massif.

I.1 Situation Géographique

La commune de BOUKHADRA est située à environ 45 Km de l'Ouest du chef lieu de la wilaya de TEBESSA. Elle est limitée :

- ❖ Au Nord par la commune de l'OUENZA.
- ❖ A l'Est par la commune d'EL MERIDJ.
- ❖ A l'Ouest par la commune d'EL AOUNET (Chef lieu).
- ❖ Au Sud la commune de MORSOTT.

Elle s'étend sur une superficie de 3.1 Km², elle se situe dans les hauts plateaux à une hauteur de 850m dans lesquels le plus haut sommet est le mont de BOUKHADRA à 1463 m. [2]

Elle est reliée à Annaba par une voie ferrée qui assure le transport du minerai au complexe d'El-Hadjar.

Son climat est continental et sec, la pluviométrie est faible avec parfois de faibles chutes de neige.



Figure I.1 : Localisation de la Région de Boukhadra [Google Earth 2018]

I.2 Historique la mine de BOUKHADRA

Les romains ont exploité la mine pour les poly métaux, notamment le cuivre (Cu) et le zinc (Zn) dans le chapeau le Fer qui couvrait le gisement. La mine de BOUKHEDRA a été exploitée pour la première fois en 1929 par les français alors que autre fois à l'époque des Romains et ou ils faisaient l'extraction du Cuivre puis du Zinc.

- ❖ Entre 1903 et 1906, la concession Mokta El Hadid réalisa les premiers travaux de recherche par galerie entre les niveaux 845 et 1225.
- ❖ En 1966, date de nationalisation des mines, la société des mines de l'Ouenza poursuit les travaux d'exploitation et de recherche de 1967 à 1984, la Sonarem a prit le relai.
- ❖ De 1984 à 2001 Ferphos succède à la Sonarem
- ❖ A partir de 18/10/2001 ISPAT appelée ArcelorMittal est en action avec Ferphos à 49%.

Vers la fin de l'année 2008 le propriété indien a décroché un permet d'exploitation en collaboration avec FERPHOS jusqu'à 2011.

Au début de l'année 2012 la société ArcelorMittal a récupéré tout ces action du propriétaire Indien, et elle continué les travaux d'exploitation jusqu'à aujourd'hui.[2]

I.3 Géologie du gisement de Boukhadra

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.

Les principales formations géologiques qui affleurent dans le massif de Boukhadra :

- Les évaporites du Trias
- Les séries sédimentaires du Crétacé moyen et supérieur
- Les formations du Miocène

On remarque l'absence des terrains du Jurassique et du Paléogène.[21]

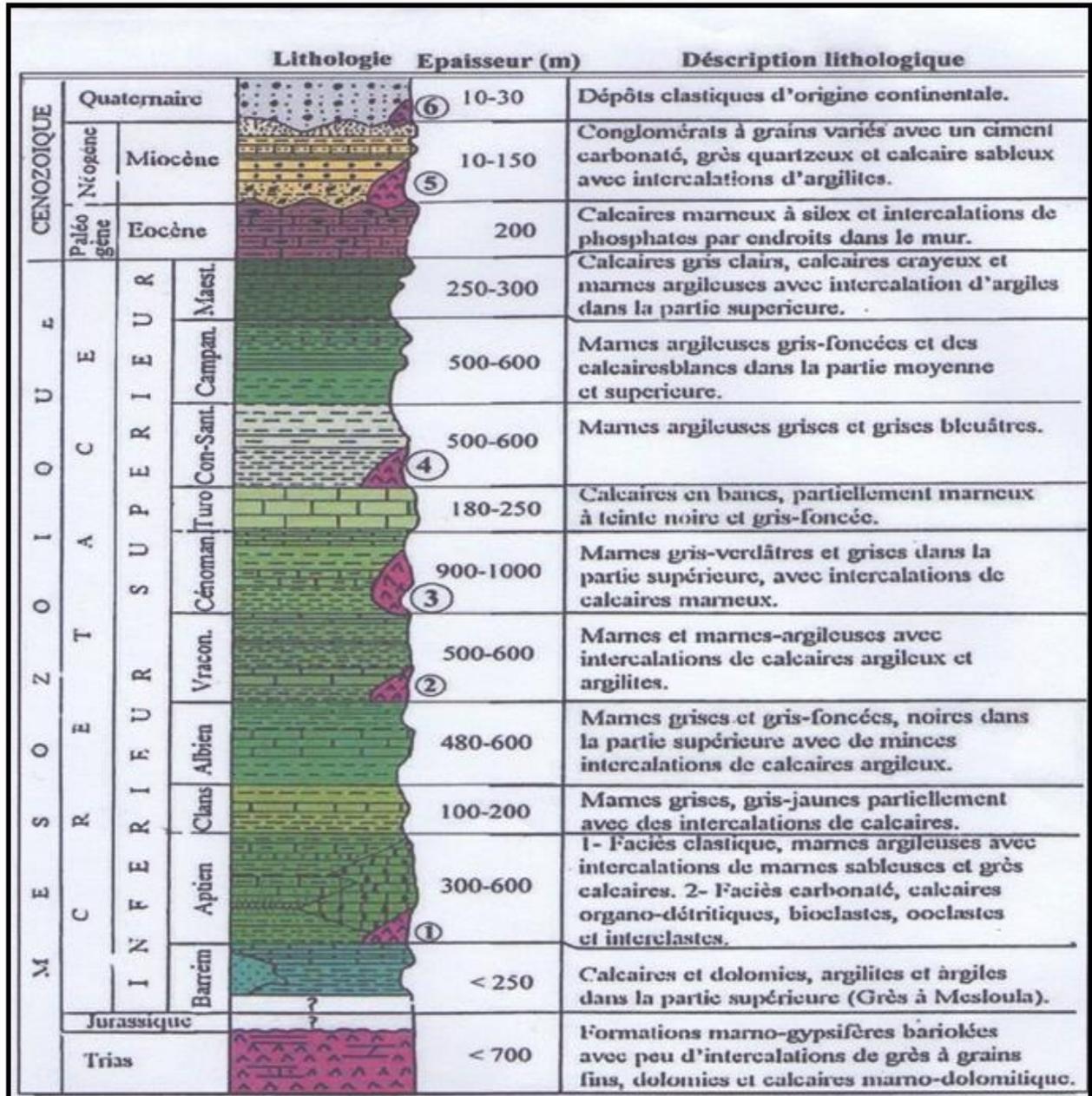


Figure I.2 : Colonne stratigraphique de mont de la mine de BOUKHADRA.[21]

I.3.1 Trias

Les formations évaporitiques affleurent principalement dans la partie Sud-Ouest du massif où elles sont parfois recouvertes par endroits par des sédiments plus récents (crétacés, miocènes). Il s'agit de marnes bariolées à gypse, de couleurs caractéristiques (lie de vin), emballant des fragments de roches dolomitiques bréchiques de couleurs gris noirs. Le gypse est présent en grande quantité sous forme d'amas. Les marnes renferment aussi des grès et des calcaires. La présence du sel est seulement décelée par la forte salinité des eaux qui circulent dans le Trias ou par des dépôts d'évaporation que l'on rencontre aux bords des Oueds. [21]



Figure I.3. Contact avec le Trias (Contact anormal).[21]

I.3.2 Crétacé [13]

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 qui constituent le niveau porteur de la minéralisation principale et des grès et calcaires de la partie supérieure de l'Aptien non productif et on a :

I.3.2.1 L'Aptien

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

- Faciès carbonaté (calcaire)
- Faciès terrigènes (marneux- gréseux- calcaireux).

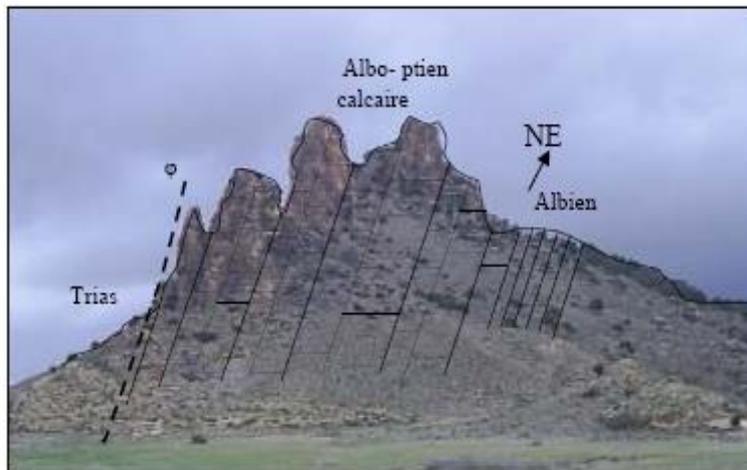


Figure I.4. Calcaires Albo- Aptiens de la branche NE SW de la limite bordière SE . [21]

I.3.2.2 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.

I.3.2.3 Vraconien

Les sédiments vraconiens occupent de vastes surfaces aux environs du Boukhadra.

La séquence est composée de minces lits de marnes avec intercalation d'argile marneuse noires et de calcaires marneux-argileux. La puissance maximale est de (470m).[13]

I.3.2.4 Le Cénomaniens

Les dépôts cénomaniens comportent des alternances de calcaires gris bleu ou gris noir, très argileux en général, et de marnes grises, plus ou moins chargées, toujours peu épais, ont une patine claire, blanchâtre ou ocre.

I.3.2.5 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.[13]

I.3.2.6 Coniacien

Contient les marnes argileuses avec intercalation d'argile marneuse et par endroit de calcaire marneux

I.3.3 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.[28]

I.3.4 Le Quaternaire

Les dépôts du quaternaire sont formés par un matériel caillouteux, blocs de calcaires, grés débris de minerai et les conglomérats, ils sont répandus sur les flancs de la montagne et les parties basses du relief.[28]

I.4 Tectonique [13]

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

- La 1ère se prolonge presque parallèlement à l'axe de l'anticlinal à partir du pic vers la terminaison périclinale.
- La 2ème 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

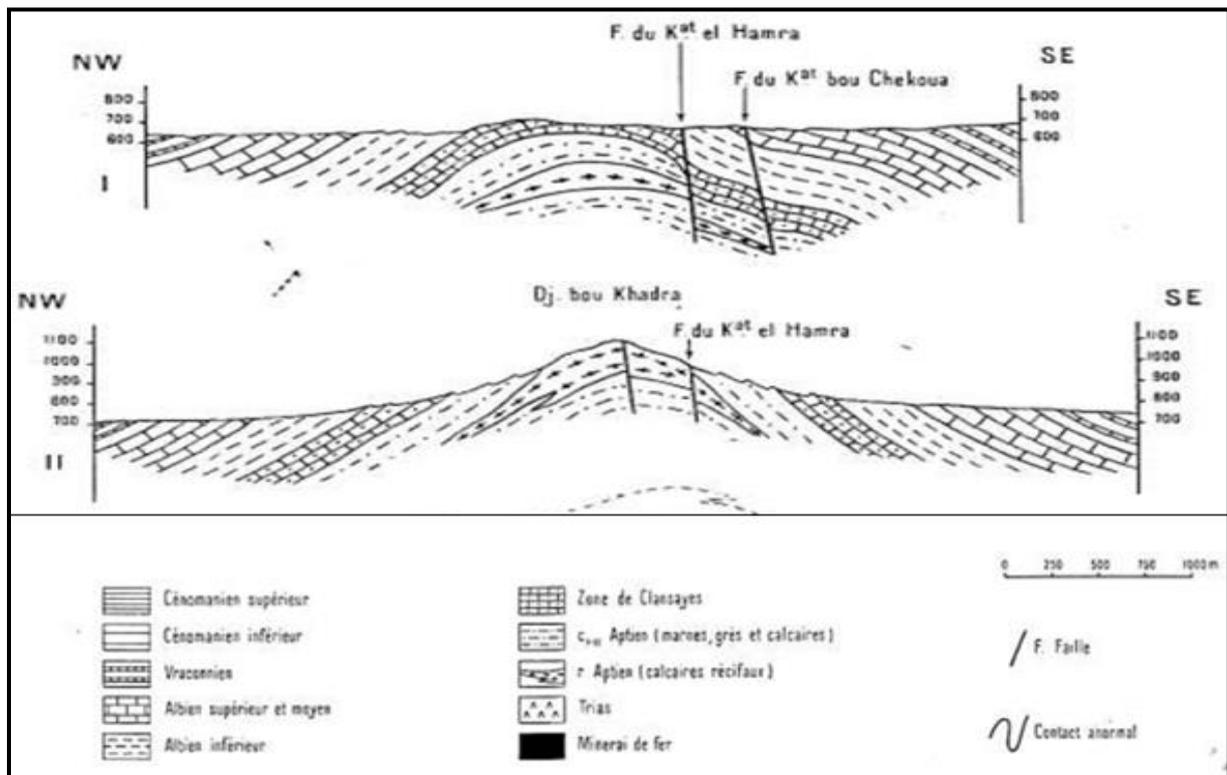


Figure I.5. Trois coupes transversales dans l'anticlinal du Boukhadra (D'après G.Dubourdiou, 1956).[21]

I.5 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 égal à 818m. Selon le relief la géomorphologie, deux sources apparaissent en surface dans le niveau 977m, une source à débit faible (Ain Zazie) qui aide à combler le manque d'eau rencontré auprès la population.[21]

Dans le niveau Amont 926m, un mince filet d'eau apparait entre les marnes cette eau est récupérée par une citerne pour l'arrosage de la piste ainsi dans les forages.[21]

I.6 Réserves géologiques de Boukhadra

I.6.1 L'exploitation du minerai de Boukhadra [2]

Jusqu'au 30/06/2017 la répartition des réserves géologiques par quartiers est la suivante :

A-Exploitation à ciel ouvert

- Quartier principale : 9.186.310 de tonnes avec une teneur moyenne de 57.15%.
- Quartier Ain Zazia : 3 518 316 de tonnes avec une teneur moyenne de 43.05%.

B- Exploitation souterraine

L'exploitation souterraine est effectuée suivant trois axes :

- 3^{ème} PHASE (niveau 1105/1165) : 1 303 145 de tonnes avec une teneur moyenne de 54.40%.
- 4^{ème} PHASE (niveau 1045/1105) : 6 440 000 de tonnes avec une teneur moyenne de 54.77%.
- Au dessous de 1045 : 11 201 700 de tonnes avec une teneur moyenne de 55.22%.

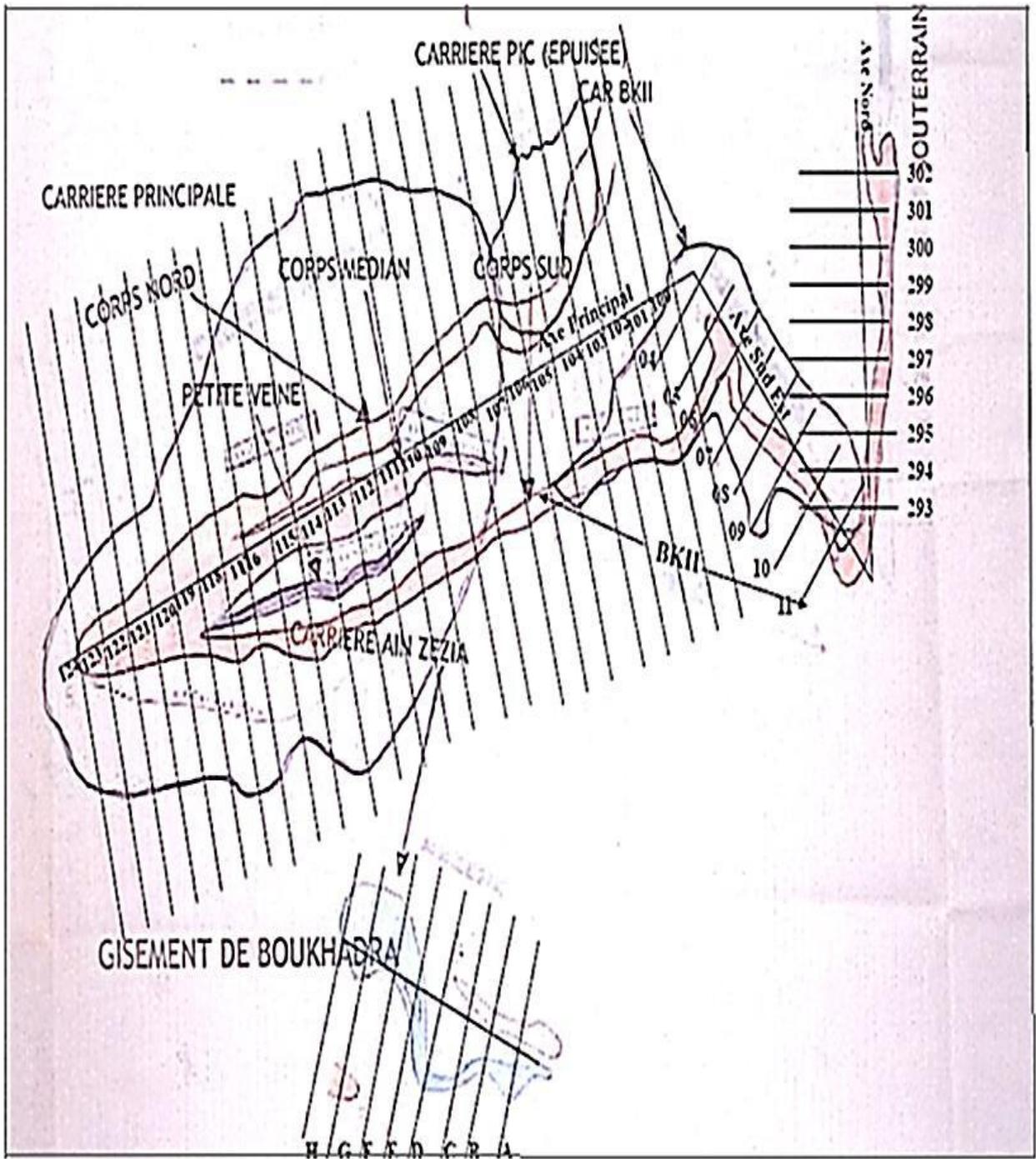


Figure I.6 : Représente les quatre (04) corps minéralisés principaux du gisement de BOUKHADRA.[8]

Conclusion

Dans ce chapitre, on a présenté la mine de Boukhadra, avec sa géologie régionale et ainsi son historique d'exploitation, et on a parlé aussi sur sa tectonique et ses réserves.

Introduction

Avant de procéder à l'exploitation d'un gisement il est nécessaire de mettre en évidence la valeur industrielle et économique de ce gisement en prenant en considération la géologie du gisement leurs formations et structures géologiques et surtout les caractéristique des massifs rocheux est l'importance des réserves.

Les travaux exécutés lors de l'extraction d'un minerai s'appellent travaux miniers, suivant l'emplacement de l'exécution des travaux miniers.

Dans la mine de Boukhadra on distingue :

le mode d'exploitation à ciel ouvert (Quartier D'Ain Zazia) où les travaux s'exécutés a la surface du sol et le mode d'exploitation souterrain où les travaux s'effectués au sous-sol.

II.1 Exploitation à ciel ouvert

II.1.1 Processus d'exploitation de la mine de Boukhadra [4]

Pour les gisements à reliefs montagneux tel que le gisement de Boukhadra, le mode d'exploitation appliqué est par fonçage avec un seul bord exploitable, le contour de la mine n'étant pas fermé.

L'exploitation de tels gisements, disposés sur un flanc de coteau de pente 35° , se fait de haut en bas. L'extraction du minerai est réalisée par gradin de 13 à 15 m de hauteur, un angle du talus de 75 à 80° et une largeur des bermes de 7 à 12 m.

Le programme d'exploitation est fondé sur une production de 1 à 1,5 millions t/an avec un taux de découverte de 2,96. Selon le projet d'exploitation, la fosse finale aura une profondeur de 620 m, l'angle du bord inexploitable de la mine est de 32°.

L'exploitation du minerai et du stérile se fait par les tirs d'abattage par explosifs, après la préparation des trous de mine par forage des trous généralement verticaux de 160 mm de diamètre par des sondeuses de type INGERSOL RAND et ATLAS COPCO et leur chargement par des explosifs, dont le but est de fragmenter la masse rocheuse afin de permettre son évacuation. En moyenne, il y a un tir par jour, ce qui permet d'atteindre la production journalière de minerai et de stérile. L'abattage se réalise en une seule étape avec une quantité de charge explosive moyenne de l'ordre de 1,5 tonne. Le volume moyen de la volée est de 4500 m³. Si le tir donne de gros blocs, difficiles à charger, transporter ou à concasser, alors un débitage secondaire sera entrepris.

Cette situation se produit en général dans les calcaires où le massif est fracturé et la roche est saine.

Les matériaux fragmentés sont chargés par des excavateurs à commande mécanique des chargeuses de type CATERPILLAR 988F de 5 à 6 m³ et sont ensuite transportés par des camions de type (CATERPILLAR 773F) de 40 et 50 tonnes.

Le minerai est conduit soit vers le stock à proximité du concasseur, ou vers le concasseur giratoire qui peut traité des blocs de dimensions arrivent à (1000mm).

Les blocs de minerai envoyés au concasseur ont une taille nettement inférieure à la limite demandée pour le concasseur, car il y a un triage au niveau du chantier.

Les blocs hors gabarits sont mis de coté pour subir un débitage secondaire.

Le minerai concassé est acheminé par une séries de convoyeurs vers les stocks ou les deux trémies, d'où son expédition par trains (voie ferrée électrifiée) vers le complexe sidérurgique d'El Hadjar.[4]

L'extraction et préparation du minerai de boukhadra se résument par le schéma technologique présenté dans la figure (II.1)

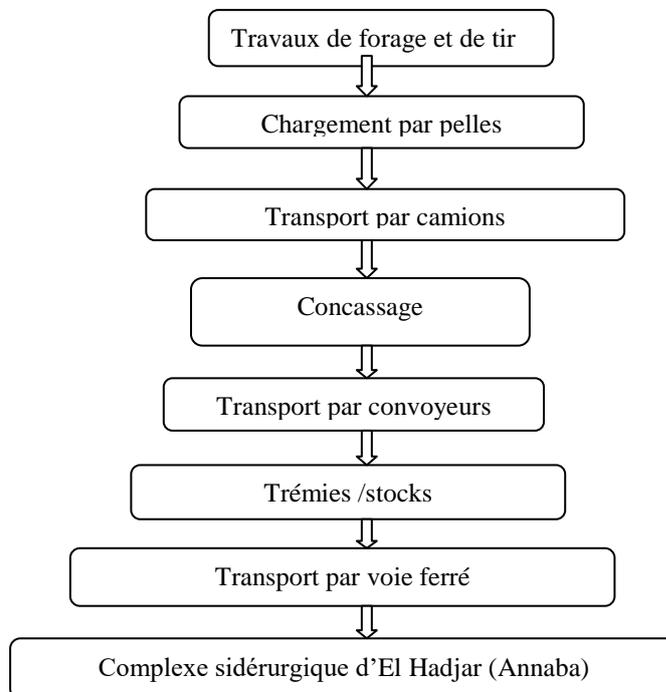


Figure II.1 : Schéma technologique d'extraction et de préparation du minerai de fer de boukhadra. [4]

II.1.2 Travaux d'ouverture d'une exploitation à ciel ouvert

Les travaux d'ouverture d'une exploitation à ciel ouvert comprennent des travaux de découverte qui sont l'ensemble des processus de dégagement et du déplacement des roches stériles recouvrant la substance utile et les travaux d'accès au niveau supérieur du site par la construction de la piste principale.[19]

Le décapage des terres stériles vont se faire à l'aide de bulldozer et lorsque le stérile est dure on utilise le riper (bulldozer+ une dent en arrière) pour désolidariser les blocs rocheux de son ciment argileux et les stocker dans une aire aménagée à cet effet (halde à stérile). [25]

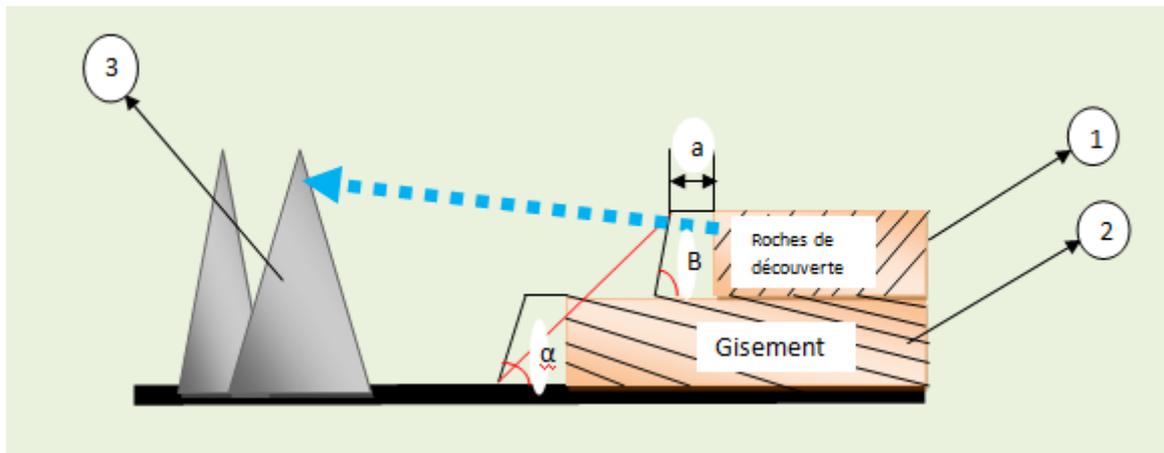


Figure II.2 : Schéma d'un découverture a' deux niveaux de travail. [19]

1- Stérile

2- Gradins de minerai

3- Terril

α)- Angle d'inclinaison du talus du bord exploitable de la découverte.

B) - Angle d'inclinaison du talus de gradins de stérile.

II.1.3 Travaux préparatoires (de développement)

Signifié toutes les travaux qu'il y a lieu d'entreprendre dans le cadre de préparation du gradin en exploitation à Ciel ouvert d'un gisement, on appelle cela le gradin en préparation.

On ait accède à une tranchée d'accès à la cote de démarrage de la construction de la plateforme de travail on prépare la construction du gradin qui évoluera au fur et à mesure de l'avancement des travaux jusqu'à atteindre la cote finale pour lequel ce gradin atteint la hauteur fixé dans le projet d'exploitation.[19]

II.1.4 Gisement d'AIN ZAZIA

Le quartier de fer d'Ain-Zazia est situé dans la mine de fer BOUKHADRA est caractérisé par une minéralisation ferrifère de type hématite-limonite sous forme de corps filoniens irrégulier, de dimension variable, à pendage subhorizontal, parfois incliné, et représenté par des formations aptiennes et quaternaires, surmontant les dépôts du trias .

La majeure partie du terrain est recouverte par des dépôts récents (quaternaire), représenté essentiellement par les conglomérats ferrugineux et calcaires.

Les roches de l'aptien sont représentées par deux types de faciès différents, à savoir :

le faciès carbonaté calcaireux et les faciès terrigènes inférieurs et supérieurs.[3]

II.1.4.1 L'ouverture de gisement d'Ain-Zazia

L'ouverture d'une mine a pour but de réaliser un accès au gisement.

Étant donné que le gisement de Boukhadra (Quartier Ain Zazia) est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture distingué à ces types de gisements se fait par demi tranchées d'accès, de bas vers le haut .[28]

La réalisation de celle-ci, est faite par 4 étapes :

1^{ère} étape

On fore des trous de mines de diamètres $d_{tr} = 32\text{mm}$ dans les longueurs varient de 0.8 à 2m. Dans le but de créer une plate forme de largeur de 4 m. [20]

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

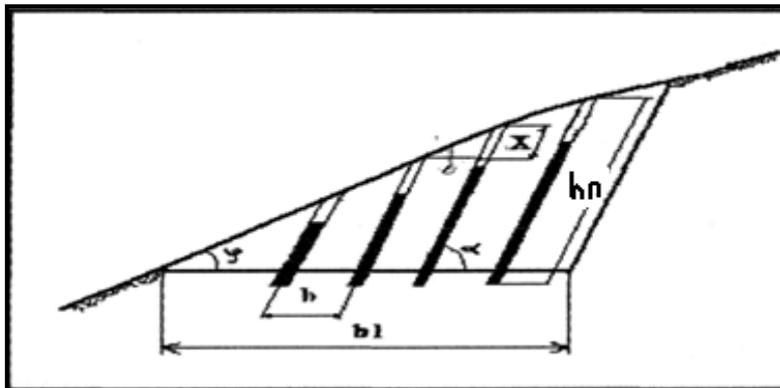


Figure II.3 : foration des trous de la demi-tranchée d'accès[20]

hn : Hauteur du trou de la rangée précédente (m) ;

φ : Angle moyenne du flanc de coupeau $\varphi = 30^\circ$;

α : Angle d'inclinaison du trou de mine $\alpha = 85^\circ$;

b : Distance entre les trous de mines (m)

2^{eme} étape

Après le tir des trous de mines, on évacue les roches abattues à l'aide d'un bulldozer (l'opération de culbutage).

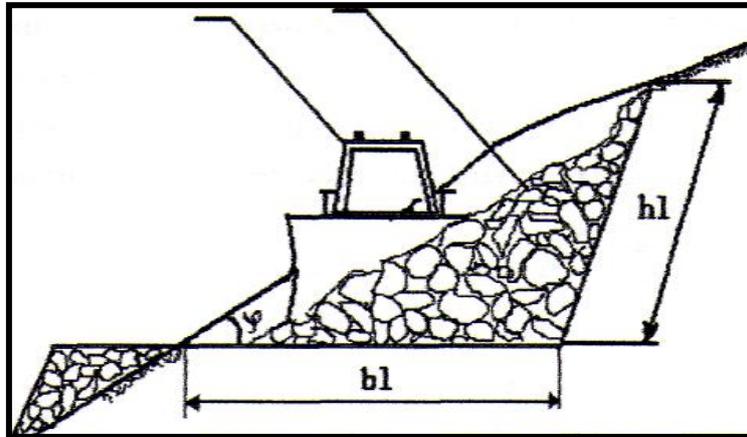


Figure II.4 : Culbutage des roches abattues à l'aide d'un bulldozer.[20]

La légende :

1 : Bulldozer

2 : Tas des roches abattues

b1 : Largeur de la demi-tranchée d'accès dans l'étape n°01

h1 : Hauteur de la demi-tranchée d'accès dans l'étape n°01

3^{eme} étape

Après le culbutage des roches, la sondeuse peut forer des trous profonds qui doivent être horizontaux et inclinés (les trous de relevage).

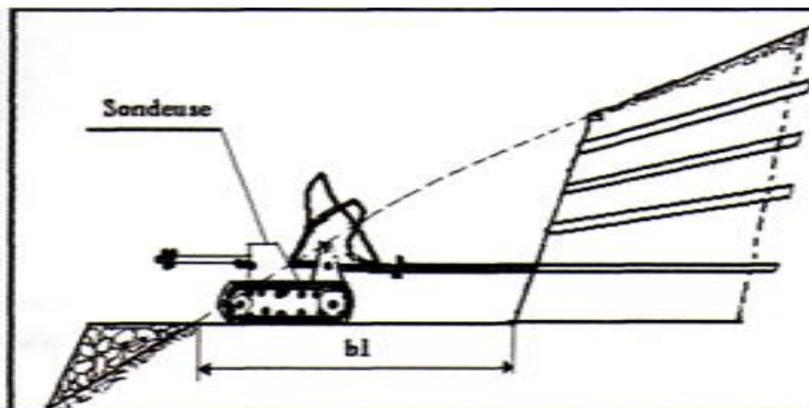


Figure II.5 : Foration des trous inclinés et horizontaux (trou de relevage).[20]

4^{eme} étape

Après avoir faire les trous, on les charges 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.

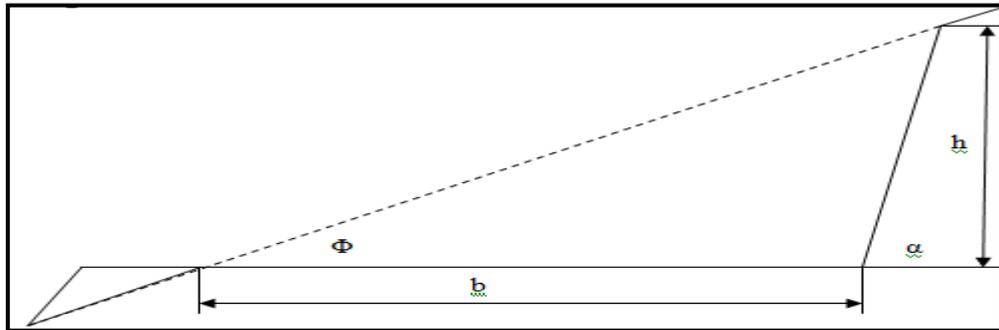


Figure II.6 : Section transversale finale de la demi-tranchée d’accès.[20]

Légende

- b :** Largeur de la demi-tranchée.
- h :** Profondeur de la demi-tranchée.
- α :** Angle du talus de la demi-tranchée.
- Φ :** Angle de flanc de coteau de l’anticlinale.

II.1.4.2 Calcul des paramètres d’ouvertures [30].

A / 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).

B / 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) :

$$T = a + (2 \times C) \dots\dots\dots(\text{II.1})$$

Où :

T : C'est la largeur de la piste

a : Largeur de la benne du camion, (**a ≈ 6 m** (valeur approximative)) .

C : Largeur de la bande de sécurité, (m)

$$C = 0,5 + 0,005 V \dots\dots\dots(\text{II.2})$$

Où :

V : C'est la vitesse moyenne de circulation des camions (**V = 25 km / h**).

Donc : **C = 0,62 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).

$$T = 2 \times (a + C) + X + r \dots\dots\dots (\text{II.3})$$

Où :

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

X: distance entre les bennes des camions, **X = 2×C** (m).

$$X = 1,24 \text{ m.}$$

Alors :

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

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est :

$$T = 15 \text{ m.}$$

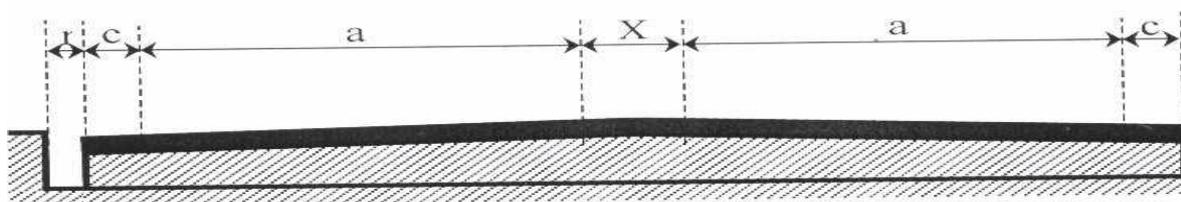


Figure II.7 : schéma de la largeur de la piste.[12]

C / 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 plate forme de travail (limite supérieure) au niveau 974m.

D / Largeur de la demi-tranchée d'accès [30],[1]

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

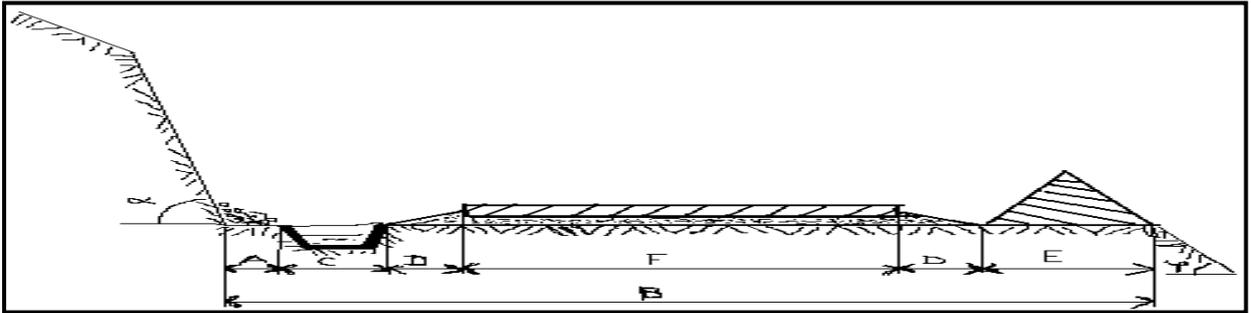


Figure II.8 : Détermination de la largeur du demi-tranchée d'accès.

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

$$B = A + C + 2D + F + E \quad \text{m} \dots\dots\dots (II.4)$$

Où:

A: Berme de securité de chute de pierres; **A= 1.5÷2.0 m**

F: Largeur de la chaussée de transport

Dans la quartier d' Ain-Zazia la chaussée de transport est à deux voies de **F=15 m**

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

D: Largeur des accotements; m, **D= 1.0÷2.0 m**

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

Donc:

$$B= 23.5 \text{ m} .$$

E / Longueur de la demi-tranchée d'accès

Théoriquement on a la déterminée par la formule suivante:

$$L = \frac{H_f - H_i}{i} \times k_a \quad \text{m} \dots\dots\dots (II.5)$$

Où:

H_f :Niveau superieur de la demi tranchée d'accès (m)

H_i : Niveau inferieur de la demi tranchée d'accès (m)

i :Pente directrice de la demi tranchée d'accès (**0.08÷0.12**) chaque **100** mètre ;

Dans la quartier d'Ain-Zazia $i=10\%$.

k_a : Coefficient d'allangement du tracé; il dépend du type de jonction et de la forme de tracé (voir tableau II.1):

Tableau II.1 : Représente le type de jonction de la demi-tranchée d'accès. [3]

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

Dans la quartier d'Ain-Zazia le type de jonction se fait à pente directrice donc :

$k_a = 1.1 \div 1.2$.

Alors les longueurs de la demi tranchée d'accès est égale:

Les niveaux superieur de la demi tranchée d'accès suivant :

$H_{f1} = 974 \text{ m} ; H_{f2} = 950 \text{ m} ; H_{f3} = 926 \text{ m} ; H_{f4} = 902 \text{ m} ; H_{f5} = 878 \text{ m} .$

les niveaux inferieur de la demi tranchée d'accès suivant :

$H_{i1} = 962 \text{ m} ; H_{i2} = 938 \text{ m} ; H_{i3} = 914 \text{ m} ; H_{i4} = 890 \text{ m} ; H_{i5} = 866 \text{ m} .$

Et donc la valeur approximativement de la longueur de la demi-tranchée d'accès de chaque niveau que suite :

$L_1 = L_2 = L_3 = L_4 = L_5 = 132 \text{ m}$

F / Volume de la demi-tranchée d'accès

Le volume de la demi-tranchée d'accès s'obtient en additionnant les volumes de différents tronçons qui les constituent, pour le calcule du volume d'un tronçon, on suit la procédure suivante:

- On détermine la surface S_1 d'une section de départ.
- On détermine la surface S_2 de la section d'arrivée.
- On mesure la distance entre ces deux dernières sections.

On calcule le volume par la formule:

$V = \frac{S_1+S_2}{2} \times L \quad \text{m}^3 \dots\dots\dots (II.6)$

G / Volume du premier tronçon

Selon le plan topographique de la quartier d'Ain-Zazia ce tronçon commence du niveau 974 et atteint le niveau 962, c'est-à-dire il relie deux niveaux dont la différence de hauteur est de 12m la longueur de ce tronçon est égale à 132 m selon le schéma

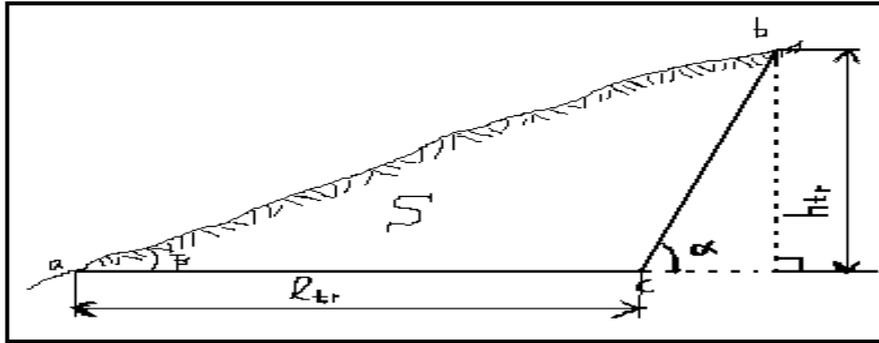


Figure II.9 : Section de la demi tranchée d'accès.[20]

donc:

$$S_{abc} = \frac{h_{tr} \times l_{tr}}{2} = \frac{l_{tr}^2}{2(\cot \beta_0 - \cot \alpha_0)} \text{ m}^2 \dots\dots\dots (II.7)$$

Où:

h_{tr} : Hauteur de la demi tranchée; m

l_{tr} : Largeur de la demi tranchée; $l_{tr} = 24 \text{ m}$.

α : Angle d'inclinaison du talus de la demi-tranchée; 80°

β : Angle d'inclinaison du flanc de coteau; 30°

On va calculer la section pour chaque variation de section suivant l'inclinaison du flanc de coteau.

Pour la section n°1:

$$S_1 = 184.16 \text{ m}^2$$

Pour la section n°2:

La surface S_2 est déterminé de façon analogue, mais pour le point d'arrivée nous avons:

β : Angle d'inclinaison du flanc de coteau; 35°

$$S_2 = 230.4 \text{ m}^2$$

Donc le volume sera égale:

$$V_1 = 27360.96 \text{ m}^3$$

Donc le volume total égale :

$$V_{total} = n \times V_1 \dots\dots\dots (II.8)$$

n : Le nombre de demi-tranchée d'accès, $n = 5$;

$$V_{total} = 136804.8 \text{ m}^3$$

H / Calcul du volume de la demi-tranchée de découpage[40]

Se calculé par la formule suivante:

$$V_{td} = \frac{b^2 \times l_{td}}{2(\cot \beta - \cot \alpha)} \quad m^3 \dots\dots\dots (II.9)$$

Où:

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

$$b = R_b + 2a + c \quad m \dots\dots\dots (II.10)$$

Où:

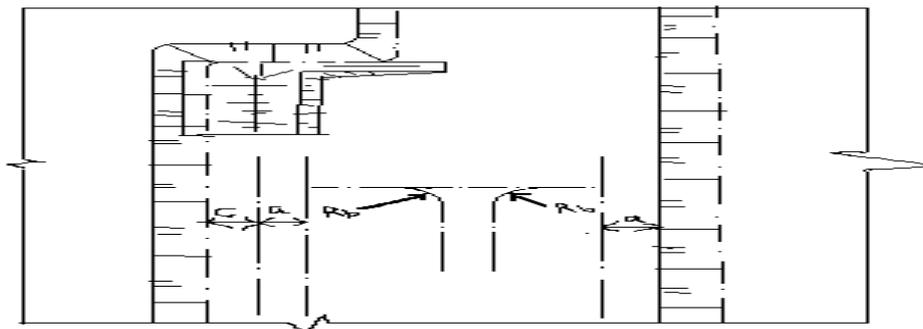
R_b: Rayon de braquage du camion; **R_b = 11 m**; dans les condition du quartier d'Ain-Zazia.

a: Accotement du chaussé; **a=1 m**.

c: Distance de sécurité entre la chaussée de transport et l'arrêt inférieure du talus de gradin; **c=1m**

donc:

$$b = 14 \text{ m}$$



FigureII.10 :Détermination de la largeur de la demi-tranchée de découpage. [20]

l_{td}: Longueur de la tranchée de découpage approximativement constant pour chaque gradin, **l_{td} = 132 m**.

Donc les volume de la demi tranchée de découpage de chaque gradin devient comme suite:

1^{er} gradin de 15m :

$$V_{td1} = 14822.84 \text{ m}^3$$

2^{eme} gradin de 12m :

$$V_{td2} = 4822.84 \text{ m}^3$$

3^{eme} gradin de 12m :

$$V_{td3} = 4822.84 \text{ m}^3$$

4^{eme} gradin de 12m :

$$V_{td4} = 4822.84 \text{ m}^3$$

Alors le volume totale est:

$$V_{td \text{ Total}} = 59291.36 \text{ m}^3$$

II.1.5 Méthode d'exploitation à ciel ouvert :

II.1.5.1 Principaux indices d'une méthode d'exploitation à ciel ouvert [10]

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

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

II.1.5.2 Choix de la méthode d'exploitation dans le gisement d'Ain Zazia

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

Pour ce type de gisement, on adopte la méthode de fonçage (transversale) avec l'exploitation des roches du haut vers le bas a partir du niveau 974 jusqu'au niveau 866 m par des gradins de hauteur $H_g = 12$ a 15 m ; c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir. [12]

II.8.1 Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation. [30]. [1].

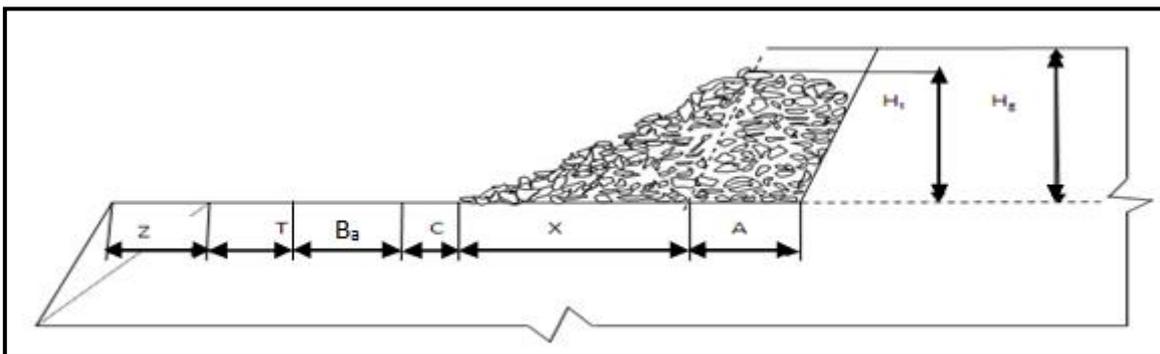


Figure II.11 : La plate forme de travail. [12]

Légende :

H_g : Hauteur du gradin

H_t : Hauteur du tas abattus

A : Largeur d'enlèvement

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

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

A / La hauteur du gradin, H_{gr}

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

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

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

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

Où:

H_{gr}: Hauteur du gradin;

H_c^{max}: La hauteur de creusement maximal de l'engin d'extraction égale **10 m**

$$H_{gr} = 15m$$

Donc :

Dans les conditions de gisement d'Ain-Zazia, 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 .

B / Largeur d'enlevure

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

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

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à explosive

$$A = w + (n - 1) \times b \quad m \dots\dots\dots(II.11)$$

Où :

La valeur maximale possible de résistance au de pied de gradin w_{\max} sera la suivante :

$$w_{\max} = 45 \times d \text{ m} \dots\dots\dots (II.12)$$

d : Le diamètre du trou ; **d = 160 mm** ;

$$w_{\max} = 7.2 \text{ m}$$

Dans la pratique, on pourra rarement atteindre w_{\max} et une réduction de cette valeur sera nécessaire, suivant la valeur la plus ou moins grande précision du forage.

Ces résistances vont, généralement, de la 10 à 20%, en sorte que la résistance au pied de gradin prévu sera de :

$$w = 0.9 \times w_{\max} \dots\dots\dots (II.13)$$

$$w = 6.48 \text{ m}$$

n : Nombre de rangé: **n = 1**.

b : Distance entre deux rangés, **b = 0**.

Alors :

$$A = 6.48 \text{ m}$$

C / Largeur de la plate- forme de travail

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

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

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

$$L_{pt} = A + X + C + T + B_a + Z \text{ m} \dots\dots\dots (II.14)$$

A: Largeur d'enlevure; **A = 6.48 m** ;

X: Largeur réduite du tas de roches abattues; m

$$X = 15 \left(\frac{q_{et}}{\gamma} \right) \sqrt{H_{gr} \cdot A}; \text{ m} \dots\dots\dots (II.15)$$

Où :

q_{et} : Consommation spécifique étalon, **q_{et} = 0,37 kg /m³**.

γ : Densité de la roche en place, **γ = 2,6 t/m³**.

A : Largeur d'enlevure, **A = 6,48m**

Donc :

$$X = 18.82 \text{ m}$$

C: La distance de sécurité comprise entre le tas de roches et la bande de transport "T", **C=2 m**

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

B_a = (3 ÷ 5) m; On prend **B_a = 5 m**

Z : Largeur du prisme d'éboulement :

$$Z = H_{gr}(\cot \gamma - \cot \alpha) \text{ m} \dots\dots\dots (II.16)$$

γ : Angle du talus de liquidation naturelle **γ = (35° ÷ 60°)**

α : Angle du talus de gradin ; **α = 80°**

$$Z = 4.8 \text{ m}$$

Alors que :

$$L_{pt} = 52.1 \text{ m}$$

D / Longueur de blocs et leurs nombre dans un gradin

Un gradin peut comporter un ou plusieurs chantiers; chaque partie du gradin exploitée est nommée "bloc" :

- 1- Tronçon tiré
- 2- Tronçon foré
- 3- Tronçon nettoyé.

En pratique; la longueur du bloc **L_b** dépend du mode de transport:

- Lors du transport par voie ferrée ; **L_b = 30 ÷ 800 m;**
- Lors du transport par camions ; **L_b = 100 ÷ 300 m.**

Le nombre de blocs dans un gradin est déterminé comme suit:

$$N_b = \frac{L_f}{L_b} \dots\dots\dots (II.17)$$

Où:

L_f: Longueur du front de travail; m

L_b : longueur d'un bloc;m

Dans la quartier d'Ain-Zazia la longueur du bloc égale à la longueur du front de travail; c'est alors le nombre de bloc égale à un bloc.

E / Vitesse de déplacement des chantiers

Considéré comme premier indice d'une méthode d'exploitation, la vitesse de déplacement d'un chantier de travail dépend de la largeur d'enlevure et du rendement des moyens de chargement, elle est déterminée par la formule:

$$V_{ch} = \frac{Q_{ch}}{A \times H_{gr}} \text{ m/jours} \dots\dots\dots (II.18)$$

Où:

Q_{ch} : Rendement moyen de chargement la masse rocheuse par jour ;

Q_{ch} : **1000 m³**

A : Largeur d'enlevure; **$A = 6.48$ m**

H_{gr} :Hauteur du gradin; **$H_{gr} = 12$ m**

Donc :

$$V_{ch} = 12.83 \text{ m/jours}$$

II.1.6 L'abattage (tir) des roches

L'abattage des roches est l'un des principaux procédés de la chaîne technologique minière.

Le coût d'abattage à la tonne est estimé de 15 à 20 % du coût total dans l'exploitation minière à ciel ouvert.

L'abattage des roches consiste à la destruction des roches au niveau du massif et leur obtention sous-forme de morceaux abattus de grosseurs et de volumes différents.

En pratique minière, il existe un certain nombre de méthodes d'abattage à savoir :

- L'abattage mécanisé,
- L'abattage à l'explosif, etc... . [12]

L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs.

Il est donc nécessaire de forer les trous de mines à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur et le bon diamètre; la précision avec laquelle ces paramètres seront respectés aura une grosse influence sur les résultats.[30]

La réalisation d'un abattage consiste en la mise en œuvre d'explosifs à l'intérieur de trous de forage.

Le résultat dépend pour une part importante de la qualité des trous, donc de l'exécution et des caractéristiques des forages destinés à être chargés.

D'autre part, le fait que l'énergie explosive est d'autant mieux transmise à la roche qu'elle est confinée dans le trou de mines, conduit à recherche d'une bonne qualité de la paroi de forage.

Le forage des trous dans le massif de roche s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'actions : cisaillement, coupe et abrasion.

Le forage des trous peut être effectué sans action mécanique des outils lorsqu'on applique les phénomènes de l'action physique sur la roche.

La foration doit prendre en compte :

- Les caractéristiques mécaniques de la roche.
- La structure du massif.
- La géométrie du dérochement.

II.1.7 Equipement de forage utilisé dans la mine à ciel ouvert (Quartier D'Ain Zazia)

Le forage de trou dans le massif effectué à l'aide d'outils spéciaux ayant différents d'action le mode de forage est choisi en fonction des propriétés de la roche forée la comparaison des équipements de forage s'effectue sur la base de liaison technologique organisationnelle de processus de forage et de tir avec les travaux d'excavation et de chargement permettant d'atteindre la quantité exige de fragmentation des roches minières avec les dépenses minimales.

Sur la base des données reçues lors de notre stage effectué au sein de la mine de boukhadra (Quartier d'Ain-Zazia) on a prélevé certaines propriétés physiques et mécaniques des roches nécessaire (voir l'annexe II.1).

D'après les caractéristiques physiques et mécaniques de quelques roches stériles et du minerai nous avons conclu que la roche la plus dure c'est le calcaire de dureté de 7 et pour cela avant de choisi l'engin de foration il faut déterminer les propriétés physiques et mécaniques des roches de calcaire .

II.1.7.1 Détermination des propriétés physiques et mécaniques des roches calcaire d'Ain-Zazia, (annexe II.1) [30],[18]

A / La dureté

Selon le professeur protodiakonov, le coefficient de dureté se détermine par la formule suivante :

$$f = \frac{\sigma_{comp}}{100} \dots\dots\dots (II.19)$$

Où :

σ_{comp} : Contrainte de compression mono axiale kgf/cm² ; Pour les roches d'Ain-Zazia ;

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

D'où le coefficient de dureté :

$$f = 7 \text{ (Dureté max de la roche)}$$

B / La contrainte à la traction

Elle se détermine par la formule empirique suivante :

$$\sigma_t = (0.08 \div 0.12) \times \sigma_{comp} \quad \text{kgf/cm}^2 \dots\dots\dots(\text{II.20})$$

Dans ce mémoire, on prend :

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

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

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

C / La contrainte au cisaillement

Elle se détermine par la formule suivante :

$$\sigma_{dép} = (0.13 \div 0.33) \times \sigma_{comp} \quad \text{kgf/cm}^2 \dots\dots\dots (\text{II.21})$$

On prend :

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

Alors la valeur de la contrainte de déplacement est :

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

D / Détermination de l'indice de destructibilité du calcaire

L'indice de destructibilité du calcaire se détermine comme suit :

$$I_{des} = 0.005 \times A_i \times (\sigma_{comp} + \sigma_t + \sigma_{dép}) + 0.5 \times \gamma \dots\dots\dots (\text{II.22})$$

Où :

γ : la masse volumique de calcaire 2.6 g /cm³

$A_i = \frac{V_0}{V_m}$: L'indice acoustique qui reflète la fissuration du massif ;

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

Tableau II.2 : Valeurs de l'indice acoustique en fonction de la fissuration.[20]

Catégorie des roches suivant la fissuration	1	2	3	4	5
A_i indice acoustique	<0.1	0.1÷0.25	0.25÷0.4	0.4÷0.6	0.6÷1

Ainsi la valeur de l'indice de destruction dans notre cas est la suivante:

$$I_{des} = 0.005 \times 0.325(700 + 70 + 140) + 0.5 \times 2.67$$

$$I_{des} = 2.81$$

La fissuration du massif d'Ain-Zazia est de l'ordre de catégorie 03 selon les résultats des travaux effectués, alors d'après le tableau II.3, on aura : $A_i = 0.325$

La classification des roches d'après l'indice de destruction est donnée par le tableau II.3

Tableau II.3 : Valeurs de l'indice de destruction.[20]

Degré de destruction	Indice de destruction
Destruction très facile	< 5.0
Destruction facile	5.1 ÷ 10
Destruction moyenne	10.1 ÷ 15
Destruction difficile	15.1 ÷ 20
Destruction très difficile	20.1 ÷ 25

On peut donc conclure que les roches calcaires d'Ain-Zazia sont très facilement destructibles selon le tableau II.4

E / Détermination de l'indice de forabilité du calcaire

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

$$I_f = 0.007(\sigma_{comp} + \sigma_{dep}) + 0.7 \times \gamma \dots\dots\dots (II.23)$$

Donc :

$$I_f = 0.007 \times (700 + 140) + 0.7 \times 2.67$$

$$I_f = 7.75$$

La classification des roches selon l'indice de forabilité est représentée dans le tableau II.4:

Tableau II.4 : Classification des roches selon l'indice de forabilité .[20]

Classes	Valeurs de I_f	Appréciation des roches
I	1 ÷ 5.0	Forabilité très facile
II	5.1 ÷ 10.0	Forabilité facile
III	10.1 ÷ 15.0	Forabilité moyenne
IV	15.1 ÷ 20.0	Forabilité difficile
V	20.1 ÷ 25	Forabilité très difficile

Donc d'après le tableau II.5 les roches calcaires d'Ain-Zazia appartiennent à la classe II et sont facilement forables.

F / Détermination de la tirabilité du calcaire $q_{étalon}$

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

Elle se détermine par la formule suivante:

$$q_{ét} = 0.02 \times (\sigma_{comp} + \sigma_t + \sigma_{dép}) + 2 \times \gamma \quad \text{gr/m}^3 \dots\dots\dots (II.24)$$

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

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

Selon cet indice, la classification des roches est donnée par le tableau II.5.

Tableau II.5 : Classification des roches selon l'indice de tirabilité.[20]

classes	Valeurs de I_t	Appréciation des roches
I	≤ 5.0	tirabilité facile
II	10.1÷20.0	tirabilité moyenne
III	20.1÷30	tirabilité difficile
IV	30.1÷40	tirabilité très difficile
V	40.1÷50.0	tirabilité exclusivement difficile

Donc d'après le tableau II.6 les roches calcaires d'Ain-Zazia appartiennent à la classe III et sont difficilement tirable.

II.1.7.2 Choix le mode de forage [20]

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

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

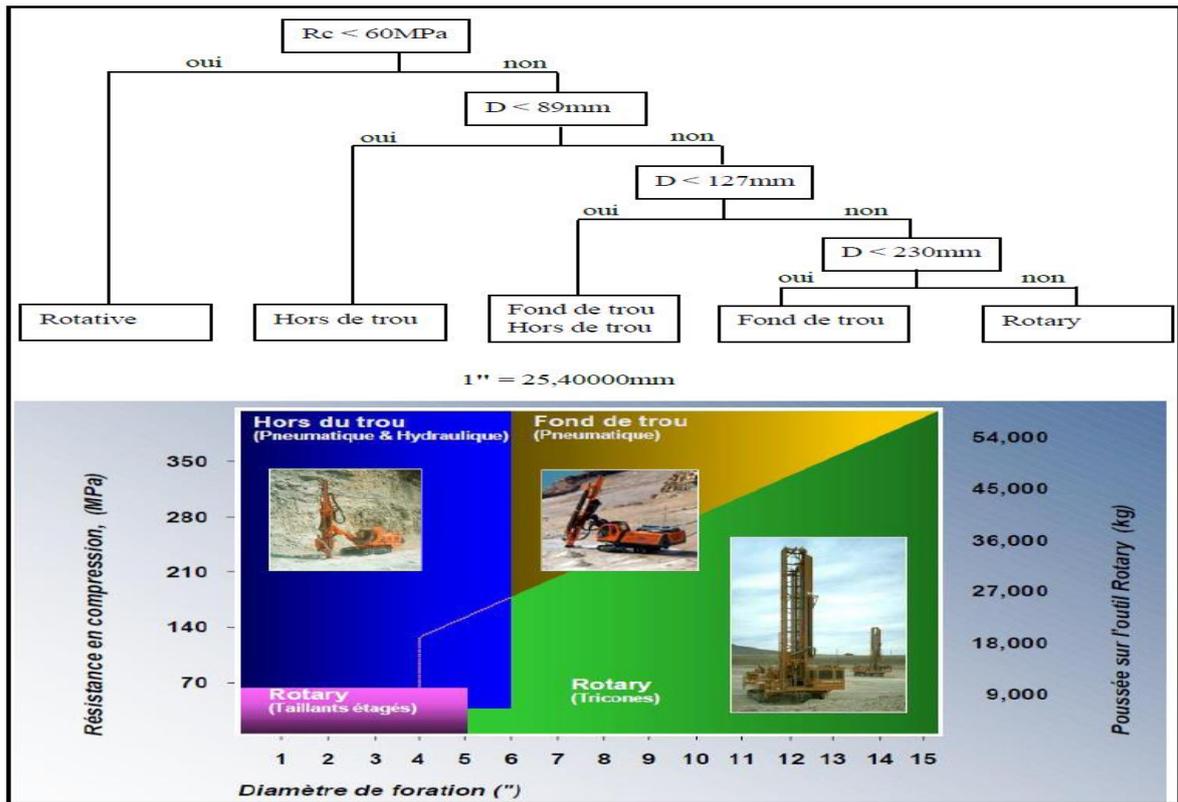


Figure II.12 : Choix du type d'équipement.[12]

D'après les propriétés physiques et mécaniques des roches que on a déterminé, l'équipement de forage utilisé dans la mine de Boukhadra est le forage roto-percutante avec une sondeuse de type INGERSOLL- RAND T4BH et les caractéristiques techniques sont présentées dans le tableau. (voir annexe II.2)

II.1.7.3 Analyse du processus de forage

➤ Données théoriques

Tableau II.6 : Des données théoriques de la production planifiée.[8]

Production annuelle planifiée du minerai t/an	Volume maximal de la masse rocheuse m ³ /an	Productivité d'une sondeuse m ³ /an	Nombre de sondeuse
1.200.000	449438,2	382.000	2

A / Rendement planifié de la sondeuse

Les travaux de forage et de tir sont effectués à l'aide des trous de sondage de 160mm de diamètre, ces derniers sont réalisées par des sondeuses de type « INGERSOLL- RAND ».

Le rendement d'une sondeuse est déterminé comme suit :

$$Q_S = L_h \times T_p \times K_u \times N_p \times P \dots\dots\dots (II.25)$$

$$Q_s = 382464 \text{ m}^3$$

Où :

L_h : Rendement de la sondeuse, $L_h=15 \text{ m/h}$;

T_p : Durée d'un poste, $T_p=8 \text{ h}$;

K_u : Taux d'utilisation par poste, $K_u=0.6$;

N_p : Nombre de poste par an, $N_p= 400$;

P : Rendement moyen d'un mètre de sondage, $P =13,28 \text{ m}^3/\text{m}$.

15 m est de l'ordre de 25 cm/min d'où le temps nécessaire pour faire un trou théoriquement (les roches classe I) de $L_{tr} = 13,50 \text{ m}$ est de :

$$T_f = \frac{L_{tr}}{L_h} \dots\dots\dots (II.26)$$

$$T_f = 54 \text{ min}$$

Donc :

Le rendement de la sondeuse durant un poste de travail est déterminé par le nombre des trous, qui est calculé par la relation suivante :

$$N_{trou} = \frac{T \times K_u}{T_f} \text{ trou/poste} \dots\dots\dots (II.27)$$

$$N_{trou} \cong 5 \text{ trou/poste}$$

- 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 avec 1 heure de pause), c'est-à-dire $T = 7 \text{ heures} = 420 \text{ min}$
- K_u : Coefficient d'utilisation de la sondeuse, (0,6)
- Le temps nécessaire pour la foration d'un trou, (**54 min**).

Et, on peut déterminer le rendement de la sondeuse durant un poste de travail par le nombre des mètres foré des trous par poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$R_s = L_{tr} \times N_{trou} \dots\dots\dots (II.28)$$

$$R_s = 67,5 \text{ m/poste}$$

B / Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurer la production souhaitée

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{N_{trou} \times N_{p/j} \times N_j \times Q_{tr}} \dots\dots\dots (II.29)$$

$$N_s \approx 2 \text{ sondeuses}$$

Où :

P_a : Production annuel, $P = 1200\ 000\ T/an$

K_r : Coefficient de réserve de la sondeuse ($1.2 \div 1.25$); en prend $K_r = 1,22$

N_{trou} : Rendement de la sondeuse par poste, $N_{trou} = 5\ trous/poste$

$N_{p/j}$: Nombre de poste de travail par jour, ($N_{p/j} = 2\ poste$)

N_j : Nombre de jour de travail de la sondeuse au cours de l'année, ($N_a = 250\ jours$)

Q_{tr} : La quantité de la roche abattu par un trou ($V \approx 450\ t/ trou$).

Donc, on utilise deux sondeuses dans les travaux de foration; Pour un meilleur rendement ce résultat peut être obtenu dans des conditions normales et pour une meilleure exécution de la production, il faut 03 sondeuses.

II.1.8 L'explosif utilisé dans la mine de Boukhadra

Le choix de l'explosif dépend généralement des propriétés physiques et mécaniques des roches, et principalement de la tirabilité. Chaque explosif est caractérisé par sa densité, sa sensibilité, sa brisance, sa vitesse de détonation et sa capacité de travail. Dans de la mine de boukhadra les explosifs utilisés pour la fragmentation des roches sont les suivants :

- Charge principale Anfomil (NH_4NO_3) en vrac.
- Charge d'amorçage Marmanite III en cartouches.
- Cordeau détonant (12 g/m).
- Détonateurs électriques.

II.1.9 Paramètres du plan de tir [15]

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.
- L'ordre de mise à feu des charges (amorçage).

A / 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 :

$$D = 160 \text{ mm.}$$

B / Aptitude au travail de l'explosif. [26],[27],[30]

Des expériences ont montrées que lors de l'abattage par l'explosif, la longueur de charge doit contenir 80 % de la charge principale (Anfomil) et 20 % de la d'amorçage (Marmanite III).

L'aptitude au travail de l'explosif se détermine comme suit :

$$A_{ut} = \frac{A_{anf} \times 80 + A_{mar} \times 20}{100} \text{ cm}^3 \dots\dots\dots (II.30)$$

Où :

A_{anf} : Aptitude au travail de l'explosif principale (Anfomil) ; **A_{anf} = 300 cm³**,

A_{mar} : Aptitude au travail de l'explosif d'amorçages (Marmanite III) ; **A_{mar} = 360 cm³** ,

Donc :

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

C / La consommation spécifique de projet de l'explosif

La consommation spécifique projet de l'explosif dans les conditions minières d'Ain-Zazia donné par la formule suivante :

$$q_p = q_{ét} \times K_{exp} \times K_f \times K_{df} \times K_c \times K_v \times K_{sd} \text{ kg/m}^3 \dots\dots\dots (II.31)$$

Où :

q_{ét} : la consommation spécifique étalon d'explosif. **q_{ét} = 42.49 kg / m³**

K_{exp} : Coefficient tenant compte de l'aptitude au travail de l'explosif étalon.

$$K_{exp} = \frac{A_{ét}}{A_{ut}} \dots\dots\dots (II.32)$$

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

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

Ainsi :

$$K_{\text{exp}} = \frac{A_{\text{ét}}}{A_{\text{ut}}} = 1.15 \dots\dots\dots (\text{II.33})$$

K_f : Coefficient de fissuration .

$$K_f = 1.5 \times I_m + 0.2 \dots\dots\dots (\text{II.34})$$

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

Donc :

$$K_f = 1.04$$

K_{df} : Coefficient qui tien compte du degré fragmentation nécessaire ;

$$K_{\text{df}} = \frac{0.5}{d_m} \dots\dots\dots (\text{II.35})$$

Avec

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

$d_m = 0.3 \text{ m}$.

Donc :

$$K_{\text{df}} = 1.66$$

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,

$H_g = 12 \text{ m}$,

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{H_g}} \dots\dots\dots (\text{II.36})$$

$K_v = 1.077$

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 :

$$q_p = 0.483 \text{ kg/m}^3$$

D / 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 suivant :

$$W = \frac{\sqrt{(0.5 \times p^2 + (4 \times m \times q \times p \times H_g \times L_{tr})) - 0.75 \times p}}{2 \times m \times q \times H_g} \quad m \dots\dots\dots (\text{II.37})$$

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 **0.160 m**

Δ : Densité moyenne de l'explosif t/m³

$$\Delta = \frac{\Delta_{anfo} \times 80 + \Delta_{mar} \times 20}{100} \dots\dots\dots (II.38)$$

Où :

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

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

Donc :

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

Alors :

$$p = 9.71 \text{ kg/m}$$

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, $q_p = 0.488 \text{ kg/m}^3$

H_g : Hauteur du gradin, $H_g = 12 \text{ m}$.

L_{tr} : Profondeur des trous, $L_{tr} = 13.5 \text{ m}$.

$$W = 4.33 \text{ m}$$

E / Ligne de moindre résistance selon la sécurité technique

$$W_s = H_{gr}(ctg\alpha - ctg\beta) + C \dots\dots\dots (II.39)$$

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

$$W_s = 4.04 \text{ m}$$

Vérification : $W \approx W_s$ donc la relation est vérifiée.

F / Distance entre les trous d'une même rangée

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 suivant :

$$a = m \times w \quad m \dots\dots\dots (II.40)$$

$$a = 3.89 \text{ m}$$

G / Distance entre les rangées de trous

Elle se détermine comme suite :

$$b = 0.8 \times a \dots\dots\dots (II.41)$$

$$b = 3.11 \text{ m}$$

H / Longueur de sous forage

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

$$L_{sf} = k \times w \text{ m} \dots\dots\dots (II.42)$$

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

$$L_{sf} = 1.30 \text{ m}$$

I / Profondeur des trous

La profondeur se détermine par la formule :

$$L_t = \frac{H_g}{\sin 90^\circ} + L_{sf} \dots\dots\dots (II.43)$$

$$L_t = 13.3 \approx 13.5 \text{ m}$$

J / 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 :

$$Q_{ex} = q \times a \times w \times H_g \text{ kg/trou} \dots\dots\dots (II.44)$$

$$Q_{ex} = 97.62 \text{ kg/trou}$$

K / 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 (Anfomil 80%) et celui d’amorçage (Marmanite III 20%).

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

- Pour Marmanite III :

$$Q_{Mar} = 20\% \times 97.62 = 19.52 \text{ kg/trou} \dots\dots\dots (II.45)$$

- Pour l’Anfomil :

$$Q_{Anf} = 80\% \times 97.62 = 78.096 \frac{\text{kg}}{\text{trou}} \dots\dots\dots (II.46)$$

L / Longueurs de la charge

Elle est déterminée par la formule suivant :

$$L_{ch} = \frac{Q}{p} \text{ m} \dots\dots\dots (II.47)$$

Q : Quantité d'explosif par trou ;

p : La charge linéaire ;

Donc :

$$L_{ch} = 10 \text{ m}$$

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

- Pour la Marmanite III

$$l_{Mar} = 20\% \times 10 = 2 \text{ m} \dots\dots\dots (II.48)$$

- Pour l'anfomil

$$l_{Anf} = 80\% \times 10 = 8 \text{ m} \dots\dots\dots (II.49)$$

M/ Longueurs totales de bourrage

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

$$l_{tb} = l_t - l_{ch} \text{ m} \dots\dots\dots (II.50)$$

Donc :

$$l_{tb} = 4.5 \text{ m}$$

N/ Longueurs de bourrage

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 :

$$l_b = (20 \div 30)d \dots\dots\dots (II.51)$$

Donc :

$$l_b \approx 4 \text{ m}$$

D'après nos calculs, la longueur totale de bourrage est supérieure à la longueur de bourrage donc dans les conditions normales, ils devaient utilisés le bourrage intermédiaire pour combler cette différence.

R/ Volume des roches abattues par trou de mine

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

$$V_{ab} = a \times w \times H_g \text{ m}^3 \dots\dots\dots (II.52)$$

$$V_{ab} = 202.12 \text{ m}^3$$

S/ Volumes du bloc à tiré

Il se détermine comme suit :

$$V_{bt} = n_{tr} \times V_{ab} \quad m^3 \dots\dots\dots (II.53)$$

n_{tr} : Nombre de trous du bloc à tiré ; $n_{nt} = 5$

Donc :

$$V_{bt} = 1010.6 \text{ m}^3$$

T / Volumes linéaires du forage

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

$$l_{ft} = n_{tr} \times l_f \dots\dots\dots (II.54)$$

$$l_{ft} = 67.5 \text{ m}$$

U / Quantité d'explosif par volée

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

$$Q_{totex} = Q_{ex} \times n_{tr} \dots\dots\dots (II.55)$$

$$Q_{totex} = 488.1 \text{ Kg}$$

V / Quantité de chaque type d'explosif

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

Pour la Marmanite III :

$$Q_{totexAnfo} = 390.48 \text{ kg}$$

$$Q_{totexMar III} = 97.6 \text{ kg}$$

W / Durée du micro retard

$$\tau = K \times W \text{ mill sec} \dots\dots\dots (II.56)$$

Où :

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

Donc :

$$\tau = 17.32 \text{ milli sec}$$

Les principaux paramètres de forage et de tir pour deux hauteurs de gradins différents sont donnés dans le tableau suivant :

Tableau II.7 : Résumés les paramètres principaux de tir.

Paramètres	unité	H=12 m
Diamètre du trou	mm	160
L'angle d'inclinaison du trou	degré	78°
Longueur du trou	m	13.5
Longueur de sous forage	m	0.7
Longueur de bourrage	m	4.3
Longueur de la charge	m	5.2
Capacité métrique du trou	Kg/m	18.1
Quantité de charge par trou	Kg	94
Ligne de moindre résistance	m	4.0
Distance entre les trous	m	5.0
Distance entre les rangées	m	4.0
Volume abattu par un mètre de trou	m ³	17.8
Volume abattu par un trou	m ³	240
Quantité de la charge au fond du trou	Kg	46
Consommation spécifique d'explosif	Kg/m ³	0.39

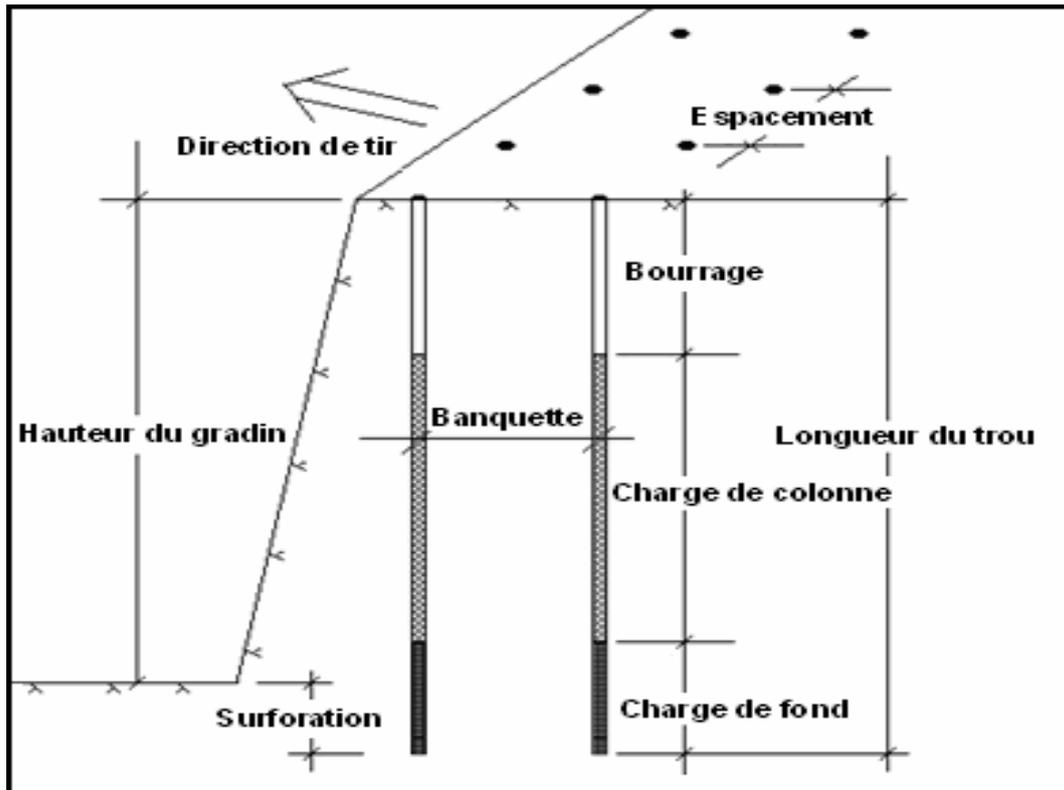


Figure II.13 : Géométrie et terminologie du plan de tir.[7]

Conclusion

L'ouverture du gisement D'Ain Zazia est assurée par des demi-tranches d'accès qui servent l'accès au champ minier. L'abattage à l'explosif est le choix le plus adéquat pour l'exploitation de ce gisement, il consiste à bien déterminer les paramètres de forage et de tir en vue d'assurer la production souhaitée.

II.2 Exploitation souterraine de la mine de Boukhadra

Pour comprendre les travaux d'exploitation souterraine, il est impératif d'aborder certaines données et qui sont :

Le tableau suivant représente les profondeurs moyennes et les angles de pendage du gite exploité en souterrain :

Tableau II.8. Profondeurs moyennes et angle de pendage du gite exploité en souterrain.[3]

Désignation	Profondeur (m)	Angle de pendage (°)
Axe Nord	391	60
Axe Sud-Est	320	54
Axe principal	215	54

II.2.1 Les différentes phases constituent au corps Sud. [3]

- 1^{ere} phase (niveau 1225 /1285) ; épuisée
- 2^{ème} phase (niveau 1165/1225) ; épuisée
- 3^{ème} phase (niveau 1105/1165) ; en développement
- 4^{ème} phase (niveau 1045/1105) ; en exploitation
- 5^{ème} phase (niveau 985/1045) ; programmés au futur
- 6^{ème} phase (niveau 925/985) ; programmés au futur

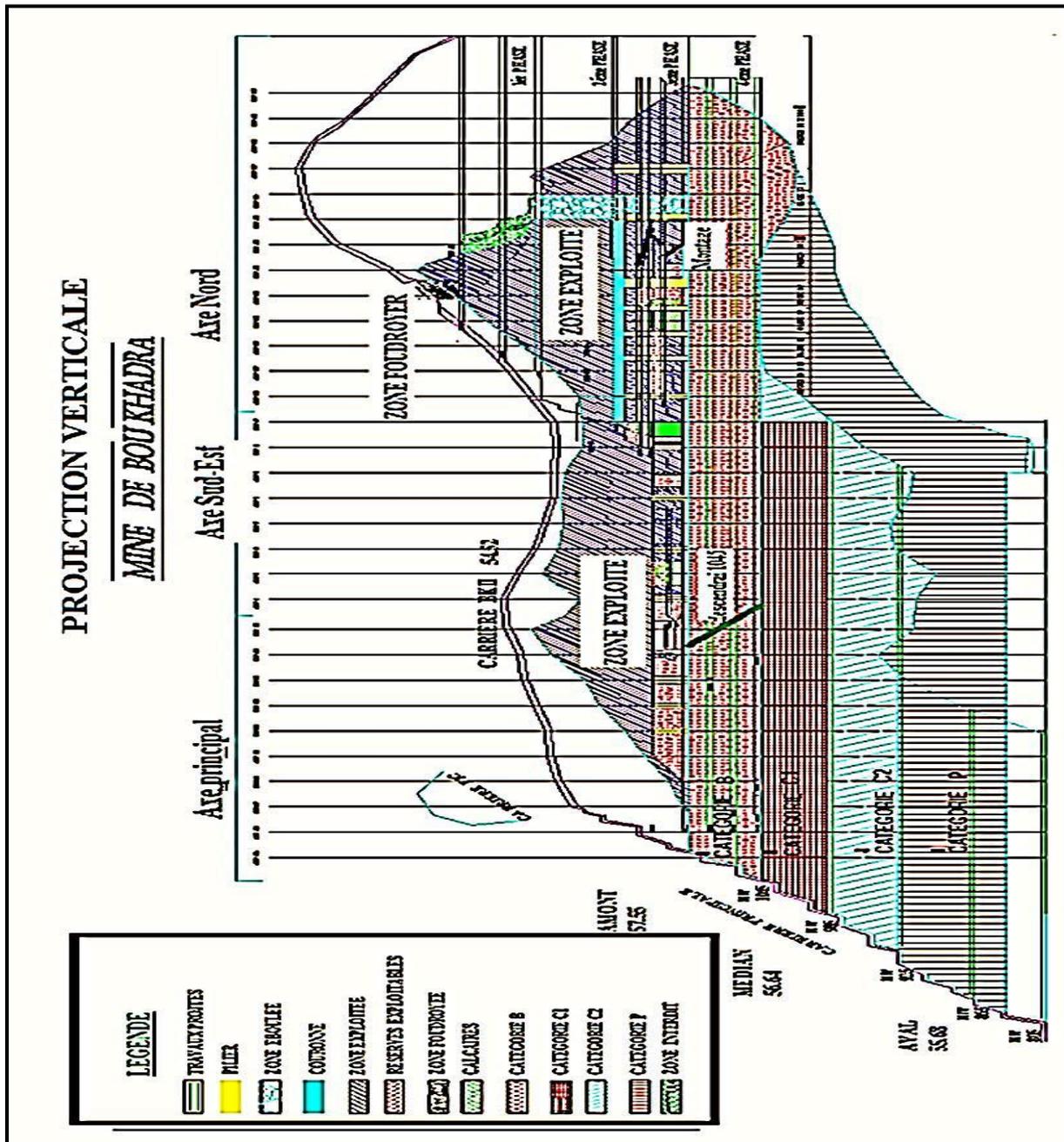


Figure II.14 : Projection verticale de la mine.[28]

II.2.2 Les Modes d'ouvertures souterraine

Dans cette mode d'exploitation on peut trouver les modes d'ouverture suivantes :

- galerie au jour
- puits de mine (vertical , incliné)
- par mode combiné.

• **Ouverture par galerie au jour**

On emploie le mode d'ouverture dans le cas d'un relief favorable c'est-à-dire des gisement de montagne .

La disposition de la galerie au jour suivant le toit, ou bien le mur du gisement est déterminé en fonction de la topographie de relief. [6]

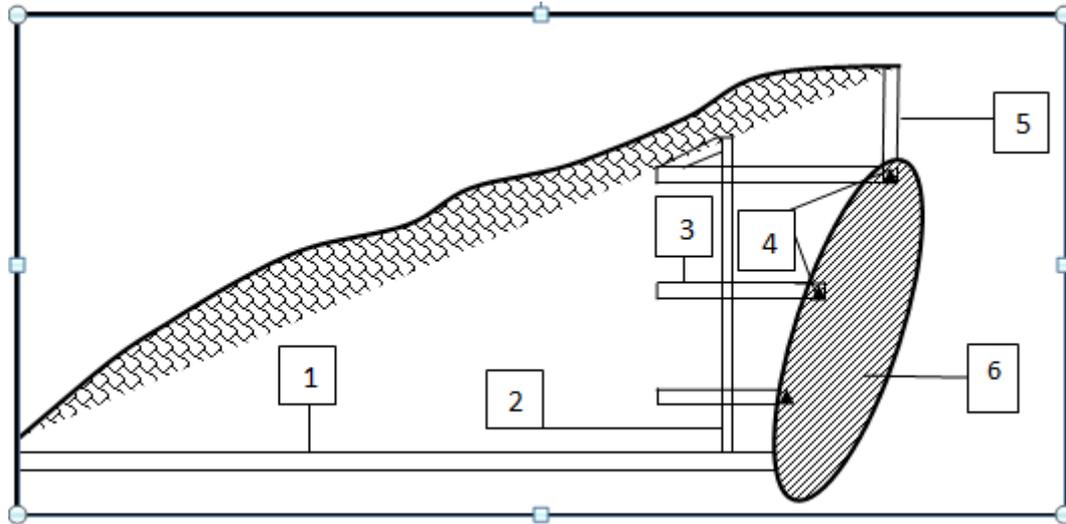


Figure II.15: Représentation graphique d'ouverture par galerie au jour avec cheminée verticale. [14]

- | | |
|-----------------------------------|-------------------------------|
| 1 : Galerie au jour | 2 : Cheminée verticale |
| 3 : Travers-banc d'étage | 4 : Galerie d'étage |
| 5 : Fouille de ventilation | 6 : Corps minéralisé |

• **L'ouverture par puits de mines**

- **Par puits verticaux :**

Ce mode d'ouverture est le plus répandé dans le monde. on l'utilise pour les gisements plats, incliné et dressant.

Habituellement, on creuse un puits d'extraction ou bien principal et un ou plusieurs puits auxiliaires destinée a l'aérage, a la circulation du personne , transport de matériaux et l'équipements .

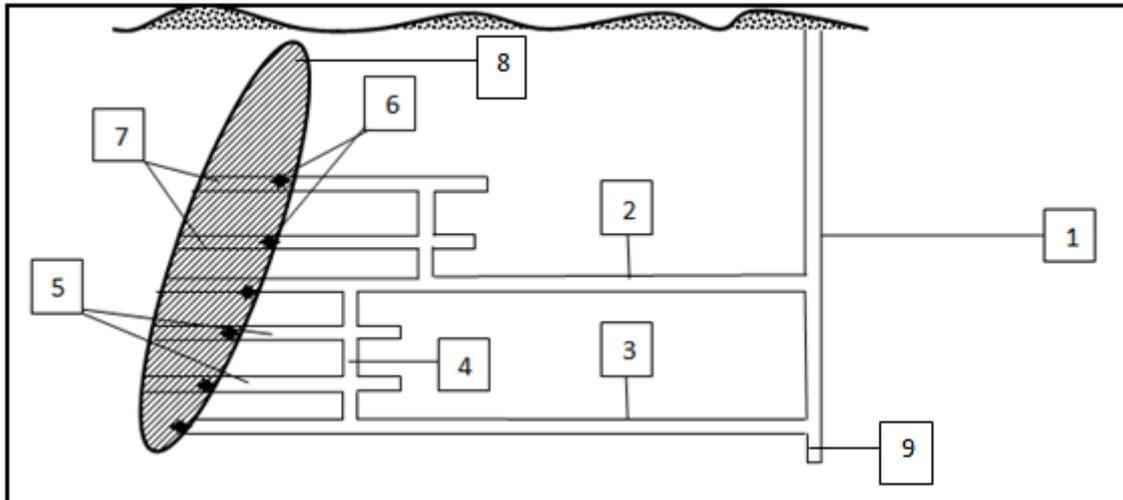


Figure II.16: Représentation graphique d'ouverture par puits vertical.[14]

- | | |
|---|---------------------------------------|
| 1 : Puits d'extraction (puits principal) | 2,3 : Travers-bancs de groupes |
| 4 : Cheminée | 5 : Travers-banc d'étage |
| 6 : Galerie | 7 : Recoupe |
| 8 : Corps minéralisé | 9 : Puisard |

- **Par puits incliné :**

Les puits sont effectivement employés entre 18° et 35° de pendage du gisement
 Suivant la nature du gisement, trois modes de découpages sont possibles :

- Par puits incliné placé dans le gisement
- Par puits incliné creusé au mur du gisement
- Par puits incliné disposé dans les roches de recouvrement

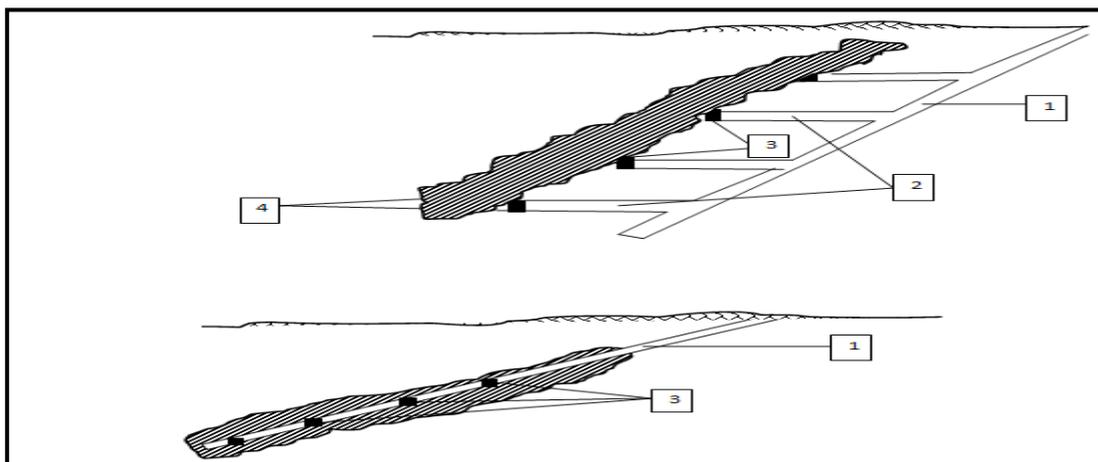


Figure II.17: Représentation graphique d'ouverture par puits incliné.[14]

- | | |
|--------------------------|---|
| 1 : Puits incliné | 2 : Travers-banc d'étage |
| 3 : Galeries | 4 : Limite de la zone d'affaissement |

• **Mode d'ouverture combiné**

L'ouverture d'un gisement donné est dit combinée, quand une partie de ce dernier est réalisé par une excavation capitale, et une ou les autres parties de ce même gisement est réalisé par une autre excavation capitale. [1]

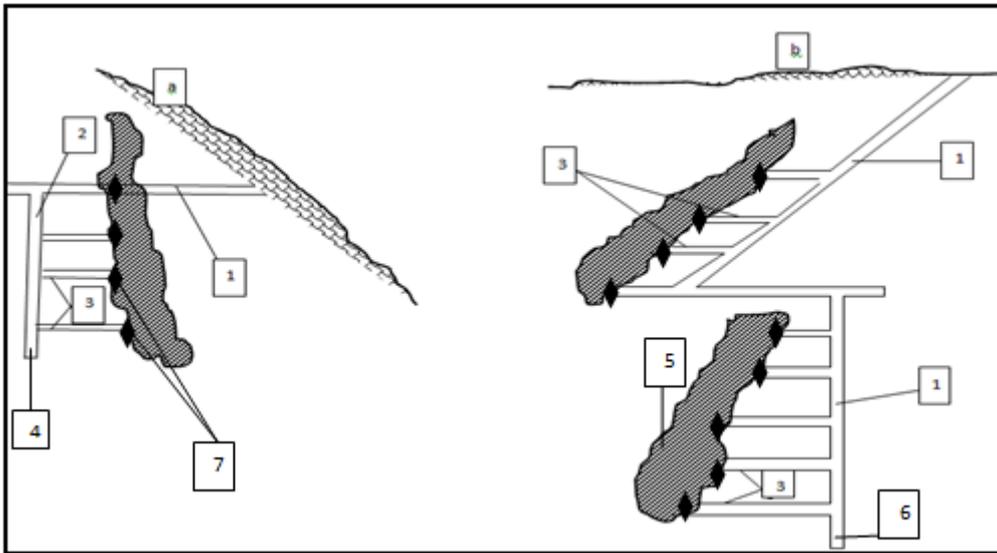


Figure II.18: Représentation graphique d'ouverture combinée des gites.[14]

a : Par galerie au jour et puits verticale

b : Par puits incline débouchant au jour et puits vertical intérieur

1 : Galerie au jour

2 : Puits vertical intérieur

3 : Travers-banc

4 : Puisard

5 : Corps minéralisé

6 : Puisard

7 : Galeries

II.2.3 Le mode d'ouverture de gisement de Boukhadra (mine souterraine).[5]

On appelle ouverture, le creusement des ouvrages donnant l'accès au gisement a partir du jour. Dans tous les cas ces ouvertures doivent assurer :

- Une entrée d'air
- Une sortie d'air
- Des voies de transport pour le produit a extraire, pour le matériel et pour le personnel.

Le gisement de Boukhadra est situé dans un relief montagneux et considéré comme un gisement dressant de type filonien avec un pendage supérieur à 54°et de puissance moyenne par conséquent l'ouverture est réalisée par galerie au jour creusée au stérile (mur de gite)

jusqu'à atteindre le corps minéralisé, cette galerie est située au niveau 1105m et elle constitue le niveau de base de la 3^{ème} phase et le niveau de tête de la 4^{ème} phase. Elle est utilisée pour le roulage (le transport du minerai exploité), l'aérage, la circulation des ouvriers et du matériel nécessaire pour les différents travaux de mine (voir la figure ci-dessous)



Figure II.19 : Galerie de niveau 1105, la mines de fer de l'Est, BOUKHADRA.[11]

Les dimensions de la galerie sont représentées par le tableau suivant :

Tableau II.9 : Les dimensions de la galerie principale du niveau 1105.[28]

Paramètres	Valeur	Unité
Hauteur moyenne	3	(m)
Largeur moyenne	4	(m)
Section	12	(m ²)
Longueur	800	(m)

II.2.4 L'état actuel des travaux préparatoires de la 3^{ème} et 4^{ème} phase [13]

Dans le gisement de Boukhadra les travaux préparatoires au niveau du souterrain se localisent dans la 3^{ème} phase sur l'axe principal et la 4^{ème} phase sur les trois axes. Dans cette phase la préparation concerne 6 fronts dans les niveaux suivants :

- ❖ Le niveau 1045, il s'agit de creuser deux galeries au stérile l'une sur l'axe Nord vers le côté Nord avec une longueur de 420 m, et l'autre dans l'axe principal vers l'axe Sud- avec une longueur de 350m.
- ❖ Le niveau 1065 axe Sud-est, il s'agit de creuser une galerie au stérile vers l'axe Nord avec une longueur de 300 m, et l'autre dans axe principal vers l'axe Sud-est avec une longueur de 250m à.
- ❖ Le niveau 1085 axe Sud-est, il s'agit de creuser deux galeries au stérile l'une dans l'axe Sud-est vers l'axe Nord avec une longueur de 260 m, et l'autre dans l'axe principal vers l'axe Sud- avec une longueur de 180 m.

Tableau II.10 : Les travaux préparatoires de 4^{ème} phase.[28]

Niveaux	Métrages prévus(m)	Métrages réalisé(m)	Reste (m)
1045	420	157	263
1045	350	76	274
1065	300	0	300
1065	250	133	117
1085	330	80	250
1085	180	0	180
Total	1830	446	1384

II.2.5 Méthode d'exploitation des gisements

Une méthode d'exploitation minière est une succession de réalisation des travaux miniers assurent l'extraction de la substance utile en qualité bien réglés et qualifiées dans les conditions rationnelles de l'exploitation des gisements.

Dans les gisements ont des formes irrégulières contrairement aux mines sédimentaires, c'est pour quoi qu'il existe un bon nombre de méthodes d'exploitation qui tient compte de la variété des formes et des caractéristiques physiques (dureté) et caractéristiques mécaniques (la résistance à la rupture) du minerai et de la roche encaissante.

Dans ces méthodes il y a des exploitations directes (chambre magasin) et donc des méthodes indirectes (des blocs foudroyés) donc le choix de l'une ou l'autre des méthodes va dépendre de plusieurs facteurs. [19]

II.2.5.1 Facteurs influençant le choix d'une méthode d'exploitation des gisements

➤ Puissance :

Elle est d'une grande importance pendant l'exploitation d'une couche puissante sur toute son épaisseur, le travail dans le chantier d'abattage devient peu commode et dangereux à cause de sa grande hauteur, par conséquent, on exploite souvent des couches puissantes ou on divise en tranches. [19]

➤ Pendage :

L'angle de pendage des couches a de grandes importances pour le choix de la méthode car sa valeur détermine le mode de transport du minerai, quand le gisement est incliné on profite de la pesanteur pour l'évacuation du minerai vers la galerie de roulage. En plateau le minerai abattu reste en place.

➤ Structure et propriétés de la couche :

S'il y a un clivage dans le charbon celui-ci facilite l'abattage manuel mais avec l'abattage mécanisé cela n'a plus d'importance.

L'abattage des couches puissantes ou dréssantes peuvent provoquer de gros blocs lorsque ceux-ci est dangereux et néfaste. [19]

La dureté du charbon influe aussi sur le choix du mode de mécanisation de l'abattage.

➤ Propriétés des roches encaissantes :

Surtout si celles-ci sont fissurées car le toit est instable, la résistance de la rupture devient faible au toit ; les méthodes devient faible au toit ; les méthodes de renforcement à la stabilité sont indispensables tel que le remblayage pour éviter ce que l'on appelle coup du toit.

➤ Conditions particulières :

- Présence d'une nappe aquifère : On utilise dans ce cas des stots isolants.
- Exploitation en dessous d'une zone urbaine.
- Il faut adopter une méthode minimisant les risques d'effondrement en surface et l'apparition des fontis qui engendre des fissures dans les bâtiments.

II.2.5.2 Description les méthodes d'exploitation appliquée au niveau de Boukhadra [6]

Il y a plusieurs méthodes d'exploitation qui ont été expérimentées depuis le début des travaux d'exploitation jusqu'à nos jours au niveau de la mine de boukhadra , ils représentent comme suit :

1) - Méthode d'exploitation par sous niveaux foudroyés au 1^{er} étage (niveau 1225/ 1285), bloc 1et 2(variante SUEDOISE).

2) - Méthode d'exploitation par sous niveaux abattu au 1^{er} étage (niveau 1225/ 1285), bloc 03, année 1983(variante SUEDOISE).

3) - Méthode d'exploitation par sous niveaux abattu au 2^{ème} étage (niveau 1165/1225), période 1992 jusqu' à 1999.

4) - Méthode d'exploitation en chambre et piliers en puissance au 3^{ème} étage (niveau 1105/1165) axe sud-est et principal.

Tableau II.11 : Les principaux paramètres du gisement sur les trois axes. [3]

Désignation	Angle moyenne	Puissance moyenne	Nature des roches encaissantes	Autre
Nord	60°	15	Calcaire Calcaire mineralize	Considération que même de la 3 ^{eme} phase
Sud-Est	54°	30	Calcaire marneux marnes	Considérées que les mêmes informations De l'axe
Principale	54°	35	Calcaire marneux marnes jaunes	Voir le plan géologique du niveaux 1045

II.2.5.3 Méthodes par sous niveaux abattus applique au niveau de boukhadra

Cette méthode convient pour les gisements dressant, les travaux préparatoires en vue de l'abattage par sous niveaux sont importants et complexes, Le gisement est découpé en panneaux d'environ 50à100m délimités par :

- Une voie de tête et une voie de base qui constituent aussi des voies de roulage.
- Deux cheminées de hauteur de 40à 50 m.

Les panneaux sont ensuite divisés en sous niveau de 3-4m de hauteur et réparé entre eux par une épaisseur minéralisée de 10 mètres .l'abattage par sous niveau laisse un vide rectangulaire dans toute l'épaisseur exploitée .la partie inférieure de la chambre est aménagée

en forme d'entonnoir, de manière que les matériaux abattus glissent vers les points de soutirage. [6]

- Trémies situés sur la voie de la base.

La roche fragmentée occupant un espace supérieur à son volume en place, il est nécessaire avant de forer les nouveaux trous de mine, de pratiquer une souillure de quelques mètres de largeur pour permettre de créer un espace suffisant pour les mesures.

L'extraction se fait par gravité par les entonnoirs dans des berlines placées sous les trémies de la voie de roulage.

L'abattage par sous niveau est une méthode d'exploitation productive, en grande partie parce que la foration des longs trous de mine peut travailler sans interruption, la méthode est aussi relativement sûre, du fait que la foration se fait en galeries et évacuation des matériaux à partir de points de soutirage, les travailleurs ne sont donc pas exposés aux chutes de blocs.[6]

II.2.5.4 Les paramètres dimensionnels de la méthode d'exploitation sous-niveaux abattue [6]

- Creusement des ouvrages préparatoires de découpage.

- Formation de la coupure verticale.

-La foration est réalisée par trous profonds en éventail et s'effectue par chariots de foration, travaillant à l'air comprimé.

-Le chargement des trous profonds effectués par une machine de chargement (compresseur de la matière explosive).

-Hauteur de l'étage 60 m (1105 /1045).

-Hauteur de sous niveau 20 m.

-Niveau de tête et aérage 1105.

-Niveau de base et de roulage principal(1045).

-Cotes des sous niveau (intermédiaires) 1065 et 1085.

-Galerie au jour niveau 1045.

-Les montages entre les niveaux suivants :

❖ Axe Nord : 1045 /1065 ,1065/1085, 1085/1105.

❖ Axe Sud-Est : 1045/1065 ,1065/1085 ,1085/1105.

❖ Axe Principale : 1045/1065 ,1065/1085 ,1085/1105.

-Aménagements de la descenderie existante entre les niveaux 1105 et 1045.

-Conservation de l'accès au jour de la galerie de roulage au niveau 1105.

-Equiper toutes les cheminées de blocs et d'aérage avec des échelles métalliques.

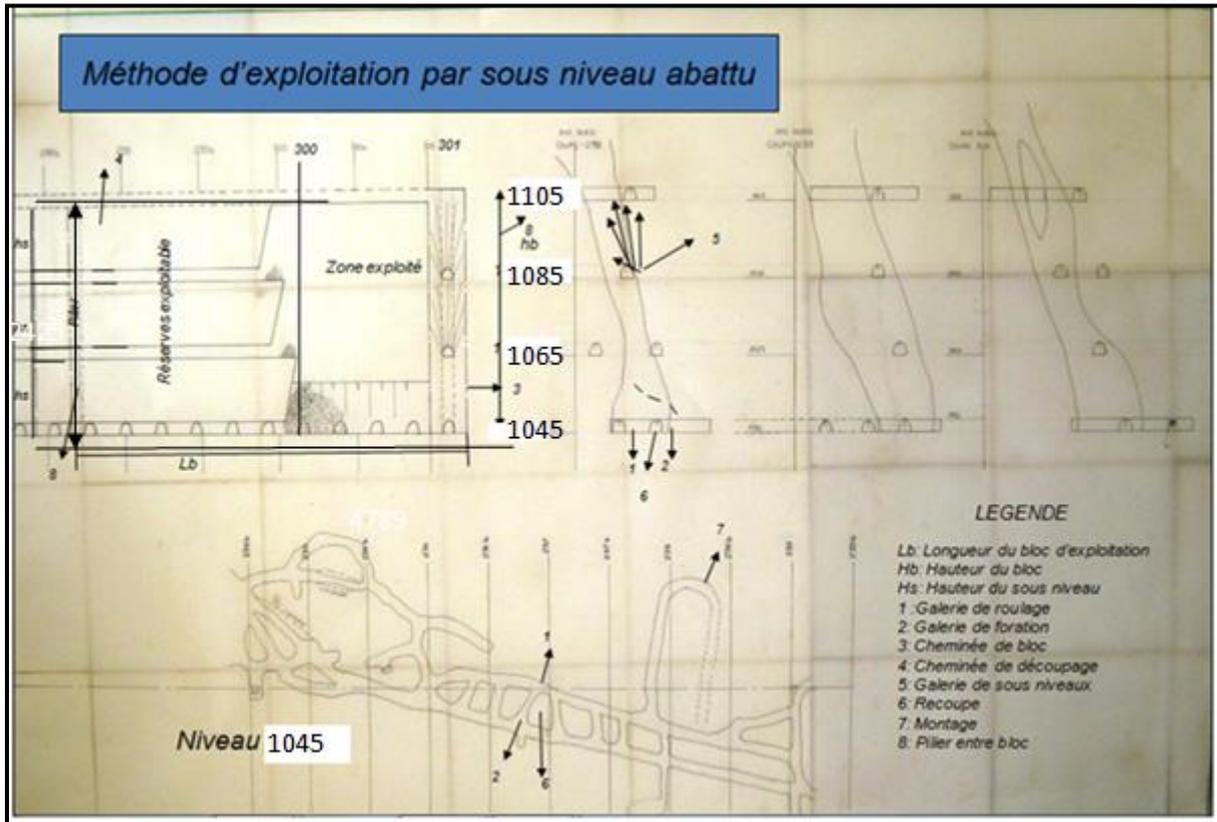


Figure II.20 : La méthode d'exploitation par sous niveaux abattus, mine souterraine de Boukhadra (R plan d'exploitation).[7]

II.2.6 Cheminées de soutirage :

Leurs dimensions doivent assurer une bonne évacuation du minerai à partir de la chambre ; le minimum d'engorgement et la sécurité de travail au niveau de raclage.

Ces cheminées sont creusées verticalement à partir des niches qui aboutissent au plan de raclage ; il est rationnel de creuser les cheminées de soutirage inclinées à leur base et verticale à la suite. [6]

II.2.7 L'abattage au niveau de la mine de Boukhadra

Dans la mine de Boukhadra l'abattage s'effectue à l'explosif par tir électrique, on utilise l'explosif de type TEMEX, les trous de mine sont creusés au fleuret de dimensions variables un diamètre de 25 - 75mm, 4 - 6m de longueur. On charge les trous avec les explosifs on procédant donc à la mise à feu à l'aide d'une source thermique ou électrique.

La résistance des différentes roches à l'arrachement et au morcellement est variable et est fonction en premier lieu des propriétés des roches, de leurs duretés, la stratification, fissuration, clivage, pendage. [13]

Pour cette raison il est nécessaire pour obtenir les meilleurs effets de disposer les trous dans la taille en tenant compte de ces propriétés naturelles des roches, en plus la disposition des trous peut être aussi influencée par le genre d'excavation minière et par la forme de la section qu'on veut lui donner.

Dans les roches dures on fore un certain nombre de trous infini dirigé l'un vers l'autre et appelé trous d'entaille (bouchon). Les charges de ces trous sont misent à feu les premiers, ensuite l'explosion des charges des trous suivants a lieu (trous d'abattage : leurs profondeurs est moins profond à celles d'entaille). [13]

II.2.7.1 Les équipements de foration dans la mine de Boukhadra

Le forage peut être réalisé par différentes machines, que nous pouvons réunir en deux grands groupes:

- Les marteaux perforateurs ;
- Les sondeuses

❖ Foration par marteau perforateur

Dans la mine de Boukhadra la foration des trous se fait par marteau perforateur de type **Ps-50**, **pk-3** le tableau suivant présente les caractéristiques du marteau perforateur. [5]

Tableau II.12 : Les caractéristiques techniques du marteau perforateur. [5]

Type	Poids kg	Diamètre	Longueur du taillant(mm)	Consommation d'aire comprimé m ³ /min
Ps-50,pk-3	50	25	160	3.4 à 4.7



Figure II.21 : Marteau perforateur Ps-50,pk-3 .

❖ Foration par chariot

Au niveau de la mine de BOUKHADRA, la foration des trous de mine, est réalisée aussi par un chariots de foration de type : **MERCURY (LC22 D6)** ; ces caractéristiques techniques sont présentées dans le tableau (**voir annexe II.4**) . [16]

a. Description du CHARIOT DE FORATION MERCURY LC22 D6:

Pour la mécanisation et l'automatisation du processus de forage, l'utilisation du chariot au Boukhadra est très bénéfique. **MERCURY LC22 D6** est un chariot auto-moteur sur lequel est installé le marteau perforateur. Il est monté sur pneus. Le perforateur est monté sur un système d'avancement. [16]

Parmi les avantages des chariots de forage, nous pouvons citer:

- augmentation de la productivité de forage
- possibilité de mécaniser et d'automatiser toutes les opérations de forage
- élimination des vibrations et du bruit qui influent sur l'opérateur.

Parmi les inconvénients, nous pouvons citer:

- construction assez complexe
- prix assez élevé.

a.1 Les fonctions de forage:

Les pompes hydrauliques et le compresseur fonctionnent grâce au moteur diesel. Les systèmes qui supportent les fonctions de forage de la foreuse sont contrôlés par des composants hydrauliques électriques. La rotation standard sur le **CHARIOT DE FORATION MERCURY LC22 D6** est fournie par une tête rotative. [16]

a.1.1 Système hydraulique:

Toutes les fonctions de forage fonctionnent hydrauliquement. Des pompes hydrauliques montées sur une boîte de réduction à trois trous et différentes valves, pistons, tuyaux, flexibles, filtres et jauges. Un refroidisseur d'huile hydraulique assure des températures basses de l'huile pour maximiser l'efficacité du système et la durée de vie des composants. [16]

a.1.2 Circuit d'alimentation et rotation:

Les composants principaux des circuits d'alimentation et de rotation de la foreuse sont ; La pompe principale, la pompe d'avance de foration, le moteur de rotation, les vérins (descente) d'alimentation, les filtres, les valves et les commandes. [16]

a.1.3 Fonctions auxiliaires:

Le circuit de fonction auxiliaire accompli toutes les tâches associées avec le processus de forage excepté pour la rotation et l'avance de foration. Certaines de ces tâches sont lever le derrick, bouger les vérins de nivellement, injecter l'eau, collecter les poussières, lever avec le palan, refroidir huile et air. [16]

II.2.7.2 Les éléments utilisés dans la mine de Boukhadra pour l'abattage des roches

Lors des travaux de creusement dans la mine de Boukhadra on utilise les éléments suivant :

- ❖ **TEMEX** : le TEMEX fait partie de la famille des explosifs en émulsions. Ce type d'explosif fabriqué par l'ONEX (Office National des substances Explosives), a des avantages suivants (**voir annexe II. 5**) : [29]
 - Produit hydrofuge, utilisé à ciel ouvert et en souterrain.
 - Produit plus sécurisant lors du transport, du stockage de l'utilisation.

Tableau II.13. Dimension de l'explosif. [29]

Diamètre (mm)	30	50	65	80
Longueur (mm)	300	400	500	400
Poids (g)	250	1000	2000	2500

❖ Le cordeau détonant :

C'est une gaine de plastique souple protégeant une âme centrale d'explosif (pentrite) enroulée dans des nappes textiles. Il est conditionné en bobine de longueur variable suivant le diamètre. A chaque diamètre correspondent une charge et une couleur. [29] (**voir annexe II. 6**)

❖ **Le détonateur électrique:**

Le détonateur électrique est un dispositif d'amorçage constitué d'un tube d'aluminium fermé à l'une de ses extrémités et serti à l'autre sur un bouchon en matière plastique laissant passer 2 fils électriques. [29]

Il est composé :

- d'une perle d'allumage contenant une poudre d'allumage et un filament,
- d'une poudre retardatrice uniquement pour les détonateurs retard et court retard,
- d'un explosif d'amorçage (explosif primaire : 0,2 g d'azoture de plomb),
- d'un explosif de charge (explosif secondaire : 0,8 g). [29]

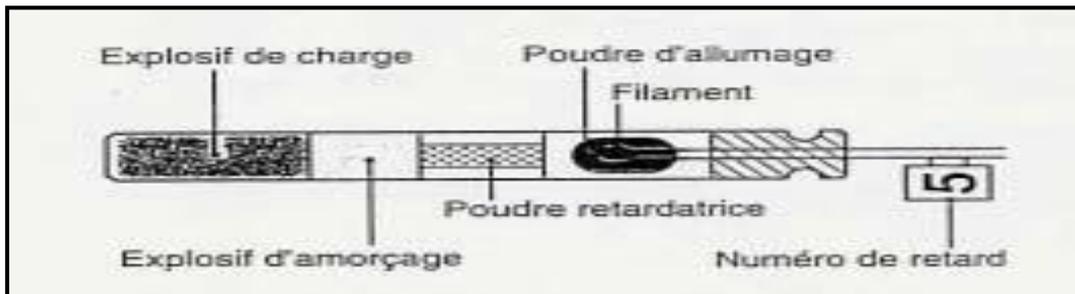


Figure II.22 : Coupe d'un détonateur retard. [29]

Lorsqu'on envoie le courant électrique dans le circuit de tir le filament rougit et enflamme la poudre d'allumage, dans ce type de détonateur il existe 3 classes : [29]

- **Détonateur instantané (DEI)** : dont l'écart égale à 0
- **Détonateur à retard (DER)** : il existe 12 numéros, dont l'écart de temps entre deux numéros successifs égale à 0.5s
- **Détonateur à micro retard (DMR)** : il existe 12 numéros (en Algérie), dont l'écart entre deux numéros successifs est de 20 ms.

Les calculs des paramètres sont basés sur le fait que dans les conditions données, la consommation spécifique d'explosif assure une quantité de fragmentation haute et connue.

Il est caractérisé par les paramètres suivants

- Nombres des trous en éventail N
- Longueur totale des trous profonds dans un éventail $\Sigma(m)$
- Quantité totale de l'explosif (k_g)
- Quantité de minerai abattu par un mètre de trou $\sigma (t/m)$
- Distance entre les éventails, ligne de moindre résistance (m)

II.2.7.3 calculs des paramètres d'abattage par trous profonds en éventail

Calculs de ligne de moindre résistance [24]

La ligne de moindre résistance est calculée par la formule suivante :

$$W = \sqrt{(0.785 \times d^2 \times \Delta \times k_{ch}) / (m \times q_{exp} \times \lambda)} \dots\dots\dots (II.57)$$

D'où :

d : Diamètre de trou d=64mm ;

$$k_{ch} = 0.6$$

$$m = 1$$

$$q_{exp} = 0.373$$

$$\lambda = 0.89$$

Alors :

$$W = \sqrt{(0.785 \times (0.064)^2 \times 0.6 \times 1.33 \times 10^{-6}) / (1 \times 0.373 \times 0.89)}$$

$$W = \sqrt{(2.56 / 0.33)}$$

$$W = 2.78m$$

Calcul de la distance entre les extrémités des trous :

La distance entre les extrémités des trous est calculée par la formule suivant :

$$a_{ex} = (1 : 1.4) W \dots\dots\dots (II.58)$$

$$a_{ex} = 1.2 \times 2.78$$

$$a_{ex} = 3.336 m$$

Calcul du nombre de trous profonds dans un éventail :

Le nombre de trous profonds dans un éventail est calculé par la formule suivant :

$$N = (a H + B) / a_{ex} + 1 \dots\dots\dots (II.59)$$

$$N = (20 + 30) / 3.336 + 1$$

$$N = 16 \text{ trous}$$

Calcul de la distance entre les charges :

Le calcul de la distance entres les charges :

$$a_{ch} = (0.4 : 0.5) w \dots\dots\dots (II.60)$$

$$a_{ch} = 0.4 \times 2.78$$

$$a_{ch} = 1.112 m$$

Calcul de volume du minerai abattu :

Le calcul de volume du minerai abattu par la formule suivante :

$$v = (S - S_f) \times w \times \gamma \dots\dots\dots (II.61)$$

D'où:

$$S = B \times H$$

Alors:

$$S = 20 \times 30$$

$$S = 600m^2$$

$$S_g = 11m^2$$

On déduit :

$$V = (600 - 11) \times 2.78$$

$$V = 1637,42m^3$$

Calcul de la quantité du minerai abattu :

La quantité du minerai abattu est calculée par la formule suivante :

$$Q = V \times p \dots\dots\dots (II.62)$$

$$Q = 1637.42 \times 2.8$$

$$Q = 4584.776 t$$

Calcul de la quantité du minerai abattu par un trou :

Le calcul de la quantité du minerai abattu par trou est fait par la formule suivante

$$D = m \times w^2 \times \gamma \times \lambda \dots\dots\dots (II.63)$$

$$D = 1 \times (2.78)^2 \times 2.8 \times 0.89$$

$$D = 19.26 t/m$$

Calcul de la longueur totale des trous profonds :

Calcul de la longueur totale des trous profonds est fait par la formule suivante

$$\Sigma L_{tr} = Q/D \dots\dots\dots (II.64)$$

$$\Sigma L_{tr} = 4584.776/19.26$$

$$\Sigma L_{tr} = 238.046m$$

Calcul de la charge totale d'explosif :

La charge d'explosif totale d'explosif calculée par la formule suivante

$$Q = q_1 \times L_{tr} \dots\dots\dots (II.65)$$

D'où :

$$q_1 = 0.785 \times d^2 \times \Delta \times k_{ch}$$

$$q_1 = 2.56 \text{ kg/m}$$

Alors :

$$Q = 2.56 \times 238.046$$

$$Q = 609.28 \text{ kg}$$

Calcul de la consommation spécifique d'explosif :

La consommation spécifique d'explosif est calculée par la formule suivante

$$q_{\text{exp}} = Q/V \dots\dots\dots (II.66)$$

$$q_{\text{exp}} = 609.28/4584.77$$

$$q_{\text{exp}} = 0.132 \text{ kg/t}$$

Le schéma suivant présente la disposition des trous en éventail à la galerie d'abattage le minerai abattu sera évacué plus tard.

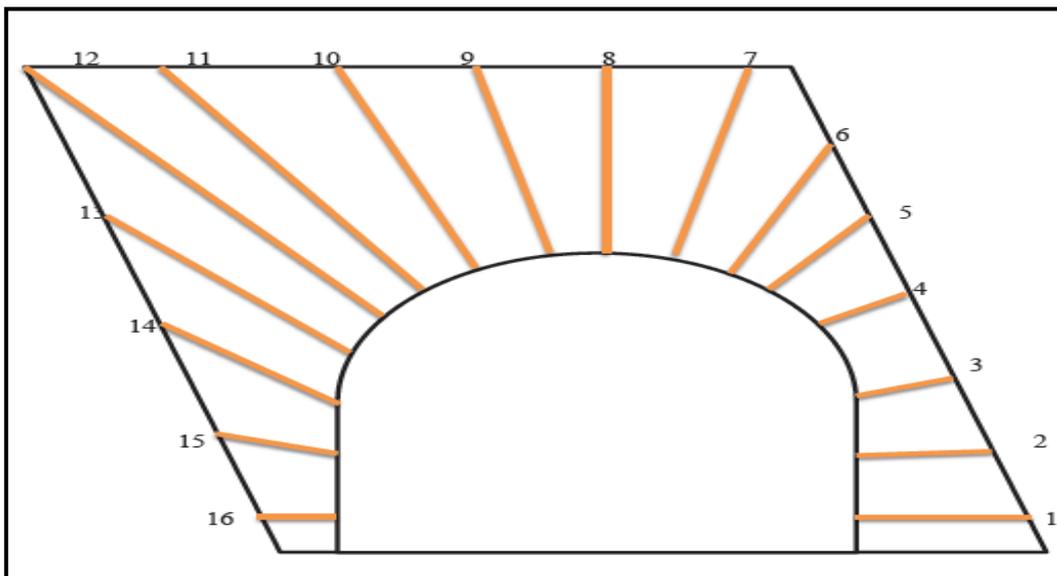


Figure II.23 : Schéma qui représente la disposition des trous en éventail.

II.2.7.4 Disposition des trous de mine dans la taille

Lors du choix du type du trou de bouchon ; on tient compte de la résistance des différentes roches à l'arrachement et au morcellement qui est variable et est en fonction des propriétés mêmes de ces roches ; leur dureté ; la stratification ; la fissurité ; clivage ; etc.....

En outre, la disposition des trous de mine peut être aussi influencée par le genre d'excavation minière et par la forme de la section qu'on veut lui donner.

Donc le genre de bouchon utilisé dans ce cas est le bouchon en parallèle.[5]

Tableau II.14 : La disposition des trous dans la taille. [5]

N° des trous	Nombre de trou	L _{tr}	Angle d'inclinaison		Charges	L _b	Suite de la mise à feu
			P_H	P_V			
Trous de bouchon : 1 à 4	4	1,20	90°	80°	1,89	0,42	I
Trous d'abattage : 5 à 12	8	1,20	90°	90°	1,53	0,42	II
Trous de conteur : 13 à 23	13	1,20	82°	82°	1,33	0,42	III

II.2.7.5 Plan de tir

C'est un document qui contient tous les renseignements nécessaires permettant d'exécuter le tir en toute sécurité, il doit être établi par une personne compétente.

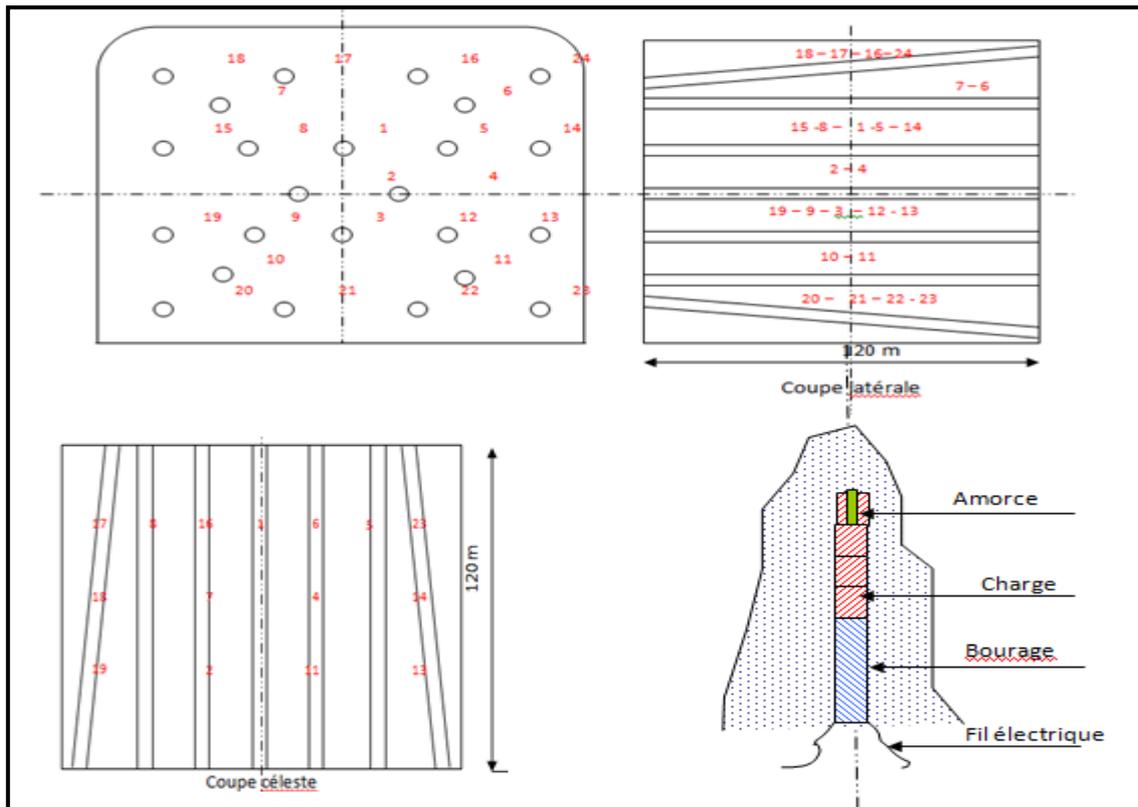


Figure II.24 : Schéma qui représente plan de tir. [5]

II.2.8 Ventilation au niveau de la mine de Boukhadra

L'aération se fait par voie naturelle cette opération est assurée par les deux galeries au jour (galerie l'axe principal et galerie sud et le vide au jour qui on trouve au niveau (1105).

Conclusion

Dans la mine de Boukhadra L'exploitation souterraine connaît plusieurs soucis qui font un obstacle pour le bon déroulement des travaux d'exploitation, ces obstacles dépendent de :

- Géologie : le phénomène de diapirisme, les diaclases, l'existence des marnes, et des gypses
- Hygiène et sécurité : absence du garnissage, retard de mise en place du soutènement, éboulements, absence d'adhérence entre soutènement et galeries, mal purgeage des toits, absence d'éclairage, absence d'aération, absences des moyens de protection individuels (lunettes, stop bruit)
- L'abattage : rendement des travaux d'abattage est réduit, présence des ratées, consommation spécifique d'explosif est élevée, surface finale des galeries est irrégulière
- Production : production annuelle assez réduite, petite vitesse d'avancement
- Pertes d'exploitation : les pertes de minerai sont énormes, salissage du minerai avec l'encaissant aux contacts, pertes résultent d'un soutirage incomplet, l'abandon des filons très minces, abandon des volées existantes dans des endroits instables.

Introduction

Dans une exploitation minière les opérations de chargement et de transport constituent deux processus d'une importance capitale et qui sont fortement liés.

Dans ce chapitre nous présenterons d'abord les travaux actuels au niveau de la mine de Boukhadra concernant le chargement et le transport.

Ensuite, nous calculons les paramètres des travaux de chargement et de transport.

Nous terminerons ce chapitre par une partie sécurité, fort importante en exploitation minière.

III Equipements miniers utilisés dans la mine de Boukhadra (partie à ciel ouvert)

III.1 Chargement

Le fonctionnement de la mine à ciel ouvert et conçue est organisé autour des engins choisis pour le chargement des matériaux. Il est considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique d'exploitation à ciel ouvert, l'engin de chargement définit le niveau de production d'une mine ou carrière à ciel ouvert.[12]

L'opération du chargement consiste à charger le minerai dans l'engins de transport pour être évacuer de la plateforme de travail vers les ateliers de préparation mécanique (station de concassage), dans les roches tendres l'opération de chargement est simultanée avec l'opération d'excavation cyclique ou continue. Dans le cas d'une roche dure l'excavation se fait à l'explosif et le chargement se fait à l'aide de chargeuses et de pelles hydrauliques.

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 choix du type des engins de chargement dans la mine à ciel ouvert se base sur les facteurs suivants :

- Nature des roches.
- Propriétés physico-mécaniques des roches.
- Méthode d'exploitation.
- Production envisagée (planifiée)

III.1.1 Les engins de chargement [17]

Les exploitations à ciel ouvert utilisent divers types d'engins d'extraction, les plus courants étant :

- ✓ Les roues-pelles
- ✓ Les excavateurs à godet
- ✓ Les draglines
- ✓ Les scrapers
- ✓ Les chargeuses
- ✓ Les pelles mécaniques ou hydrauliques

Les quatre premiers sont surtout réservés aux gisements stratiformes horizontaux (lignite, charbon, phosphate, etc.)

Notre travail concerne les pelles et aux chargeuses sur pneus qui sont les types d'engins les plus utilisés. [17]

III.1.2 Analyse des processus de chargement au niveau de la mine de boukhadra

Le minerai exploité dans la mine de Bouhadra, quartier d'Ain-Zazia est considéré comme étant un produit d'une teneur élevée pour ce la les travaux d'exploitation ce fait d'une manière rationnelle et avec des quantités très importante.

La production au Ain-Zazia varie en fonction de la teneur en Fer.

Cette variation est prévue dans le plan d'activité de l'unité.

La production annuelle du minerai varie entre 1 millions t/an et 1,5 millions t/an pour différentes périodes la productivité est comme suite :

Tableau III.1 : Tableau qui représente la production planifiés pour l'année 2018. [8]

Production annuelle du minerai	période	Minerai		Stérile	
		t	m ³	t	m ³
1.200.000	Par an	1.200.000	449.438,2	2.400.000	898.876,4
	Par jour	4.800	1.797,75	9.600	3.595,5
	Par poste	2.400	898,87	4.800	1.797,75

III.1.3 Choix de l'engin de chargement

Le chargement dans le quartier Ain-Zazia s'effectue par deux type d'engins de chargement pelle hydraulique sur chenilles « KAMAT'SU 413 » (voir Annexe III.1), et chargeuse sur pneus « CATPILLAR 988F ». (voir annexe III. 2)

D'après les caractéristiques mécanique et physique des roches la puissance des engins de chargement et la production planifiées en détache la pelle en travail dans chantier de stérile et la chargeuse en travail en chantier de minerai.[28]

- **Pour le minerai**

Durée de cycle réel de processus de chargement [27]

Le cycle de travail d'une chargeuse correspond aux opérations suivant :

1. Enfoncement du godet le front ;
2. Mouvement de la chargeuse à chargée ;
3. Déchargement du godet ;
4. Mouvement de la chargeuse à vide ;

Temps de cycle de la chargeuse est déterminé de la façon suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mach} + T_{dech} + T_{mav} \quad sec \dots \dots \dots (III.1)$$

Où :

T_{ch} : Durée de chargement du godet $T_{ch} = 9 \text{ sec}$;

T_{mach} : Durée de parcours de chargeuse chargée vers le lieu de déchargement en secondes

$$T_{mach} = 3,6 \times \frac{L_{ch}}{V_{ch}} \quad sec \dots \dots \dots (III.2)$$

Où :

L_{ch} : La longueur de parcours de la chargeuse vers le lieu de déchargement varie

$$L_{ch} = (20 \div 30) \text{ m dans la carrière} \quad L_{ch} = 22 \text{ m} ;$$

V_{ch} : La vitesse de parcours en charge, $V_{ch} = 5 \text{ Km/h}$

$$T_{mach} = 15,84 \text{ sec}$$

T_{dech} : Durée de déchargement du godet, $T_{dech} = (7 \div 15) \text{ sec}$

Et dans la carrière $T_{dech} = 06 \text{ sec}$

T_{mav} : La durée de parcours à vide vers le lieu de chargement, sec

$$T_{mav} = 3.6 \times \frac{L_v}{V_v} \quad sec \dots \dots \dots (III.3)$$

Où :

L_v : La longueur de parcours à vide vers le lieu de chargement, $L_v = 22 \text{ m}$;

V_v : vitesse de parcours à vide, $V_v = 6 \text{ Km/h}$

$$T_{mav} = 13.6 \text{ sec}$$

La durée de parcours à vide vers le lieu de chargement pratique dans la carrière égale à **8 Sec**
donc :

$$T_c = 40 \text{ sec}$$

Avant de choisir une chargeuse, il faut d'abord examiner la capacité du godet en tenant compte de la production journalière :

La capacité de godet de la chargeuse

Pour assurer la production souhaitée par l'entreprise il est préférable d'utiliser une chargeuse CAT988F à une capacité réelle de godet de $E_{rel} = 5.4 \text{ m}^3$

Pour un meilleur choix de type de chargement utilisé on est obligé de calculer la capacité de godet de la chargeuse E_{cal} :

$$E_{cal} = \frac{T_c \times K_f \times P_a}{3600 \times \gamma \times K_r \times T \times K_u} \dots\dots\dots(III.4)$$

Où :

P_a : La production planifiée par poste , $P_a = 2400 \text{ T/p}$;

T_c : Le temps d'un cycle du chargement, $T_c = 40 \text{ sec}$;

K_f : Coefficient de foisonnement, $K_f = 1.6$;

γ : La masse volumique, $\gamma = 2.67 \text{ T/m}^3$;

K_r : Coefficient de remplissage du godet, $K_r = 0.7$;

T : Durée d'un poste de travail, $T = 8 \text{ h}$;

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse, $K_u = 0.7$

Donc : $E_{cal} = 4.07 \text{ m}^3$

$E_{cal} \approx E_{rel}$ Donc le choix de chargeuse à gode $E_{rel} = 5.4 \text{ m}^3$ et une production planifiée par jour, $P_a = 4800 \text{ t/jour}$ rentable.

Calcul de la capacité du temps mort pendant un poste de travail

Temps morts planifiés

- Temps de prise de poste, $T_1 = 15 \text{ mn}$;
- Temps de pause de déjeuner, $T_2 = 30 \text{ mn}$;
- Temps de remise de poste $T_3 = 15 \text{ mn}$.

Alors :

$$T_{m.p} = T_1 + T_2 + T_3 = 60 \text{ min}$$

Temps mort non planifiés

La quantité du temps mort non planifiés durant un poste de travail ont pour cause :

- L’indiscipline des ouvriers ;
- Les pannes de matériels soient au chargement, soit au transport ;
- Les retards des camions.

Le temps mort non planifié au niveau de la mine a ciel ouvert de Boukhadra représente :

- Le temps supplémentaire de la prise du poste $T_1 = 30 \text{ min}$;
- Le temps supplémentaire de remis de poste $T_3 = 30 \text{ min}$;
- Temps supplémentaire de déjeuné $T_2 = 30 \text{ min}$;
- Temps de retard du camion un poste $T_4 = 30 \text{ min}$;
- Arrêt du travail sans cause $T_5 = 60 \text{ min}$.

Calcul de la valeur réel de coefficient d’utilisation de la chargeuse. [27]

Le coefficient d’utilisation réel de la chargeuse ou bien aucun engin minier déterminé par la formule suivante :

$$K_u = \frac{T_{eff}}{T_p} \dots\dots\dots(III.5)$$

Où :

T_{eff} : Temps effectif de chargement, est déterminé par la relation suivante :

$$T_{eff} = T_p - T_{mort} \dots\dots\dots(III.6)$$

$$T_{eff} = 4 \text{ h} = 240 \text{ min}$$

T_p : Durée poste de travail $T_p = 8 \text{ h} = 480 \text{ min}$;

T_{mort} : Temps mort planifié et non planifié pendant un poste de travail $T_{mort} = 240 \text{ min}$

La valeur réelle du coefficient d’utilisation est :

$$K_u = 0.5$$

Calcul du rendement réel d’exploitation de la chargeuse. [30],[27]

Rendement par poste

Le rendement d’exploitation postier de la chargeuse est déterminé par la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times E_{rel} \times K_r \times K_u \times T_p}{T_c \times K_f} \text{ m}^3 / \text{poste} \dots\dots\dots(III.7)$$

Où :

E_{rel} : Capacité du godet de la chargeuse $E_{rel} = 5.4 \text{ m}^3$;

T_c : Le temps d'un cycle du chargement, $T_c = 40 \text{ sec}$;

K_f : Coefficient de foisonnement, $K_f = 1.6$;

K_r : Coefficient de remplissage du godet $K_r = 0.7$;

T_p : Durée d'un poste de travail, $T_p = 8 \text{ h}$;

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse, $K_u = 0.5$

Donc :

$$R_{ch} = 850.5 \text{ m}^3/\text{poste}$$

γ : la masse volumique, $\gamma = 2.67 \text{ T/m}^3$;

$$R_{ch} = 2270.83 \text{ t/poste}$$

Rendement réel de la chargeuse par jour

$$R_{ch/j} = R_{ch/p} \times 2 \dots\dots\dots(III.8)$$

$$R_{ch/j} = 4541.67 \text{ t/jour}$$

Rendement réel de la chargeuse par année

$$R_{ch/an} = R_j \times 250 \dots\dots\dots(III.9)$$

$$R_{ch/an} = 1135417.5 \text{ t/an}$$

Calcul du nombre réel des chargeuses nécessaire pour Le quartier D'Ain-Zazia

Le nombre des chargeuses nécessaire pour réaliser le chargement de minerai de fer déterminé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{p_a}{R_{ch/an}^{réel}} \times K_{res} \text{ chargeuse} \dots\dots\dots(III.10)$$

Où :

p_a : Production annuelle de carrière

$R_{ch/an}^{réel}$: Rendement d'exploitation de la chargeuse réel par année $R_{ch/an}^{réel} = 425250 \text{ m}^3/\text{an}$

K_{res} : Coefficient de réserve ; $K_{res} = (1.1 \div 1.2)$;

$$N_{ch} \approx 1 \text{ chargeuse}$$

Tableau III.2 : Récapitulatif du rendement de la chargeuse.

Désignation	Valeur	Unité
Durée d'un poste de travail	8	Heure
Temps mort non planifié	3	Heure
Temps mort planifié	1	Heure
Somme des temps morts	4	Heure
Durée d'un cycle de la chargeuse	40	Sec
Coefficient d'utilisation de la chargeuse	0.5	/
Rendement réel postier	2270,83	t/poste
Rendement réel journalier	4541,67	t/jour
Rendement réel annuel	1135417,5	t/an

• **Pour le stérile**

Pour assurer la production souhaitée par l'entreprise il est préférable d'utiliser une pelle à une capacité réelle de godet de $E_{rel} = 10 \text{ m}^3$

Pour un meilleur choix de type de la pelle utilisé on est obligé de calculer la capacité de godet de la pelle E_{cal} :

Calcul la capacité de gode de pelle :

$$E_{cal/pelle} = \frac{T_c \times K_f \times P_a}{3600 \times \gamma \times K_r \times T \times K_u} \dots\dots\dots(III.11)$$

La production annuelle : **2400000 t**

Où :

P_a : La production planifiée par poste $P_a = 4800 \text{ T/p}$;

T_c : Le temps d'un cycle du chargement $T_c = 48 \text{ sec}$;

K_f : Coefficient de foisonnement $K_f = 1.6$;

γ : la masse volumique $\gamma = 2.67 \text{ T/m}^3$;

K_r : Coefficient de remplissage du godet $K_r = 0.7$;

T : Durée d'un poste de travail $T = 8 \text{ h}$;

K_u : Coefficient d'utilisation de la pelle $K_u = 0.7$

$$E_{cal/pelle} = 9,78 \text{ m}^3$$

Donc : $E_{cal/pelle} \approx 10 \text{ m}^3$

Calcul de la capacité du temps mort pendant un poste de travail . [27] [30]

D'après les conditions des travaux des engins de chargement la capacité du temps mort si le même.

La valeur réelle du coefficient d'utilisation est :

$$K_u = 0.5$$

Calcul du rendement réel d'exploitation de la pelle

Rendement par poste

Le rendement d'exploitation postier de la pelle est déterminé par la formule suivante :

$$R_{pelle} = \frac{3600 \times E_{rel} \times K_r \times K_u \times T_p}{T_c \times K_f} \text{ m}^3/\text{poste} \dots \dots \dots (III.12)$$

Où :

E_{rel} : Capacité du godet de la pelle $E_{rel} = 10 \text{ m}^3$;

T_c : Le temps d'un cycle du chargement de la pelle $T_c = 48 \text{ sec}$;

K_f : Coefficient de foisonnement, $K_f = 1.6$;

K_r : Coefficient de remplissage du godet $K_r = 0.7$;

T_p : Durée d'un poste de travail, $T_p = 8 \text{ h}$;

K_u : Coefficient d'utilisation de la pelle, $K_u = 0.5$

Donc :

$$R_{pelle} = 3504,37 \text{ t/poste}$$

γ : la masse volumique, $\gamma = 2.67 \text{ T/m}^3$;

$$R_{pelle} = 3504,37 \text{ t/poste}$$

Rendement réel de la pelle par jour

$$R_{pelle/j} = R_{pelle/p} \times 2 \dots \dots \dots (III.13)$$

$$R_{pelle/j} = 7008,75 \text{ t/jour}$$

Rendement réel de la pelle par année

$$R_{pelle/an} = R_{pelle/j} \times 250 \dots \dots \dots (III.14)$$

$$R_{pelle/an} = 1752187,5 \text{ t/an}$$

Calcul du nombre réel des pelles nécessaire

Le nombre des pelles nécessaires pour réaliser le chargement de stérile déterminé par la formule suivante :

$$N_{pelle} = \frac{p_a}{R_{pelle/an}^{réel}} \times K_{res} \text{ pelle} \dots \dots \dots (III.15)$$

Où :

p_a : Production annuelle de carrière (**voir tableau III .1**)

$R_{ch/an}^{réel}$: Rendement d'exploitation de la pelle réel par année $R_{pelle/an}^{réel} = 1752187,5 \text{ t/an}$

K_{res} : Coefficient de réserve ; $K_{res} = (1.1 \div 1.2)$;

$$N_{pelle} \approx 1 \text{ pelle}$$

Tableau III.3 : Récapitulatif du rendement de la pelle.

Désignation		valeur	Unité
Durée d'un poste de travail		8	Heure
Temps mort non planifié		3	Heure
Temps mort planifié		1	Heure
Somme des temps morts		4	Heure
Durée d'un cycle de la pelle		48	Sec
Coefficient d'utilisation de la pelle		0.5	/
Rendement réel postier		4800	t/poste
Rendement réel journalier		9600	t/jour
Rendement réel annuel		240000	t/an
Nombre nécessaire des pelles	$P_a = 2400000 \text{ t}$	1	Pelle

Conclusion

A l'issue de ces calculs on a constaté que le moyen de chargement qu'utilise Boukhadra est loin d'être parfait. On recommande un nombre de 2 chargeuses ou plus de capacité de godet $5,4 \text{ m}^3$, et une chargeuse de réserve de même type et capacité.

Dans se cas la production annuelle va être atteinte, même la production industrielle va s'amélioré, car l'utilisation de 2 chargeuse va minimiser l'attente des engins de transport, ce qui veut dire la production instantanée de camion va augmenter aussi.

Comme résultat on recommande aussi a la mine de Boukhadra d'utilisé les pelles comme engin de chargement, le modèle de la pelle hydraulique KOMATSU qui existe déjà sur le terrain de la mine de Boukhadra et parfait .

III.2 Transport

Le transport dans une mine à ciel ouvert est une opération technologique adoptée pour le déplacement de la matière abattue du chantier vers le point de déchargement.

Le transport des minéraux utiles et des stériles est l'un des principaux processus lors de l'exploitation des mines à ciel ouvert, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30÷70% (in KOVALENKO, 1986). [1],[30]

III.2.1 Les exigences principales du transport

- la distance minimale à parcourir pour le transport du minerai et du stérile du front de taille jusqu'au lieu de déchargement.
- les temps morts soit réduits.
- paramètres des moyens de transport doivent correspondre à ceux des engins d'extraction et de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches déplacées.
- sécurité maximale et rendements maxima.
- meilleur sens de progression des travaux miniers.

Pour les types de transport, il existe beaucoup de types citant : par camion, à l'aide des convoyeurs, sur rails,... Mais le plus utilisé c'est le transport par camion : il est efficace pour le transport de minéraux dans des distances relativement courtes. [19]

III.2.2 Etat actuel des travaux de transport au niveau de la mine de Boukhadra

Le mode de transport choisis et utilisé dans la mine de Boukhadra est le transport par camions.

Les camions utilisés sont de marque **CATREPILLAR**, ils alimentent la station de concassage et ils sont utilisés pour la mise à terril de stérile.

Ces camions ont été choisis en fonction de la productivité de la carrière, des caractéristiques des charges à transporter, du type des engins de chargement et de la distance de transport.

La mine de Boukhadra possède 3 camions dont les caractéristiques techniques sont représentés dans le tableau (**voir annexe III.3**), et les caractéristique géométrique du camion CATERPILLAR 773F (**voir annexe III.4**)

III.2.3 Travaux de transport par camion D'Ain-Zazia

Le stérile est transporté jusqu'au terril extérieur, et le minerai jusqu'au concasseur où les stocks d'homogénéisation. Pour ce fait on emploie des camions « Marque : CATERPILLAR 773F ».

La distance de transport de minerai est presque constante ; et on prend pour la période une moyenne $L=1.4$ Km.

III.2.4 Analyse des processus du transport en conduction de la mine de BOUKHADRA

Le tableau suivant présente le chronométrage effectif de la durée des cycles de transport :

Tableau III.4 : Le chronométrage effectif de la durée des cycles de transport par camion.

Cycle	Temps de chargement $T_{ch}(s)$	Temps de parcours chargé $T_{al}(s)$	Temps de parcours vide $T_{ret}(s)$	Temps de déchargement $T_{dch}(s)$	Temps de manœuvre $T_{man}(s)$	Temps d'attente $T_{att}(s)$	Temps de cycle (s) T_c
01	164	391	290	49	29	15	938
02	167	393	300	47	32	19	1057
03	183	320	290	50	35	20	968
04	186	395	300	54	33	17	960
05	190	380	300	50	50	21	971
06	178	320	285	60	37	20	943
07	169	360	259	65	35	16	834
08	175	395	350	55	40	20	935
09	160	310	265	49	20	16	942
10	174	365	300	48	35	20	1041
11	182	388	265	66	40	20	961
12	179	380	290	70	35	17	1071
13	164	382	260	64	39	20	929
14	185	392	290	70	38	19	994
15	165	348	298	75	39	20	967
16	161	370	259	60	41	20	1011

Temps de cycle moyen

La durée de cycle moyen est déterminée par la formule suivante :

$$\check{T}_c = \frac{\sum T_c}{n_c} ; \text{min} \dots \dots \dots (III.16)$$

Où :

$\sum T_c$: La somme de durée des cycles de chargement ; min

$$\sum T_c = \sum_{i=1}^n T_{ci}^n = T_{c1} + T_{c2} + T_{c3} + \dots + T_{cn} \dots \dots \dots (III.17)$$

Où :

$$\sum T_c = 16189 \text{ sec}$$

n: Le nombre de cycles effectués par poste de travail, **n = 16 cycles**.

Alors :

$$\check{T}_c = \frac{16189}{16} = 16 \text{ min} + 51 \text{ s}$$

Donc : la durée de cycle moyen $\check{T}_c \approx 17 \text{ min}$.

La distance de transport

La trajectoire de camion jusqu'au point de déchargement «**concasseur GP 120**» aller jusqu' à **1400 m**.

Pour le 2^{ème} cycle la chargeuse est déplacée à un autre point pour aplanir la route, pour cela le camion a pris un grand temps d'attente.

Détermination de la quantité du temps mort durant un poste du travail « T_m »

Le temps mort pendant un cycle de travail peut être planifié ou bien non planifié.

- **Temps morts non planifiés pendant un poste de travail T_m^{np}**

le temps-mort non planifié durant un poste de travail ont pour causes :

L'indiscipline des ouvriers, les pannes de matériel soit de chargement ou bien transport, attente des camions au niveau de concasseur par ce qu'il est bloqué par les hors gabarits.

Le temps mort non planifié où :

- ❖ Temps supplémentaire de la prise de poste « t_1 », aller jusqu'à **30 min**.
- ❖ Temps supplémentaire de déjeuner « t_2 », aller jusqu'à **30 min**.
- ❖ Temps d'attente des camions au niveau de concasseur « t_3 », aller jusqu'à **32 min**.
- ❖ Arrêt du travail sans cause « t_4 », aller jusqu'à **1h+30 min**.
- ❖ Temps supplémentaire de remise de poste « t_5 », aller jusqu'à **30 min**.

Alors :

$$T_m^{np} = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 = 30+30+32+90+30 \approx 3h+32min = 212min$$

$$T_m^{np} = 212 \text{min.}$$

- Temps-mort planifié pendant un poste de travail T_m^p :

Généralement le temps morts durant un poste du travail représente comme suivant :

- ❖ Temps de prise de poste, $t_6 = 15 \text{ min.}$
- ❖ Temps de pause déjeuné, $t_7 = 30 \text{ min.}$
- ❖ Temps de remise de poste, $t_8 = 15 \text{ min.}$

Donc :

$$T_m^p = t_6 + t_7 + t_8$$

$$T_m^p = 15 + 30 + 15 = 1 \text{h}$$

$$T_m^p = 60 \text{ min.}$$

Tableau III.5 : Récapitulatif des temps morts pendant un poste.

Temps morts T_m	N°	Valeur	Unité	Cause	Somme $\sum T_m$
Non planifié	t ₁	30	Min	Supplémentaire de prise de poste	3h + 32 min = 212
	t ₂	30	Min	Supplémentaire de déjeuné	
	t ₃	32	Min	Blocage du concasseur	
	t ₄	90	Min	Indiscipline des ouvriers	
	t ₅	30	Min	Supplémentaire de remise de poste	
planifié	t ₆	15	Min	Prise de poste	60 min
	t ₇	30	Min	Pause déjeuné	
	t ₈	15	Min	Remise de poste	

La quantité des temps morts pendant un poste de travail c'est :

$$Tm = T_m^{np} + T_m^p$$

$$T_m^p = 60 \text{min.}$$

$$T_m^{np} = 212 \text{ min.}$$

$$Tm = 212 + 60$$

Alors :

$$Tm = 272 \text{ min.}$$

Calcul de la valeur réel de coefficient d'utilisation du camion par poste de travail :

Le coefficient d'utilisation réel du camion donné par la façon suivante

$$K_u^{\text{réel}} = \frac{T_{\text{eff}}}{T_p} \dots \dots \dots (III.18)$$

Où :

T_{eff} : Temps effectif du processus de transport pendant un poste de travail. Il est déterminé en fonction du temps morts et la durée de postes, il est exprime en (**min**) ou en (heurs) et détermine par la formule suivante :

$$T_{eff} = T_p - T_m$$

Où :

T_p : Durée d'un poste de travail en h, $T_p = 8h = 480 \text{ min}$.

T_m : Temps-morts pendant un poste de travail en min, $T_m = 272 \text{ min}$.

$$T_{eff} = 480 - 272 = 208 \text{ min.}$$

$$K_u^{réel} = 208/480$$

$$K_u^{réel} = 0.43$$

La valeur réelle du coefficient d'utilisation est égale à **43%**

Calcul le nombre de godet dans une benne d'après le volume :[21]

$$n_v = \frac{K_l \times V_b}{V_g \times K_{rg}} \dots \dots \dots (III.19)$$

K_l : Coefficient d'irrégularité du travail de l'excavateur, $K_l = 1.2$;

V_b : Volume de la benne du camion (m^3), $V_b = 34.1 \text{ m}^3$;

V_g : Volume du godet m^3 ; $V_{g \text{ char}} = 5.4 \text{ m}^3$;

K_{rg} : Coefficient du remplissage du godet ($K_{rg} = 0.8$).

- **Pour la chargeuse** ; $n_v = 9.47 \text{ godet}$

Calcul le nombre de godet dans une benne d'après la charge

$$n_c = \frac{m_{nom} \times K_f}{V_g \times K_{rg} \times \rho_p} \dots \dots \dots (III.20)$$

m_{nom} :Capacité de charge nominale du camion (t) , $m_{nom} = 50 \text{ t}$;

K_f :Coefficient de foisonnement des roches ($1.7 \div 1.9$), $K_f = 1.8$;

γ_p :Densite en place des roches égales 2.67 t/m^3 .

- **Pour la chargeuse** ; $n_c = 7.80 \text{ godet}$

Calcul le nombre de godet pour le chargement du camion :

$$n_g = \frac{n_c + n_v}{2} \dots \dots \dots (III.21)$$

n_c : Nombre de godet dans une benne d'après la charge ;

n_v : Nombre de godet dans une benne d'après le volume.

- **Pour la chargeuse** ; $n_g \approx 9 \text{ godet}$

Calcul le coefficient d'utilisation de capacité de la charge :

$$K_{uch} = \frac{n_g}{n_c} \dots \dots \dots (III.22)$$

- **Pour la chargeuse** ; $K_{uch} = 1.15$

Calcul le coefficient d'utilisation de la capacité du volume :

$$K_{uv} = \frac{n_g}{n_v} \dots \dots \dots (III.23)$$

- **Pour la chargeuse** ; $K_{uv} = 0.95$

Calcul de capacité de la charge du camion :

$$m = \frac{n_g \times V_g \times K_{rg} \times \rho_p}{K_f} \dots \dots \dots (III.24)$$

- **Pour la chargeuse** ; $m=57.672 \text{ t}$

Calcul la masse total du camion chargé :

$$m_t = m + m_0 \dots \dots \dots (III.25)$$

m:Capacité de charge réelle du camion **T**

m₀:La masse de camion à vide (**T**), $m_0 = 40.18 \text{ T}$

- **Pour la chargeuse** $m_t = 92.852 \text{ t}$

Calcul la durée de parcours du camion en estimée la vitesse max :

$$T_{par} = t_{ch} + t_{dch} + t_{dc} + t_{dv} = 14 \text{ min} \dots \dots \dots (III.26)$$

Où :

t_{ch}: Duré de chargement $t_{ch} = 4 \text{ min}$;

t_{dch}:Durée de déchargement, $t_{dch} = 1 \text{ min}$;

t_{dc}: Durée de trajet en chargée $t_m = 5 \text{ min}$;

t_{dv} : Durée de trajet à vide $t_{dv} = 4 \text{ min}$;

$$T_{par} = 14 \text{ min.}$$

Calcul de nombre des cycles possibles par poste pour un camion

Le calcul de nombre des cycles par poste est donné comme suit :

$$Nc = \frac{T_p \times 60 \times K_u}{T_{cy}} \dots \dots \dots (III.27)$$

$$Nc = \frac{8 \times 60 \times 0,43}{14}$$

$Nc = 14,74 \approx 15 \text{ cycle}$

Calcul le rendement d'un camion par poste :

$$R_c = \frac{60 \times G_c \times K_{uch} \times T_p \times K_u}{T_{par}} \dots \dots \dots (III.28)$$

k_{uch} : Coefficient d'utilisation de capacité de la charge (camion) , $k_{uch} = 0,95$

G_c : Capacité de la benne du camion **50 t**

$$R_c = 700,15 \text{ t/p}$$

Calcul le rendement par jour :

$$R_{cj} = R_c \times n_p \dots \dots \dots (III.29)$$

n_p : Nombre de poste de travail, n_p : **2 poste**

$$R_{cj} = 1400,3 \text{ t/j}$$

Calcul le rendement annuel :

$$R_{cn} = R_{cj} \times 250 \dots \dots \dots (III.30)$$

$$R_{cn} = 350075 \text{ t/an}$$

Calcul le nombre de camion :

Dans le cas une seule chargeuse :

$$N_c = \frac{T_{par}}{T_{ch}} \dots \dots \dots (III.31)$$

$$N_c = 3,45 \text{ camion} \approx 3 \text{ camion}$$

Calcul le nombre du camion total :

$$N_{ct} = \frac{N_c}{0.8} \dots \dots \dots (III.32)$$

$$N_{ct} = 3,75 \approx 4 \text{ camion}$$

Calcul le parcours total d'un camion par poste :

$$L_t = R_c \times \frac{L_{mch} + L_{mv}}{m} \dots \dots \dots (III.33)$$

$$L_t \approx 39,20 \text{ km}$$

L_{mch} :La distance moyenne chargée, $L_{mch} = 1.4 \text{ km}$

Calcul de la vitesse du camion chargé :

$$V_{ch} = \frac{L_{mch} \times 60}{T_{pch}} \dots \dots \dots (III.34)$$

T_{pch} :Temps de parcours en charge, $T_{pch} = 5 \text{ min}$

$$L_{mch} = 1.4 \text{ km}$$

Calcul de la vitesse du camion vide

$$V_v = \frac{L_{mv} \times 60}{T_{pv}} \dots \dots \dots (III.35)$$

T_{pv} :Temps de parcours à vide, $T_{pv} = 4 \text{ min}$

$$L_{mv} = 1.4 \text{ km}$$

Calcul de la vitesse critique d'après le dérapage dans les virages

$$V_{cr} = \sqrt{g \times R \times (\Psi + i_t)} \quad (\text{m/sec}) \dots \dots \dots (\text{III.36})$$

g: Accélération de la pesanteur (m/s^2) **g = 9.81 m/s²**.

R: Rayon de virage (m), **R=11 m** ;

Ψ: Coefficient d'adhérence transversale (**0.3 ÷ 0.5**), **Ψ = 0.5**;

i_t: Transversale de la route dans le virage (**0.02 ÷ 0.06**), **i_t = 0.06**

$$V_{cr} = 7.77 \text{ m/s}$$

Calcul le trafic de la route :

$$Q_r = \frac{Q_{dm}}{t_{p,v} \times n_p} \dots \dots \dots (\text{III.37})$$

Q_{dm}: Productivité planifié par jour,

t_{p,v}: Dure de poste purement de travail, **t_{p,v} = 05.5 h**

n_p: Nombre de poste par jour, **n_p = 02**

$$Q_r = 436,36 \text{ t/h}$$

Calcul l'intensité de circulation par heure :

$$I_c = \frac{Q_r}{m \times t_p \times k_u} \dots \dots \dots (\text{III.38})$$

$$I_c = 2,53 \text{ camion/h}$$

Calcul le trafic journalier de la route :

$$Q'_r = Q_r \times L \times n_p \dots \dots \dots (\text{III.39})$$

$$Q'_r = 1221,808 \text{ t/Km}$$

L : Longueur de la route, **L=1.4 km** ;

Distance total parcourus par tous les camions :

$$l_{tot} = \frac{R_c}{m} (l_{ch} + l_{vide}) \times N_{ct} \dots \dots \dots (\text{III.40})$$

$$l_{tot} = 117,62 \text{ km}$$

Consommation de carburant par poste :

$$A_{car} = 0.01 \times l_{tot} \times A \times \gamma_{man} \times \gamma_{grai} \times \gamma_{hiver} \dots \dots \dots (\text{III.41})$$

A: Consommation de carburant par heure, **A= 135 litre/km** ;

γ_{man} : Consommation de carburant pendant le manœuvre **γ_{man} = 1.1** ;

γ_{grai} : Consommation de carburant pendant le graissage **γ_{grai} = 1.07** ;

γ_{hiver}: Consommation de carburant pendant hiver, **γ_{hiver} = 1.1** ;

$$A_{car} = 205,59 \text{ litre}$$

Consommation des huiles et graisse :

$$B_{g,h} = A_{car} \times K_{conso} \dots\dots\dots (III.42)$$

$$A_{car} = 14,39 \text{ litre}$$

K_{conso} = Coefficient de consommation (d'après l'expérience $K_{conso} = 0.07$).

Conclusion

A l'issue de ces calculs on a constaté que le moyen de transport qu'utilise Boukhadra est loin d'être parfait. On recommande un nombre de 4 camions de capacité de benne 34.1 m³, et 01 camion de réserve de même type et capacité.

Dans se cas la production annuelle va être atteinte, même la production industrielle va s'amélioré.

III.2.5 Optimisation le precessus de chargement et transport

D'après le travail ainsi qu'au calculs qu'on a réalisé dans ce chapitre, on a constaté que la méthode de chargement et transport dans la mine de Boukhadra est insuffisante en matière de productivité, et c'est pour cela qu'on propose de nouvelles méthodes de travail (chargement et transport) afin d'éviter le temps perdu pendant le processus de chargement et augmenter le rendement.

Notre proposition consiste à charger le minerai de fer avec une pelle de capacité de 10m³, et ajouter un quatrième camion de capacité de 34,1m³, et ainsi nous avons élaboré un schéma explicatif pour limiter le temps de chargement et de transport optimal.

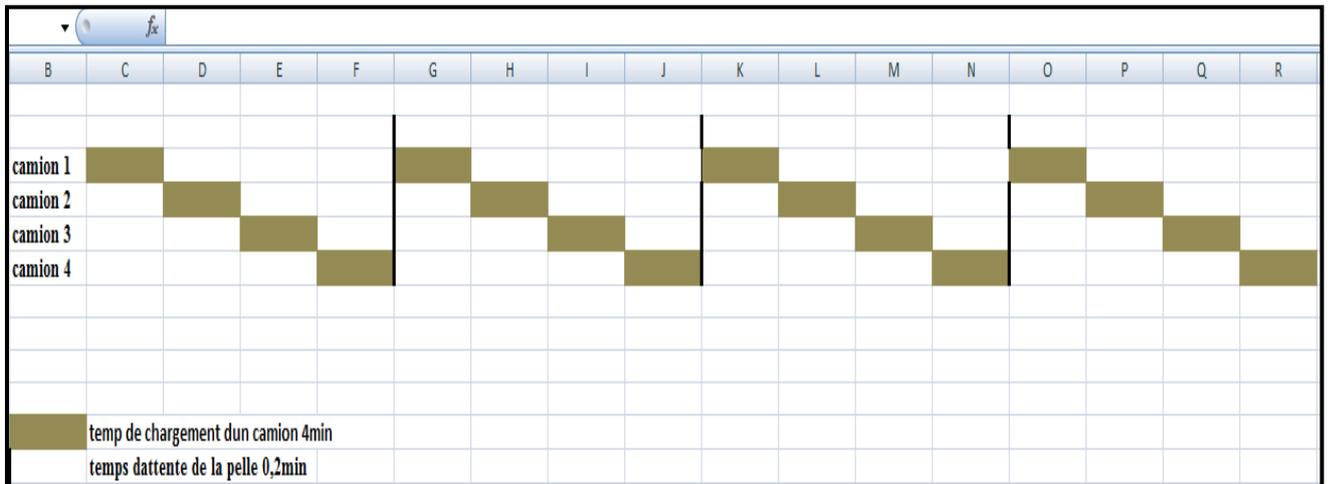


Figure III.1 : Schéma explicatif de precessus de chargement et transport proposé(excel)

Interpritation

Le schéma qu'on a élaboré est une proposition pour connaitre le temps nécessaire de transport et chargement dans la mine de Boukhadra, c'est pour ça qu'il faut charger le premier camion dans une durée de 4min avec un temps de chargement du godet en 48s, et un temps d'attente de la pelle 0,2 min et le temps de cycle de transport 13min

Et ainsi avec cette nouvelle méthode de travail, nous allons éviter le temps d'attente des camions pour charger le minerai, et augmenter la productivité.

Finalement, nous avons recalculé les paramètres de chargement et transport pour obtenir la nouvelle productivité annuelle de ces équipements.

III.2.5.1 Recalculer les paramètres essentielle pour le chargement et transport

A/ Recalculer le rendement réel d'exploitation de la pelle

Rendement par poste

Le rendement d'exploitation postier de la chargeuse est déterminé par la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times E_{rel} \times K_r \times K_u \times T_p}{T_c \times K_f} \text{ m}^3 / \text{poste} \dots\dots\dots(III.43)$$

Où :

E_{rel} : Capacité du godet de la pelle $E_{rel} = 10 \text{ m}^3$;

T_c : Le temps d'un cycle du chargement, $T_c = 48 \text{ sec}$;

K_f : Coefficient de foisonnement, $K_f = 1.6$;

K_r : Coefficient de remplissage du godet $K_r = 0.7$;

T_p : Durée d'un poste de travail, $T_p = 8 \text{ h}$;

K_u : Coefficient d'utilisation de la pelle , $K_u = 0.5$

Donc :

$$R_{ch} = 1312,5 \text{ m}^3 / \text{poste}$$

γ : la masse volumique, $\gamma = 2.67 \text{ T/m}^3$;

$$R_{ch} = 3504,37 \text{ t/poste}$$

Rendement réel de la chargeuse par jour

$$R_{ch/j} = R_{ch/p} \times 2 \dots\dots\dots(III.44)$$

$$R_{ch/j} = 7008,75 \text{ t/jour}$$

Rendement réel de la chargeuse par année

$$R_{ch/an} = R_j \times 250 \dots\dots\dots(III.45)$$

$$R_{ch/an} = 1752187,5 \text{ t/an}$$

B/ Calcul le nombre de godet dans une benne d'après le volume :[21]

$$n_v = \frac{K_l \times V_b}{V_g \times K_{rg}} \dots\dots\dots(III.46)$$

K_l : Coefficient d'irrégularité du travail de l'excavateur, $K_l = 1.2$;

V_b : Volume de la benne du camion (m^3), $V_b = 34.1 \text{ m}^3$;

V_g : Volume du godet m^3 ; $V_{g \text{ char}} = 5.4 \text{ m}^3$;

K_{rg} : Coefficient du remplissage du godet ($K_{rg} = 0.8$).

- **Pour la pelle : $n_v = 5,1$ godet**

C/ Calcul le nombre de godet dans une benne d'après la charge

$$n_c = \frac{m_{nom} \times K_f}{V_g \times K_{rg} \times \rho_p} \dots\dots\dots(III.47)$$

m_{nom} :Capacité de charge nominale du camion (t) , $m_{nom} = 50 \text{ t}$;

K_f :Coefficient de foisonnement des roches ($1.7 \div 1.9$), $K_f = 1.8$;

γ_p :Densité en place des roches égales 2.67 t/m^3 .

- **Pour la pelle ; $n_c = 4,2$ godet**

D/ Calcul le nombre de godet pour le chargement du camion :

$$n_g = \frac{n_c + n_v}{2} \dots\dots\dots(III.48)$$

n_c : Nombre de godet dans une benne d'après la charge ;

n_v : Nombre de godet dans une benne d'après le volume.

- **Pour la pelle ; $n_g \approx 5$ godet**

E/ Calcul le rendement d'un camion par poste :

$$R_c = \frac{60 \times G_c \times K_{uch} \times T_p \times K_u}{T_{par}} \dots\dots\dots(III.49)$$

k_{uch} : Coefficient d'utilisation de capacité de la charge , $k_{uch} = 0,95$

G_c : Capacité de la benne du camion 50 t

K_u : Coefficient d'utilisation de camion $0,43$

$$R_c = 753,15 \text{ t/p}$$

Calcul le rendement par jour :

$$R_{cj} = R_c \times n_p \dots\dots\dots(III.50)$$

n_p : Nombre de poste de travail, $n_p: 2 \text{ poste}$

$$R_{cj} = 1508,30 \text{ t/j}$$

Calcul le rendement annuel :

$$R_{cn} = R_{cj} \times 250 \dots\dots\dots (III.51)$$

$$R_{cn} = 377076,92 \text{ t/an}$$

F/ La productivité annuelle des camions

Nc : Nombre des camions 4

$$P_{at} = N_c * R_{cn}$$

$$P_{at} = 1508307,69 \text{ t /an}$$

Tableau III.6 : Représentation des résultats

Paramètres	La mine de Boukhadra	Résultats de l'optimisation		
Capacité de la benne du camion	34.1 (m ³)	34.1 (m ³)		
Nombre de godet dans la benne d'un camion	9	5		
Vitesse maximal de roulage	20 (Km/h)	10(Km/h)		
Nombres de camions	3 camions	4 camions		
Temps du parcours du camion	17 (min)	13 (min)		
Productivité d'un camion	R_c = 700, 15 t/p	R_c = 753, 15t/p		
Temps d'attentes des engins de chargements	0 (min)	0,2(min)		
Effort du moteur	-	39 (KN)		
Effort résistant	-	49 (KN)	43 (KN)	18(KN)

III.3 Le processus de la préparation mécanique

Le minerai extrait du massif présente une granulométrie qui ne répond pas aux exigences de transport par convoyeur, camion ou par train, c'est pour cette raison que n'importe quel type de minerai doit subir un traitement mécanique.

Le traitement mécanique consiste a la réduction des dimensions des roches abattues afin d'obtenir une granulométrie favorable au transport et aux exigences des clients.

Le minerai de fer extrait dans la mine de BOUKHADRA étant de très bonne teneur en fer ne nécessite aucune opération chimique de traitement.

Le traitement mécanique est assure par un concasseur giratoire d'une capacité de **300 t/h** dont les caractéristiques sont dans l'annexe (**voir annexe III.5**).

III.3.1 Le principe d'un concasseur giratoire

Il est semblable à celui du concasseur à mâchoires, mais il est composé d'une surface concave et d'une tête conique.

Les deux surfaces sont généralement doublées avec des pièces en acier. Le cône interne a un léger mouvement circulaire, mais ne tourne pas, le mouvement est généré par un excentrique comme avec le concasseur à mâchoires, le matériau chute entre les deux surfaces en étant progressivement écrasé jusqu'à ce qu'il soit assez petit pour tomber dans l'espace entre les deux surfaces.

Le concasseur giratoire est l'un des principaux types de concasseurs primaires dans les mines ou les usines de traitement du minerai, et sont désignés soit par leur taille, soit par l'ouverture maximale et le diamètre inférieur de la mâchoire mobile, soit par la taille de l'ouverture de réception. [11]

III.3.2 L'expédition

Le minerai concassé est acheminé par bande transporteuse, jusqu'aux trémies de chargement à la gare, sur une distance de 1 Km d'où il est évacué dans des wagons de 60 t de charge utile vers le complexe sidérurgique d'ELHADJAR (**ARCELOR MITTAL - ANNABA**).

Conclusion

La rentabilité d'une mine aujourd'hui dépend de la gestion prudente des opérations. Bien qu'un certain nombre de techniques aient actuellement résolu des problèmes importants, il existe encore plusieurs possibilités d'amélioration continue des processus.

Chargement et Transport de minerai est l'une des étapes les plus coûteuses du cycle minier, avec une moyenne de 60% du coût total de l'exploitation minière. Cependant, le travail quotidien rend certains aspects élémentaires.

Ce processus est l'un des aspects les plus importants des opérations dans la mine à ciel ouvert au Boukhadra. Cette activité nécessite de gros équipements dont le coût horaire est élevé;

La mine de Boukhadra, comme d'autres mines, est toujours à la recherche de nouvelles défis dans l'amélioration de ses processus afin d'avoir une exploitation durable avec soin pour l'environnement, améliorer la sécurité des travailleurs et la productivité de leur équipement et très élève.

L'objectif de l'entreprise est de démontrer la validité d'une méthodologie conçue pour optimiser le cycle de roulage en se concentrant sur l'identification et le contrôle des facteurs affecté les performances du temps de cycle.

Par conséquent, une productivité élevée est nécessaire avec la répartition correcte des camions et des chargeuses.

Introduction

Le fonctionnement de la mine souterraine est conçue et organisée autour des engins choisis pour le chargement et transport des matériaux .de leur choix dépend pratiquement celui des autres matériels et leur mise en œuvre.

Il faut noter la tendance actuelle des exploitations souterraines accroître considérablement les capacités du matériel des engins d'excavation et de chargement et de transport employés dans les l'exploitation sont principalement les chargeuses transporteuses, les chargements, les scrapers, les camions ...etc.

IV. Les équipements miniers utilisés dans la mine de Boukhadra (mine souterraine)

IV.1 L'équipement de chargement

IV.1.1 Choix du type de chargeuse

Le choix de type de chargement des roches abattues dépend avec des facteurs suivants :

- La nature et les propriétés des matériaux
- La production annuelle de la mine
- La méthode d'exploitation
- La méthode d'ouverture du gisement.
- Les mesures de sécurité pendant le travail [25]

IV.1.2 Analyse des processus de chargement au niveau de la mine de Boukhadra

IV.1.2.1 Productivité de la mine souterraine.

Le minerai exploité en souterraine est considéré comme étant un produit d'une teneur élevée pour ce la les travaux d'exploitation ce fait d'une manière rationnelle et avec des quantités très importante.

La production dans la mine souterraine de Boukhadra varie en fonction de la teneur en Fer.

Cette variation est prévue dans le plan d'activité de l'unité.

La production annuelle du minerai varie entre 150.000 t/an et 250.000 t/an pour différentes périodes la productivité estimée est comme suite :

Tableau IV.1 : Plan d'estimation de production de Boukhadra par Arcelor mettal, mine souterraine 11/2011. [3]

Année	Tonnage (kt)	Fe (%)	CaO (%)	SiO ₂ (%)	Rapport CaO /SiO ₂	Différence CaO-SiO ₂
2011	150	50.0	9.0	6.3	1.4	2.7
2012	150	49.7	7.9	6.6	1.2	1.3
2013	150	49.7	7.9	6.6	1.2	1.3
2014	200	52.0	5.9	3.9	1.5	2.0
2015	250	53.7	4.4	2.0	2.2	2.4
2016	250	54.2	4.3	2.2	2.0	2.1
2017	250	54.7	4.1	2.3	1.8	1.8

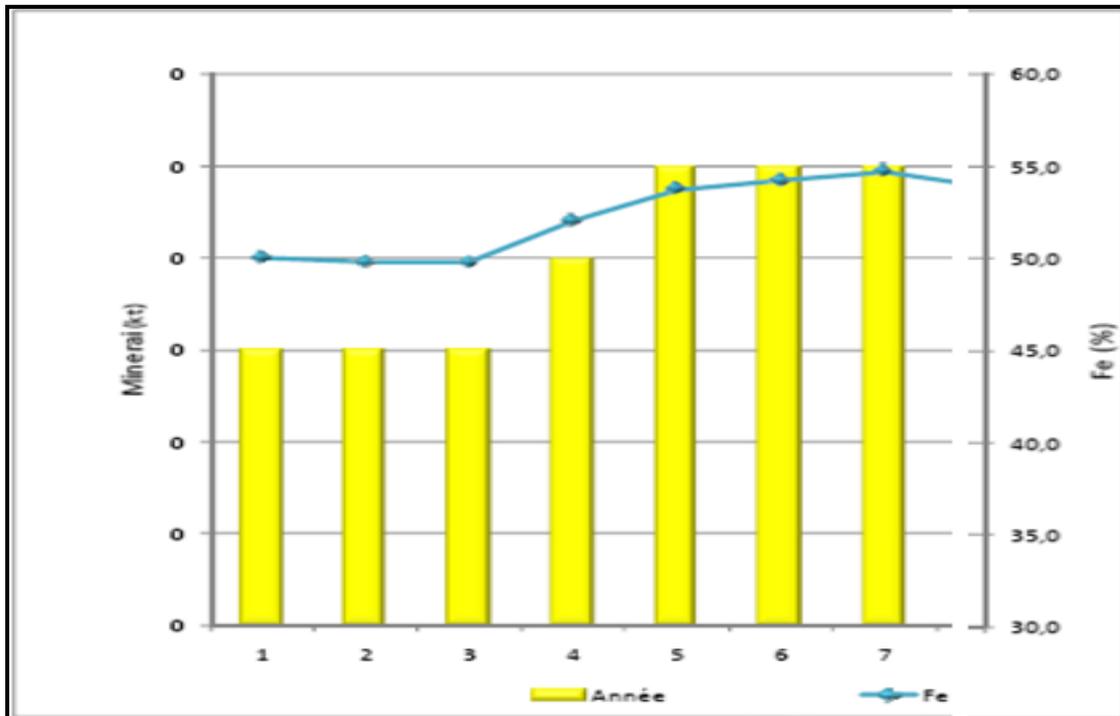


Figure IV.1 : Plan de production de Boukhadra, mine souterraine. [3]

IV.1.3 Chargement au niveau de la mine de Boukhadra

Le chargement des roches abattues constitue l'un des principaux procédés technologiques. Actuellement ; les travaux de chargement et effectués à l'aide d'une chargeuse transporteuse pneumatique avec une capacité de charge de **10,26 tonnes** et une capacité volumétrique de **3,8 m³**.

Les caractéristiques techniques sont présentées dans le tableau. (**voir annexe IV.1**)

IV.1.4 Calculs des paramètres de chargement

A / Calcul de temps de cycle moyen

La durée de cycle moyen est déterminée par la formule suivante :

$$t_c = \frac{\sum t_c}{n_c} \text{ min} \dots\dots\dots(\text{IV.1})$$

Où :

$\sum t_c$: la somme de durée des cycles de chargement **min**

$$\sum_{n} t_c = \sum_{i=1}^{i=n} t_{ci}^n = t_{c1} + t_{c2} + t_{c3} + \dots\dots\dots + t_{cn}$$

n : nombre de cycle effectué par poste de travail

Tc : Temps de cycle

$$T_c = T_{ch} + T_{al} + T_{déch} + T_r + T_{man} \dots\dots\dots (\text{IV.2})$$

Avec

T_{ch} : Temps de chargement de chargeuse sec .

T_{man} : Temps de manœuvre sec .

T_{déch} : Temps de déchargement de la chargeuse sec .

T_{al} : Durée de parcours de chargeuse chargée vers le lieu de déchargement en sec .

T_r : La durée de parcours à vide le lieu de chargement sec .

Le tableau suivant présent le chronométrage effectif de la durée des cycles de chargement :

Tableau IV.2 : Le chronométrage effectif de la durée des cycles de chargement.

Cycle	Temps de chargement $T_{ch}(s)$	Temps de parcours chargé $T_{al}(s)$	Temps de déchargement $T_{dch}(s)$	Temps de parcours vide $T_{ret}(s)$	Temps de manœuvre $T_{man}(s)$	Temps d'attente $T_{att}(min)$	Temps de cycle (min)
01	22,2	42	6.3	38	15	00	2,05
02	24.4	40,4	6,5	35,5	16	00	2,04
03	23	53	5	47	14	00	2,36
04	21	55,5	4	35,2	13,4	00	2,15
05	20.50	52	4,2	44	33	00	2,56
06	21,5	50,4	5,7	37,2	33,6	00	2,47
07	22	54,2	6	30,4	34.7	00	2,45
08	21.5	52,2	7.1	36,3	35	00	2,53
09	20.8	55	7	39,4	34,6	00	2,61
10	21,5	53,4	7.5	37,1	34	00	2,55
11	22	53,2	7.9	37	34,7	00	2,58
12	21,5	54,2	7.2	38,4	34,5	00	2,59
13	22	55,4	8	38	35	00	2,64

$$\Sigma tc = 31, 58 \text{ min s}$$

$$Tc = 31, 58 / 13$$

$$Tc = 2,42 \text{ min}$$

B / Calcul de la distance de transport dune chargeuse vers le camion

La trajectoire de la chargeuse jusqu'au point de déchargement et plus **50 m** dans la 4^{ème} phase.

C / Déterminer le temps mort durant un poste de travail «Tm»

Le temps mort pendant un cycle de travail peut être planifié ou bien non planifié.

La quantité du temps mort non planifié durant un poste de travail ont pour causes :

- L'indiscipline des ouvriers
- Les pannes du matériel soit de chargement ou bien de transport

Le temps mort non planifié «**T_{mnp}**» où :

- Temps supplémentaire de la prise «**t₁**», aller jusqu'à **30 min** ;
- Temps supplémentaire de déjeuner «**t₂**», aller jusqu'à **30 min** ;
- Arrêt du travail sans cause «**t₄**» **1h** ;

Alors

$$\mathbf{T_{mnp} = 30 + 30 + 60 = 120 \text{ min}} \dots\dots\dots \text{(IV.3)}$$

Temps mort planifié pendant un poste de travail «**T_{mp}**»:

Généralement le temps mort planifié durant un post travail représente comme suivant:

- Temps de prise de poste, **t₆=15min** ;
- Temps de pause déjeuné, **t₇=30min** ;
- Temps de remise de poste, **t₈=15 min** ;

Donc :

$$\mathbf{T_{mp} = t_6 + t_7 + t_8} \dots\dots\dots \text{(IV.4)}$$

$$\mathbf{T_{mp} = 60 \text{ min}}$$

La quantité des temps morts pendant un poste de travail est calculé par la méthode suivante

$$\mathbf{T_m = T_{mnp} + T_{mp}} \dots\dots\dots \text{(IV.5)}$$

D'où :

$$\mathbf{T_{mp}=60 \text{ min}}$$

$$\mathbf{T_{mnp}=120 \text{ min}}$$

$$\mathbf{T_m = 180 \text{ min}}$$

D / Calcul le temps de travail effectifs

$$\mathbf{T_{eff} = T_p - T_m} \dots\dots\dots \text{(IV.6)}$$

T_p : temps de poste **TP=480min**

Donc :

$$\mathbf{T_{eff} = 300 \text{ min}}$$

E / Calcule du rendement de la chargeuse

Le rendement de la chargeuse est calculé par la formule suivante

Par poste :

$$\mathbf{R_p = \frac{Q_{ch} \times (T_p - t_m)}{T_c}} \dots\dots\dots \text{(IV.7)}$$

Qch : Capacité de charge d'une chargeuse tel que :

$$Qch = \frac{Qg * Kr * \gamma}{Kf} \dots\dots\dots (IV.8)$$

Qg : La capacité du godet = **3.8 m³**;

Kr : Coefficient de remplissage du godet = **0.9** ;

Kf : Coefficient de foisonnement = **1.5** ;

γ : La densité de roche foisonnés = **2.67** ;

$$Qch = \frac{3,8 * 0,9 * 2,7}{1,5}$$

$$Qch = 6.15 \text{ tonnes}$$

$$Rp = \frac{6,15(480 - 180)}{2,42}$$

$$Rp = 762,39 \text{ t/p}$$

F / Calcul nombre des chargeuses pour une quantité planifié [19].

Le nombre des chargeuses est calculé par formule suivante :

$$Nch = \frac{Qp}{Rp} \dots\dots\dots (IV.9)$$

Qp : La quantité planifie ;

D'où :

$$Qp = 750 \text{ t/p}$$

$$Rp = 762,39 \text{ t/p}$$

Alors :

$$Nch = \frac{750}{762,39}$$

$$Nch = 1 + 1 \text{réserve} = 2 \text{chargeuses}$$

G / Calcul de nombres de cycles possibles [19].

Le nombre de cycles possibles est calculé d'après la formule suivante :

$$Np = \frac{Tp * 60 * Ku}{Tcy} \dots\dots\dots (IV.10)$$

$$Np = \frac{8 * 60 * 0,625}{2,42}$$

$$Np = 123,9 \text{ cycles on prendre } 124 \text{ cycle}$$

IV.2 Etude du processus de transport

IV.2.1 Généralités sur le transport de mine

L'objet de transport est le déplacement de la charge « soit minéraux utiles, soit roches stériles » à partir du front de travail jusqu'à lieu de déchargement (stocke , usine de traitement) pour les substances utiles, et les terrils pour les roches stériles.

Le transport est l'un des procédés les plus importants dans la mine, il représente des dépenses qui peuvent atteindre **20 à 30 %** du prix de revient total d'exploitation à la tonne.

Le transport consiste à déplacer la masse minière du font de taille vers le point de déchargement (concasseur, stock, usine de traitement).[25]

Le choix rationnel d'un équipement de transport dépend des facteurs suivants :

- Nature des roches à transporter,
- Topographie du gisement,
- Production annelle planifiée par la mine,
- Mode d'ouverture du gisement,
- Méthode d'exploitation du gisement,
- Organisation de travail de la mine,

Le transport par camion est très simple du point de vue organisation, De nos jours, on applique largement le transport par camion pour les avantages qu'il présente comparativement aux autres moyens de transport.

IV.2.3 Equipement de transport utilise dans la mine de Boukhadra

Au niveau de la mine de fer de BOUKHADRA, l'équipement de transport utilisé est le camion de type **ATLAS COPCO (MT 2000)** ;(deux camions) .

Dont les caractéristiques techniques sont présentées dans le tableau (**voir annexe IV.2**)

IV.2.4 Calculs des paramètres de transport par camion

A / Déterminer le temps de cycle d'un camion

Le tableau suivant présent le chronométrage effectif des moyens de transport utilisé :

Tableau IV.3 : Le chronométrage effectif des moyens de transport utilisé.

N°	Temps de chargement Tch (min)	Temps d'aller Tal (min)	Temps déchargement T dech(min)	Temps de retour T ret (min)	Temps d'attente T att (min)	Temps de manœuvre T man (min)	Temps cycle T c (min)
01	4	4,3	0.66	3.08	00	1.83	13,87
02	3,4	5	1.08	2.25	00	1	12,73
03	3,2	4.2	0.83	4	00	1	13,23
04	3,4	3.5	1.83	3.5	00	1	13,23
05	3,2	4.26	0.66	3.4	00	1	12,52
06	3,5	4,2	1.16	3	00	1	12,86
07	3,4	4.58	0.58	3	00	1	12,56
08	4.1	4.66	1	3	00	1	13,76
09	3,5	3.5	1	3	00	2	13
10	3.5	4.33	1.83	2.33	00	1.58	13,57
11	4.1	4.75	1.58	2	00	1	13,43
12	4.3	4.25	1	2.25	00	1	12,8
13	3,4	4.33	1.08	2.5	00	1	12,31

$$Tc \text{ moy} = 13,06 \text{ min}$$

B / Calcul de la distance de transport

La trajectoire de camion jusqu'au point de déchargement et plus **1 km** dans la 4^{ème} phase

C / Déterminer le temps mort durant un poste de travail «Tm»

Le temps mort pendant un cycle de travail peut être planifié ou bien non planifié :

La quantité du temps mort non planifié durant un poste de travail ont pour causes :

- L'indiscipline des ouvriers
- Les pannes du matériel soit de chargement ou bien de transport

Le temps mort non planifié où :

- Temps supplémentaire de la prise «t1», aller jusqu'à **30 min** ;
- Temps supplémentaire de déjeuner «t2», aller jusqu'à **30 min** ;
- Arrêt du travail sans cause «t4» **1h** ;

Alors :

$$\mathbf{T_{mnp} = 30 + 30 + 60 = 120 \text{ min}}$$

Temps mort planifié pendant un poste de travail :

Généralement le temps mort durant un post travail représente comme suivant :

- Temps de prise de poste, **t6=15min** ;
- Temps de pause déjeuné, **t7=30min** ;
- Temps de remise de poste, **t8=15 min** ;

Donc :

$$\mathbf{T_{mp} = t6 + t7 + t8}$$

$$\mathbf{T_{mp} = 60\text{min}}$$

D / Calcul de la quantité des temps morts pendant un poste de travail

La quantité des temps morts pendant un poste de travail est calculé par la méthode suivante

$$\mathbf{T_m = T_{npm} + T_{Pm}}$$

D'où:

$$\mathbf{T_{Pm} = 60\text{min}}$$

$$\mathbf{T_m = 60 + 120}$$

$$\mathbf{T_m = 180 \text{ min}}$$

E / Calcul de coefficient d'utilisation du camion par poste de travail

Le coefficient d'utilisation réel du camion donné par la formule suivante :

$$\mathbf{K_u = T_{eff} / T_p} \dots\dots\dots (IV.11)$$

Où :

T_p : durée d'un poste de travail en h , **T_p=8h=480 min**

T_m : temps –morts pendant un poste de travail en **180 min**

$$\mathbf{T_{eff} = 480 - 180}$$

$$\mathbf{T_{eff} = 300 \text{ min}}$$

Donc :

$$\mathbf{K_u = 300/480}$$

$$\mathbf{K_u = 0.625}$$

La valeur réelle du coefficient d'utilisation est égale à **62.5%**.

F / Calcul de rendement du camion par poste. [9]

Le rendement du camion par poste est calculé par la formule suivante

$$R_{nc} = \frac{c \cdot T_p \cdot K_u \cdot 60 \cdot K_g}{T_c} \dots\dots\dots (IV.12)$$

D'où

C=capacité de la benne du camion **20t** ;

T_p : temps de poste **8h** ;

K_u : coefficient d'utilisation **0.62** ;

K_g : coefficient d'utilisation de la capacité de charge d'1 charge : **0.8** ;

T_c : **13,06 min**

Alors :

$$R_{nc} = \frac{20 \cdot 8 \cdot 0,62 \cdot 60 \cdot 0,8}{13,06}$$

$$R_{nc} = \frac{4761,6}{13,06}$$

R_{nc} = 364,59 t/poste

G / Calcul le rendement annuel du camion [9].

R_{anc} = R_{nc} * n_j * n_p

D'où :

n_j= Nombre de jour ouvrable **250** ;

n_p =Nombre de poste **2 poste** ;

R_{anc} = 182297,09 t/an.

H / Calcul de nombre de camion pour une quantité planifiée [6].

Le nombre de camion est calculé par la formule suivante

$$N_c = \frac{Q_{an} \cdot K_i}{R_{anc}} \dots\dots\dots (IV.13)$$

D'où :

Q_{an}=productivité annuel **360000t/an** ;

K_i = 1.2

$$N_c = \frac{360000 \cdot 1,2}{182297,09}$$

N_c = 2,36

Donc : **N_c = 2 camions**

N_c = 2 + 1 réserve = 3 camion

I / Calcul de nombre des cycles possibles par poste [6].

Le calcul de nombre des cycles par poste est donné comme suit :

$$Np = \frac{Tp*60*Ku}{Tc} \dots\dots\dots (IV.14)$$

$$Np = \frac{8 * 60 * 0,62}{13,06}$$

Np=22,97 cycles /poste

Conclusion

Après l'étude des processus technologiques portant sur l'exploitation du gisement .Djebel Boukhadra mine souterraine et remarqué sur site le fonctionnement de l'entreprise aux moyens technologiques conséquents, il nous appartient de tirer les conclusions suivantes :

- 1- Malgré les moyens techniques dont possède la mine. la production demeure faible et insuffisante .
- 2- Les camions ATLAS COPCO (MT 2000) utilisés dans la mine n'ont pas fait l'objet d'un choix rationnel. Le camion devant être chargé à 100% du volume de la benne, est malheureusement soumis à une forte surcharge ; celle-ci aura pour conséquence de nombreuses pannes et une durée de service limitée .

Enfin, la concurrence entre les maisons de fabrication des camions et des chargeuses à l'usage minier, a le grand effet sur l'amélioration qui influe par suite sur la production des mines.

CONCLUSION GENERALE

L'Algérie recèle des potentialités minières importantes mais qui ne sont pas complètement exploitées. Ces potentialités doivent être développées afin de dynamiser l'activité industrielle et assurer une augmentation de l'emploi ainsi qu'une diversification de nos exportations, et pour atteindre cet objectif, il est nécessaire de mener les nouvelles techniques d'exploitation et surtout les équipements miniers utilisés dans nos activités minières et industriels.

Au terme de notre projet de fin d'études « l'exploitation de FER au niveau de la mine de Boukhadra et les équipements utilisés ». Nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

La rentabilité de la chaîne de production, on a étudié les rendements des équipements de foration, de chargement et de transport de point de vue d'augmentation de la production et pour assurer la bonne utilisation des engins ; dans les conditions de travail la mine et pour le suivi des opérations minières suivants sera améliorées si on prend en considération les points cités ci-dessous :

- Déterminer les facteurs géologiques et technico-économique minières pour choisir la bonne méthode d'ouverture et d'exploitation
- Calculer les paramètres essentiels d'exploitation
- Calculer les rendements et la capacité d'engins des travaux (sondeuse, chargeur, pelle et les camions)
- Déterminer les paramètres essentiels d'abattage et de tir ;
- Veiller à ce que tous les équipements soient exploités d'une façon rationnelle avec une bonne utilisation de facteur temps.

En fin pour assurer la continuité de cette chaîne de production, il faut mettre en considération la sécurité des personnes, des engins et l'environnement de la mine, Par l'application des consignes de travaux dans la mine de Boukhadra. les consignes reconnues mondialement bien entendu toutes en prenant les situations et les conditions de l'exploitation de la mine.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- [1]. A.chibka. Exploitation des gisements métallifères.OPU office des publications Universitaires.1989.
- [2]. Arcelor Mittal étude de dangers actualisation mine de Boukhadra centre national des technologies de production plus propre c.n.t.p.p 2017.
- [3].Arcelor-Mittal Ouenza et Boukhadra. Estimation de ressources et planification minière. Novembre 2011.
- [4]. Ayadi Brahim. Caractérisation et choix d'un séchera de traitement du minerai cuivre-fer de Douamis (Ouenza)(Tebessa) ,Mémoire d'ingénieur –Génie Minier gestions et valorisation des ressources minérales -2010.
- [5].Ben youcef Ali ahmed proposition d'une méthode d'exploitation à ciel ouvert pour les réserves programmées en souterrain du gisement de fer de boukhadra.
- [6].Boudiar Taki-eddine optimisation des paramètres d'exploitation de la 4eme phase de la mine souterraine de boukhadra Mémoire Master 2 en Mines. Exploitation miniere . Tebessa .2015 /2016.
- [7].Documents fournie par l'entreprise, « les plans topographiques et géologiques de la mine, la géologie de la mine ».
- [8] Donnée de l'entreprise (DED) de la mine de Boukhadra.
- [9]. Ecole des mines de DOUAI formation TIM le forage des roches. Ceficem .2010.
- [10]. Etude de projet final de gisement AIN-ZAZIA mine Boukhadra. Entreprise national du Fer et du phosphate.1992.
- [11] Fatima Benhalima contribution à l'étude de l'exploitation souterraine de Boukhadra, état actuel, perspectives, et impact sur l'environnement master option : exploitation minière 2017.
- [12]. Fredj Mohamed. Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'SILA). Mémoire Magister en Mines. Génie Minier. Annaba.2012.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

- [13]. Gadri Larbi .,étude de la déformation et de la rupture des massifs fissurés par la méthode des éléments finis « cas de la mine souterraine de Boukhadra». Thèse doctorat en science option exploitation minière Annaba 2012.
- [14].Généralité sur l'exploitation souterraine des gisement métalliques chapitre I (Cours de l'Ecole des Mines de Douai).
- [15].GHarbi.Kouider.L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier. Mémoire d'ingénieur –Génie Minier Polytechnique- 2006/2007.
- [16] Hamdaoui Abd elghani.,Contribution a la maintenance d'un chariot de forage dans les conditions souterraines de la mine de Boukhadra MERCURY LC22 D6 mémoire master 2 génie minier Electro-mécanique minière Tebessa 2015 /2016.
- [17] Hecham Belmahdi., optimisation des paramètres de chargement et transport cas de djebel onk mémoire master option : exploitation minière 2017.
- [18].K.Harmann., précis de forage des roches; DUNOD, 1971.
- [19]. Livre cours d'exploitation minière enseignés pour les étudiants de 4ème année ingénieur (mon cahier d'exploitation minière),2012.
- [20].Lounis Fatah.,Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef Batha (Tissemsilt). Mémoire d'ingénieur –Génie Minier Polytechnique- 2006/2007.
- [21].Manchar Nabil.,étude comparative de deux gisements de fer en contextes géologiques distincts .le gisement de sidi marouf (petite Kabylie ,Jijel) et de Boukhadra (monts du mellegue, Tebessa) Algérie nord orientale. Mémoire Magister en géologie Constantine 2007.
- [22]. M.Dabouz., Cours de machine des transportes par camion, TEBESSA 2004/2005.
- [23].Mekahlia Abdelkader.,Analyses et choix du transport par camion dans les mines souterraine , mémoire fin d'étude (D.U.E.A) . Tebessa .2005.
- [24].M.Fredj ., Cours de technologie d'exploitation en souterrain,master 1 semestre1,BEJAIA 2016/2017.
- [25].N.CHaabane la technologie d'exploitation minière et leur impact sur l'environnement Mémoire Master 2 en Mines. Exploitation minière .Annaba .2015 /2016.

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

[26]. O.N.E.X. : Guide technique des explosifs et accessoires de tir.

[27].Omari F-Zahra, Cours d'opération minier, Ecole des mines AL-ABAD. Tlemcen 2015.

[28].Plan d'exploitation de la mine de Boukhadra 2015.

[29]. R. Guinot Compte-rendu du STAGE NATIONAL « DESOBSTRUCTION SSF »

CAJARC (46), 23 - 26 Novembre 2006.

[30].V.Kovalenko. Exploitation des carrières ; OPU office des publications Universitaires, 1986.

LISTE DES SYMBOLES

CHAPITRE II : EXPLOITATION DE GISEMENT DE LA MINE BOUKHADRA

Symboles	Désignation	Unité
α	angle d'inclinaison du talus du bord exploitable de la découverte.	Degré
b	angle d'inclinaison du talus de gradins de stérile	Degré
ρ	Masse volumique	(kg/m ³)
T	la largeur de la piste	(m)
a	largeur de la benne du camion	(m)
V _t	volume totale de l'échantillon.	(m ³)
d	la densité de la roche	/
V	la vitesse moyenne de circulation des camions	km / h
C	largeur de la bande de sécurité	m
r	La largeur de la rigole d'évacuation d'eau	m
X	distance entre les bennes des camions,	m
A	berme de securité de chute de pierres	m
F	largeur de la chaussée de transport	m
C	largeur de la régole	m
D	la largeur des accotements	m
E	La largeur de la digue de protection	m
H _i	niveau inferieur de la demi tranchée d'accès	m
i	penne directrice de la demi tranchée d'accès	m
l _{tr}	longueur de la demi-tranchée d'accès	m
k _a	coefficient d'allangement du tracé; il dépend du type de jonction et de la forme de tracé	
V	Le volume de la demi-tranchée d'accès	m ³
S	Section de la demi tranchée d'accès	m ²
h _t	hauteur de la demi tranchée	m
V _{td}	Calcule du volume de la demi-tranchée de découpage	m ³
b	largeur de la demi-tranchée de découpage	m

LISTE DES SYMBOLES

R_b	rayon de braquage du camion	m
a	accotement du chaussé	m
hn	Hauteur du trou de la rangée précédente	m
φ	Angle moyenne du flanc de couteau	Degré
b	Distance entre les trous de mines	M
A	la largeur d'enlevure	M
w_{max}	La valeur maximale possible de résistance au de pied de gradin	M
w	la résistance au pied de gradin prévu	M
L_{pt}	La largeur de plate-forme de travail	M
X	Largeur réduite du tas de roches abattues	M
α_0	Angle d'inclinaison du talus de la demi-tranchée	Degré
q_{et}	Consommation spécifique étalon	kg /m ³
γ	Densité de la roche en place	t/m ³ .
B_a	Largeur de la bande auxiliaire destinée pour l'emplacement des engins ou installations auxiliaire	
Z	Largeur du prisme d'écroulement	M
γ	Angle du talus de liquidation naturelle	degré
β_0	Angle d'inclinaison du flanc de coteau	Degré
l_{td}	longueur de la tranchée de découpage	M
H_f	niveau superieur de la demi tranchée d'accès	M
w	Teneur en eau	(%)
H_c^{max}	La hauteur de creusement maximal de l'engin d'extraction	M
H_{gr}	Hauteur du gradin	M
L_b	la longueur du bloc	M
L_f	Longueur du front de travail	M
V_{ch}	Vitesse de déplacement des chantiers	m/jours
Q_{ch}	Rendement moyen de chargement la masse rocheuse par jour	m ³
d	La dimension maximale admissibles de blocs de roches explosées	M

LISTE DES SYMBOLES

V_c	la capacité de la benne du camion	M^3
B_{ou}	dimensions d'ouverture de la trémie de réception ou bien du concasseur	mm
E	la capacité du godet de chargeuses sur pneus	M^3
f	le coefficient de dureté	
σ_{comp}	Contrainte de compression mono axiale	kgf/cm ²
σ_t	La contrainte à la traction	kgf/cm ²
$\sigma_{dép}$	la contrainte de déplacement	kgf/cm ²
I_{des}	L'indice de destructibilité du calcaire	
A_i	L'indice acoustique qui reflète la fissuration du massif	
V_0	la vitesse longitudinale des ondes dans l'échantillon	m/s
V_m	la vitesse longitudinale des ondes dans la mssif	m/s
I_f	L'indice de forabilité du calcaire	
$q_{ét}$	la tirabilité du calcaire	gr/m ³
Q_s	Rendement planifié de la sondeuse	m ³
L_h	Rendement de la sondeuse	m/h
T_p	Durée d'un poste	h
K_u	Taux d'utilisation par poste	
N_p	Nombre de poste par an	h
P	Rendement moyen d'un mètre de sondage	m ³ /m
N_{trou}	Nombre des trous, fait par la sondeuse	trou/poste
T_f	le temps nécessaire pour faire un trou théoriquement	min
R_s	Le rendement de la sondeuse durant un poste de travail	m/poste
N_s	Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurer la production souhaitée	sondeuses
P_a	Puissance de la carrière la production souhaitée	T/an
K_r	Coefficient de réserve de la sondeuse	
N_{trou}	Rendement de la sondeuse par poste	trous/poste

LISTE DES SYMBOLES

$N_{p/j}$	Nombre de poste de travail par jour	poste
N_j	Nombre de jour de travail de la sondeuse au cours de l'année	jours
Q_{tr}	Le volume de la roche abattu par un trou	t/ trou
A_{anf}	Aptitude au travail de l'explosif principale (Anfomil)	cm^3 ,
A_{mar}	Aptitude au travail de l'explosif d'amorçages (Marmanite III)	cm^3
A_{ut}	Aptitude au travail de l'explosif.	cm^3
q_p	La consommation spécifique de projet de l'explosif	g/m^3
K_{exp}	Coefficient tenant compte de l'aptitude au travail de l'explosif étalon	
$A_{ét}$	L'aptitude étalon	cm^3
K_f	Coefficient de fissuration	
I_m	Distance moyenne entre deux fissures, pour notre cas en supposé	m
K_{df}	Coefficient qui tien compte du degré fragmentation nécessaire	m
d_m	La dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée	m
K_c	Coefficient de correction pour les roches à tirabilité difficile	
K_v	Coefficient qui tient compte de l'influence du volume avec la hauteur de gradin	
p	Charge linéaire d'explosif	kg/m
D_{tr}	Diamètre du trou	m
Δ	Densité moyenne de l'explosif	t/m^3
Δ_{anfo}	Densité de l'Anfomil	g/cm^3
Δ_{mar}	Densité de la Marmanite III	g/cm^3
m	Coefficient de rapprochement des trous	m
q	Consommation spécifique de projet de l'explosif	kg/m^3
W_s	Ligne de moindre résistance selon la sécurité technique	m
a	Distance entre les rangées de trous	m
b	Distance entre les rangées de trous	m
L_{sf}	Longueur de sous forage	m

LISTE DES SYMBOLES

Q_{ex}	Quantité d'explosif par trou de mine	kg/trou
Q_{Mar}	la quantité de Marmanite III dans le trou	kg/trou
Q_{Anf}	la quantité l'Anfomil dans le trou	kg/trou
L_{ch}	Longueurs de la charge	m
l_{Mar}	Longueurs de la Marmanite III	m
l_{Anf}	Longueurs de l'anfomil	m
l_{tb}	Longueurs totales de bourrage	m
l_b	Longueurs de bourrage de bouchon	m
V_{ab}	Le volume des roches à abattre par trou	m^3
V_{bt}	Volumes du bloc à tiré	m^3
l_{ft}	la longueur totale de trous forés	m
Q_{totex}	Quantité d'explosif par volée	Kg
τ	Durée du micro retard	milli sec
k	Coefficient qui tient compte des propriétés des roches	
symboles	Désignation	Unité
D_t	Diamètre de trous	m
M	la puissance de gite en mètre.	m
q_{exp}	Consommation spécifique d'explosif	kg/m ³
W_r	ligne de moindre résistance	m
Δ	densité de l'explosif	kg/m ³
K_{ch}	coefficient de chargement des trous profond	
m	distance relative entre les trous profonds déterminé d'après la dépendance	M
λ	Coefficient tenant compte de la diminution du volume de minerai abattu à cause de présence des trous de contour	
S	surface du front d'abattage	m^2
B	largeur du chantier d'abattage	m
H	hauteur du front d'abattage (distance entre les ouvrages d'abattage)	m
S_g	section transversale de l'excavation de forage	m^2

LISTE DES SYMBOLES

Σl_{cont}	Longueur totale des trous profonds de contour	m
b	largeur de l'excavation de forage	m
aext	Distance moyenne entre les extrémités des trous profonds en éventail	m
ach	Distance maximale entre les charges d'explosifs dans les trous profonds	m
V	Quantité du minerai à abattre en masse lors de l'abattage d'une tranche	tonnes
Q1m	la quantité de minerai abattu en masse par 1m de trou profond	t/m
Σltr	la longueur totale des trous profonds dans une tranche	m
q'	Consommation d'explosif dans un mètre de trou	(kg/m)
Ntr	le nombre de trous en éventail	trous
Q _{tot}	la charge totale d'explosif pour l'abattage d'une tranche	kg
q^*_{exp}	la consommation spécifique d'explosif précisée	kg/m^3

CHAPITRE III : CHARGEMENT ET TRANSPORT DANS LE MODE D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT

symboles	Désignation	Unité
A_{min}	largeur minimale du gradin au niveau du sol fixe	m
D	Diamètre des roues	M
R	Rayon du cercle de braquage basé sur l'extérieur du godet de l'engin	m
W_b	Largeur du remblai supérieur ou égale de diamètre des rouers	m
W_h	Hauteur du remblai ou du rail de sécurité supérieur	m
C	changement par l'arrière	m
T_c	Temps de cycle de la chargeuse	sec
T_{ch}	Durée de chargement du godet	sec
T_{mach}	Durée de parcours de chargeuse chargée vers le lieu de déchargement	sec

LISTE DES SYMBOLES

L_{ch}	La longueur de parcours de la chargeuse vers le lieu de déchargement varie	m
V_{ch}	La vitesse de parcours en charge,	Km/h
T_{dech}	Durée de déchargement du godet	sec
T_{mav}	La durée de parcours à vide le lieu de chargement	sec
L_v	La longueur de parcours à vide vers le lieu de chargement,	m
V_v	vitesse de parcours à vide	Km/h
E_{cal}	calculer la capacité de godet de la chargeuse	m^3
P_a	La production planifiée par jour	T/jour
K_f	Coefficient de foisonnement,	
γ	la masse volumique,	T/m^3
K_r	Coefficient de remplissage du godet,	
T	Durée d'un poste de travail	h
K_u	Coefficient d'utilisation de la chargeuse	
$T_{m,p}$	Temps morts planifiés	min
T_{eff}	Temps effectif de chargement	min
T_{mort}	Temps mort planifié et non planifié pendant un poste de travail	min
R_{ch}	Le rendement d'exploitation postier de la chargeuse	$m^3/poste$
N_{ch}	Le nombre des chargeuses nécessaire pour réaliser le chargement de minerai	chargeuse
$R_{ch/an}^{réel}$	Rendement d'exploitation de la chargeuse réel par année	m^3/an
K_{res}	Coefficient de réserve	
R_{pelle}	Le rendement d'exploitation postier de la pelle	$m^3/poste$
n_v	le nombre de godet dans une benne d'après le volume	
V_b	Volume de la benne du camion	m^3
V_g	Volume du godet	m^3
K_{rg}	Coefficient du remplissage du godet	

LISTE DES SYMBOLES

n_c	le nombre de godet dans une benne d'après la charge	
m_{nom}	Capacité de charge nominale du camion	t
n_g	le nombre de godet pour le chargement du camion	godet
n_v	Nombre de godet dans une benne d'après le volume	godet
K_{uch}	le coefficient d'utilisation de capacité de la charge	
K_{uv}	le coefficient d'utilisation de la capacité du volume	
T_{par}	la durée de parcours du camion	min
t_{ch}	Durée de chargement	min
t_{dch}	Durée de déchargement,	min
t_m	Durée de trajet en chargée	min
t_{dv}	Durée de trajet à vide	min
Q_p	productivité d'exploitation du camion	
V_{cr}	la vitesse critique d'après le dérapage dans les virages	m/sec
G	Accélération de la pesanteur	m/s ²
Ψ	Coefficient d'adhérence transversale	
i_t	Transversale de la route dans le virage	
R_c	le rendement du camion par poste	t/poste
N_c	le nombre de camion	camion
Q_r	trafic de la route	t/h
$t_{p.v}$	Durée de poste purement de travail	h
I_c	l'intensité de circulation	
A_{car}	Consommation de carburant par poste	litre
γ_{man}	Consommation de carburant pendant le manœuvre	litre/km
γ_{grai}	Consommation de carburant pendant le graissage	litre/km
γ_{hiver}	Consommation de carburant pendant hiver	litre/km
$B_{g,h}$	Consommation des huiles et graisse	litre/km

LISTE DES SYMBOLES

K_{conso}	coefficient de consommation	
--------------------	-----------------------------	--

**CHAPITRE IV : CHARGEMENT ET TRANSPORT DANS LE MODE
D'EXPLOITATION SOUTERRAINE**

Symboles	Désignation	Unité
R_p	Le rendement de la chargeuse	t/h
Qch	Capacité de charge d'une chargeuse	tonnes
γ	La densité de roche foisonnés	T /M ³
tpr	temps des opérations préparatoires et finales	min
tpn	temps des opérations règlementaires	min
tb :	temps des opérations auxiliaires n'ayant pas lieu avec le cycle de chargement et de transport	min
tpb	temps d'arrêt technique	min
tpp	arrêt non prévu du temps	min
N_p	Le nombre de cycles possibles	cycle
K _i	coefficient d'irrégularité	
K _c	coefficient tenant compte de la capacité de charge de la chargeuse	
C _c	capacité de charge de chargeuse	M ³
A	la largeur de la galerie principale du niveau 1105	m
N	largeur du passage du personnel	m
M	distance entre le matériel roulant et soutènement	m
h _p	la hauteur du matériel roulant	m
h _v	la hauteur entre la voute et le toit de la chargeuse	m
h _g	la hauteur de la galerie	m
K _g	coefficient d'utilisation de la capacité de charge d'1 charge	
N _j	nombre de jour ouvrable	Jour

[Annexe II. 1]

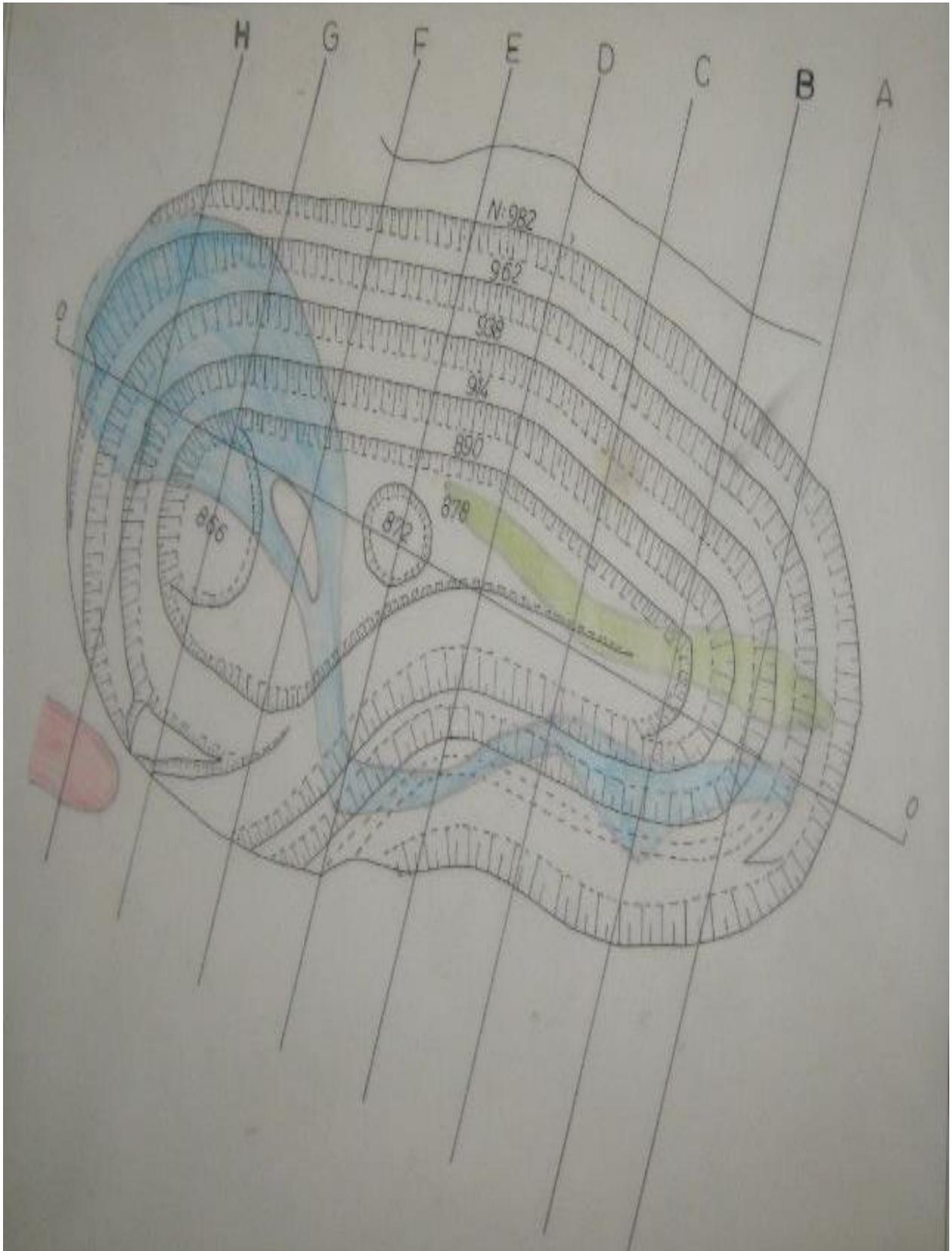


Figure : Conteur final et les corps principal du carrier AIN ZEZIA.

[Annexe II.2]**Tableau** : Caractéristiques physiques et mécaniques de quelques roches stériles et du minéral.

Caractéristiques Roches	Masse volumique (g/cm ³)	Dureté	Cohésion (bars)	Angle de frottement interne (°)	R _c moyenne (Mpa)
Marnes jaunes	2.2	3	0.33	23	20
Marnes minéralisées	2.4	-	2.6	40	
Marnes grises	2.2	4	-	-	
Grès	2.3	4	-	-	
Calcaires	2.6	7	-	50	
Dolomite	2.85	3	-	-	
Marnes bariolées	1.95	-	0.3	19	
Minéral	2.7	5	-	45	78.4

[Annexe II. 3]**Tableau:** Caractéristiques techniques de la sondeuse INGERSOLL- RAND

Moteur diesel, puissances à 2000tr/ min	328 kW
Plage de température en fonctionnement	-25° à+50°C
Vitesse maxi de déplacement	3,4 km/ h
Force de traction	120 KN
Pression au sol, moyenne	0.107 Mpa
Marche à vide (1500 tr/min	113 dB (A)
Vitesse de rotation maxi (2000tr/min)	118 dB (A)
Poids	20000kg
Capacité	2*12 V /185 Ah
Largeur	2490 mm
Longueur	11250 mm
Hauteur de transport	3995 mm
Rotative hydraulique type du marteau DHR 48H-45	4250 N.m
Couple de rotation	30 tours/min
Vitesse de rotation	80 tours/min
Photo	

[Annexe II. 4]**Tableau:** caractéristiques techniques de chariot de forage TAMROCK MERCURY (LC22 D6).

Marque	MERCURY (LC22 D6)
Moteur	Diesel (cat 3196 ATAAC)
Type de compresseur	XRV9
Préssion de travail maximal	25 bars
Diamètre du trou	65 mm
Direction de forage	Incliné
Vitesse de rotation	30÷80 tr / min
Vitesse de déplacement	3,4 km/h
Angle de forage	60°÷90°
Poussée maximal	40 kn
Force de traction	14729 kgf
Type de mécanisme de translation	Sur pneu
Profondeur maximal de forage	12 m
Longueur de la tige	1,2 m
Nombre des tiges	10
Largeur	2290 mm
Longueur	8250 mm
Hauteur	2995 mm
Poids	19900 kg

Photo



[Annexe II.5]**Tableau :** Représentation des caractéristiques de l'explosif TEMEX.

Gamme d'explosifs	TEMEX 1	TEMEX 2
Densité d'encartouche(g/m ³)	1.22	1.22
Vitesse de détonation	4500-5500	4500-5500
Essais au bloc de plomb (TRAUZIL) 10 g/cm ³	≥320	≥360
Puissance RWS sur mortier balistique(%)	/	/
Coefficient d'utilisation pratique (%)	/	/
Coefficient de self excitation (mm)	50-80	40-80
Ecrasement selon méthode de KAST (mm)	/	/
Résistance à l'eau	Très bonne	Très bonne
photo		

[Annexe II. 6]

Tableau : Spécifications de cordeau détonant R 2016.

Diameter(mm)	MILACORD 1	ONACORD	MILACORD 2
Poids de penthrite(g)	12	20	40
Diameter du cordeau(mm)	5.3	6.9	9
Vitesse de detonation (m/s)	6500	6500	6500
Résistance à la rupture (kg /24h)	40	40	40
Stockage à froid	+50°C/4h	+50°C/4h	+50°C/4h
Transmission de détonation /nœud	+20°C/4h	+20°C/4h	+20°C/4h
test au choc	bon	bon	bon
Test de sécurité	bon	bon	bon
Etanchéité après 24 heures	Bon détonation	Bon détonation	Bon détonation
Test d'amorçage	positif	positif	positif
photo			

[Annexe III. 1]

Tableau : Caractéristiques techniques de la pelle hydraulique sur chenilles KOMAT'SU 413

Paramètre	Valeur	Unité
Type KOMAT'SU 413	/	/
Vitesse déplacement arrière	32.7	km/h
Puissance du moteur	390	Kw
Dimensions des outils(L.l.h)	11, 40, 3,685, 3,685	M
Vitesse de rotation	5,9	Tr /mn
Capacité du godet	10	M ³
Poids opérationnel	90,390	T
Poids du godet	8,458	T
Hauteur de déversement max	5,165	M
Rayon de braquage	8,225	M
Photo		

[Annexe III. 2]

Tableau : Caractéristiques techniques de la chargeuse Caterpillar type 988F.

Paramètre	Valeur	Unité
Capacité de godet	5	m ³
Vitesse	10	km/h
Puissance du moteur	320	Cv, Kw
Dimensions des outils(L.l.h)	10,73.3,77.4,15	M
Poids en service	44	T
Pneumatiques standard	35/65-33	/
Hauteur de déversement max	3,99	M
Cercle rayon	7,87	M
Capacité de réservoirs	659	L
Photo		

[Annexe III. 3]

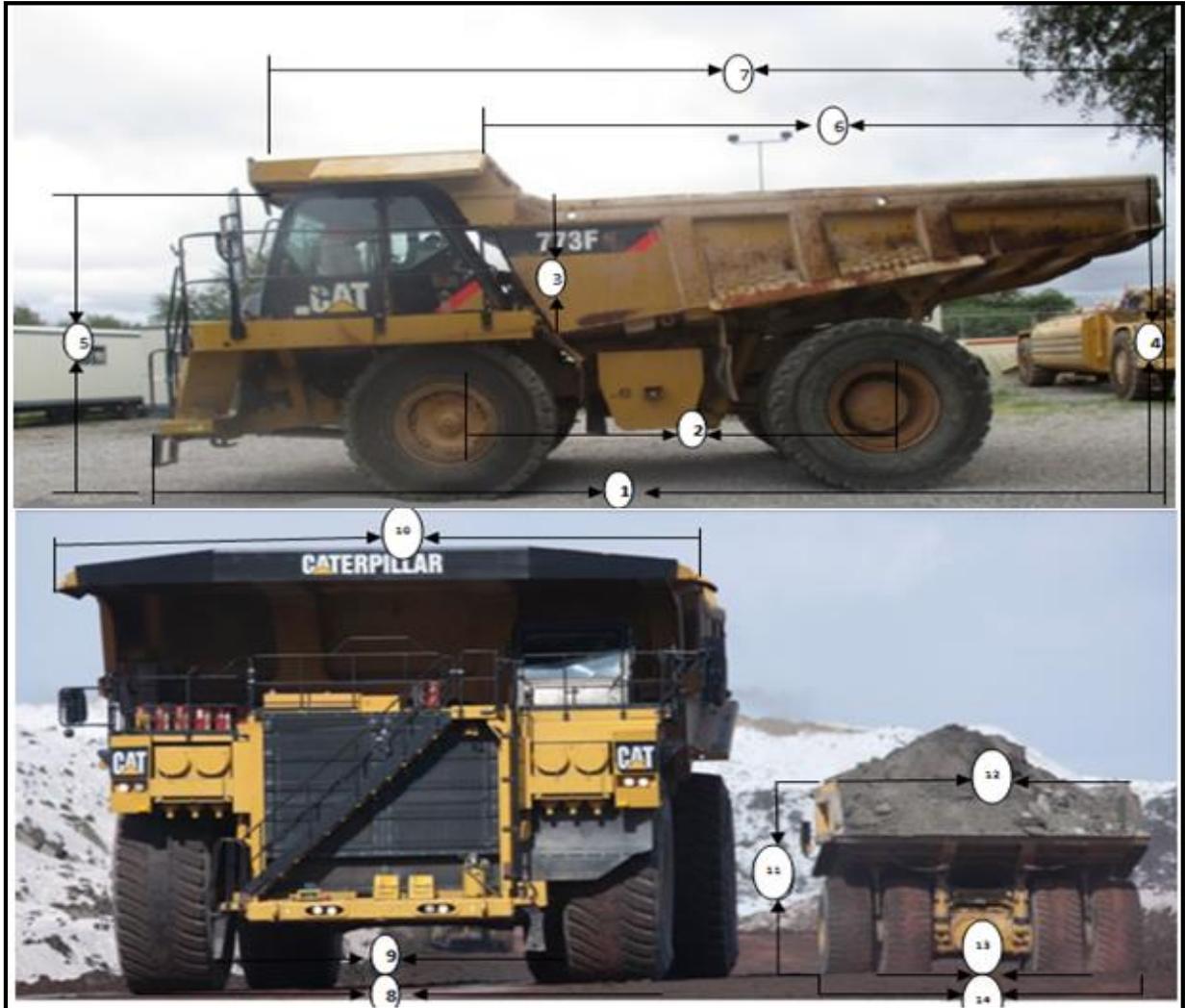
Tableau : Caractéristiques techniques et géométriques du camion CATERPILLAR 773F

N°	Caractéristiques techniques	valeurs	Unités
01	Marque : CATERPILLAR 773F	3	camion
02	Puissance du moteur (Diesel)	691	ch
03	Le poids net (à vide)	40.188	T
04	Charge utile max	50	T
05	Capacité de la benne du camion	34.1	m ³
06	Vitesse de translation maxi « avant »	65.08	Km/h
07	Rayon de braquage du camion	11	m
08	La largeur du camion	6	m
09	La longueur du camion	09,96	m
10	La hauteur du camion	04,38	m

photo	
-------	--

[Annexe III. 4]

Figure : Caractéristique géométrique du camion CATERPILLARD 773F. [3]



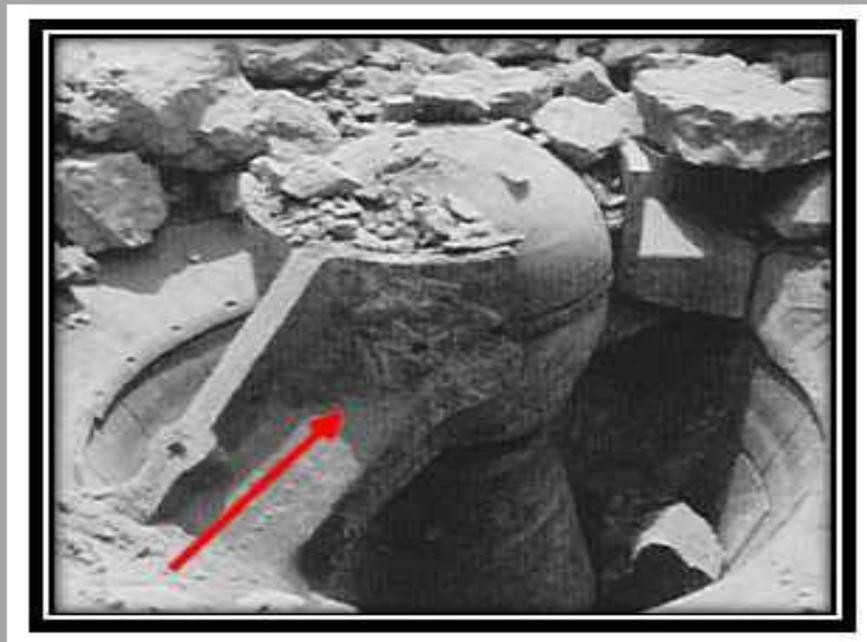
- 1 : Longueur hors tout ;
- 2 : Empattement ;
- 3 : Profondeur intérieure de la benne, maximale ;
- 4 : Hauteur de chargement, à vide ;
- 5 : Hauteur au sommet du cadre de protection en cas de retournement (ROPS), à vide ;
- 6 : Longueur intérieure de la benne ;
- 7 : Longueur hors tout de la benne ;
- 8 : Largeur extérieure des pneus avant ;
- 9 : Largeur à l'axe central des pneus avant ;
- 10 : Largeur extérieure de la benne ;
- 11 : Hauteur à l'avant du toit de benne, à vide ;
- 12 : Largeur intérieure de la benne ;
- 13 : Largeur à l'axe central des pneus jumelés arrière ;
- 14 : Largeur hors tout des pneus ;

[Annexe III. 5]

Tableau : les caractéristiques du concasseur giratoire (a cône)

Marque de concasseur	Giratoire MAC CULLY
Type de concasseur	PM 13519 / 36
Puissance	125 KW
Année de mise en exploitation	1931
Source d'énergie	Electrique
Granulométrie	250 a 300 mm
Grosueur max des morceaux	1000 mm
Productivité du concasseur	300 t / h

Photo



[Annexe IV. 1]

Tableau : Caractéristiques techniques du chargeuse ATLAS COPCO (ST1020)

Nom du moteur	DIESEL	QSL9C250.EPATier/EU stage
Force du moteur	250	chevaux
Poids de la machine	27200	kg
Capacité du godet	10000	kg
Volume du godet	3.8	M ³
Vitesse vide	12	Km/h
Vitesse chargé	8	Km/h
Rayon de braquage intérieur	6670	mm
Rayon de braquage extérieur	3430	mm
photo		

[Annexe IV. 2]

Tableau : Quelques caractéristiques techniques de camion. [26]

N°	Caractéristiques techniques	Valeurs	unités
01	Marque ATLAS COPCOMT2000	2	Camion
02	Puissance du moteur (diésel)	300	Ch
03	Poids net vide	20500	kg
04	Capacité de la benne	2000	kg
05	Rayon de braquage intérieur	4637	mm
06	Rayon de braquage extérieur	7489	mm
07	Largeur du camion	3366	mm
08	Longueur du camion	9204	mm
09	La hauteur du camion	2425	mm
10	Vitesse maximal	24	Km/h
Photo			

RESUME :

A la fin de notre cycle d'études en 2^{ème} année master option exploitation minière dans le département génie des mines en vue de l'obtention d'un diplôme master 2, notre mémoire est constitué en trois parties essentielles à savoir :

- ❖ Partie géologie qui consiste de donner un aperçu général sur les conditions générales en géologie de la région étudiée de djebel Boukhadra (W.Tebessa)
- ❖ Partie minière qui donne les différentes opérations d'exploitation qui sont mode d'ouverture, méthode d'exploitation, travaux de tir et de forage, **chargement** et **transport**, mise a terril et sécurité.
- ❖ Partie pratique qui est basé sur l'expérimentation in situ (chronométrage) des temps de cycles des équipements de **chargements** et de **transports** dans le but d'avoir une variante optimale .

Mots clés : fer , chronométrage, chargement, transport, tir, rendement

خلاصة :

في نهاية المرحلة الدراسية لسنة الثانية ماستر تخصص استغلال المناجم قسم هندسة المناجم ومن اجل نيل

شهادة ماستر 2 اجرينا مذكرة تخرج والتي تنقسم الى ثلاثة اجزاء رئيسية مبينة كالتالي

- ❖ جزء الجيولوجيا نقدم فيه نظرة عامة وشاملة على المكونات والخصائص الجيولوجية لمنطقة جبل بوخضرة
- ❖ جزء المناجم والذي نتطرق من خلاله الى مختلف طرق الاستغلال والأعمال المنجمية التي تجرى في منجم الحديد من حفر وتفجير والشحن والنقل ثم الامن
- ❖ الجزء الخاص وهو الجزء الرئيسي بحيث تتجسد فيه كل الحسابات والقياسات لدورات عمليتا الشحن والنقل لهدف

الحصول على نتائج مثالية

الكلمات المفتاحية: حديد، شحن، نقل، تفجير، قياس، مردود

ABSTRACT :

At the end of our 2nd year Master's degree in Mining in the mining engineering department with a view to obtaining a master degree 2, our memory consists of three essential parts namely:

- ❖ Geology part consisting of giving a general overview of the conditions general Geology of the studied region of Jebel Boukhadra (W.Tebessa)
- ❖ Mineral part that gives the different operations that are mode logging, method of operation, firing and drilling, **loading** and **transportation**, bunkering and security.
- ❖ Practical part that is based on in situ experimentation (timing) of cycle times of **loading** and **transport** equipment in order to have an optimal variant.

Keywords: iron, timekeeping, loading, transportation, shot, yield