الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique Et Populaire
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي – تبسة
Université Echahid Cheikh Larbi Tébessi – Tébessa
معـــــــهد المـــناجم
Institut des Mines
قسم المناجم و الجيوتكنولوجيا
Département Mines Et Géotechnologie

MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention du diplôme de Master

Filière : Génie minier

Option : Exploitation minière

INFLUENCE DU TIR SUR LA STABILITE DES TALUS DES GRADINS. CAS DE BOUKHADRA

Par

- **HAOUAM Chifa**
- **MOKRANI Nour Hane**

Devant le jury:

Dr Nouioua Ismail	**Président**	**Prof**	**Université Echahid Cheikh Larbi Tébessi – Tébessa**
Dr Derbal Chemseddine	**Encadreur**	**MCB**	**Université Echahid Cheikh Larbi Tébessi – Tébessa**
Mr Debbouz Mokhtar	**Examinateur**	MAA	**Université Echahid Cheikh Larbi Tébessi – Tébessa**

Année universitaire: 2024/2025

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'Enseignement Supérieur
et de la Recherche Scientifique
Université Larbi Tebessi – Tébessa
Institut des Mines
Département mines et géotechnologie

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي
جامعة العربي التبسي – تبسة
معهد المناجم
قسم المناجم و الجيوتكنولوجيا

Année universitaire : 2024/2025Tébessa le :

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms des étudiants :

1- Houam Chifa
2- Mokrani Nour Hane
3-

Niveau : Master Option : Exploitation minière

Thème : Influence du tir sur la stabilité des talus des gradins. Cas de Boukhadra.

Nom et prénom de l'encadreur :

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Partie géologique	Dr DERBAL.Ch
Partie minière	
Partie spéciale	
Partie économique	
Partie sécurité	
Partie électrification	

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي – تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة)..... حـــواء بتقـاء..... الصفة: طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : ..طالبة.....

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم : 11002037~~00~~97~~00~~4 و الصادرة بتاريخ 2024.12.15

المسجل بمعهد .....الصناجم..... قسم المناجم و البيئة تقني.....

و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

Influence du Tir Sur la Stabilité des Talus des gradins. Cas du minerai de Fer de Boukhadra.....

أصرح بشرفي أني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 2025/06/05

إمضاء المعني (ة)

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

مؤسسة التعليم العالي : جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي – تبسة

تصريح شرفي
خاص بالالتزام بقواعد النزاهة العلمية لانجاز بحث

أنا الممضي أدناه،

السيد (ة)..... مختاري نوال ..الصفة: طالب، أستاذ باحث، باحث دائم : ..طالبة.....

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية رقم :11**10369003910**01 و الصادرة بتاريخ ..29 سبتمبر 2024..

المسجل بمعهد .....الصناعة..... قسم...الكتابة والتحرير تقني...

و المكلف بانجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها :

Influence du Tir sur la Stabilité des Talus des gradins. Cas du minerai de Fer de Boukhadra.

أصرح بشرفي أني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية و المنهجية و معايير الأخلاقيات المهنية و النزاهة الأكاديمية المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 2025/06/05

إمضاء المعني (ة)

MOKRANI

Remerciements

Au nom de Dieu, le clément, le miséricordieux.

Je remercie tout d'abord, **ALLAH** pour m'avoir donné la santé afin d'achever ce travail.

Je tiens à remercier :

Dr **DERBAL Chemseddine**, mon encadreur qui a accepté d'encadrer ce travail, Je le remercie 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. C'est un enseignant de très très haute compétence.

Un remercîment particulier à Mr le Professeur **NOUIOUA Ismail** pour avoir accepté de présider notre travail et Mr **Debbouz Mokhtar**, doyen de nos enseignants, pour avoir également accepté d'examiner ce même travail.

Mes remerciements vont également à tous les courtois enseignants du département des mines et géotechnologie.

Je remercie également tous les responsables de l'entreprise minière de **BOUKHADRA.**

Enfin mes remerciements vont à mes collègues mineurs et en particuliers à ceux de ma promotion.

Chifa Haouam

Remerciements

Nous tenons tout d’abord à aaremercier Dieu qui nous a donné la force et la patience d’accomplir ce travail d'initiation à la recherche.

Nous exprimons tous nos remerciements :

A notre encadreur Dr. Derbal Chemseddine, pour ses intelligentes orientations, son aide, ses conseils nés d'une longue expérience et sa confiance en nous. C'est le top niveau avec lui.

A Messieurs les membres de jury : Mr. Debbouze Mokhtar et l'éminent Professeur Nouioua Ismail pour avoir accepté de critiquer notre humble travail.

Remerciements à tous les responsables et les travailleurs de la mine de Boukhadra pour leur aide, accueil et conseils.

Nour Hane Mokrani



Dédicace

Tout d'abord je tiens à remercier Dieu, le Tout Puissant et ma très chère mère ***Nassira*** **", Qu'Allah la guérisse"** pour m'avoir permis d'arriver à un tel stade d'éducation et qui m'a donné l'énergie nécessaire pour pouvoir achever mes études.

Je dédie ce modeste travail à ceux qui sont toujours présents dans mon cœur.

A toute la famille **" HAOUAM"**

Mon Père ***Saïd***, «**Allah yarhmou** ». Je ne peux plus l'appeler, le voir, mais je peux penser à lui. C'est la seule chose que je peux faire parce qu'il est mort, mais je prie Dieu d'avoir pitié de lui et de lui ouvrir les voies de son vaste paradis.

A ma soeur **«Souhaila».**

A ma petite nièce **«Assinat (sona) ».**

A mes amies **« Amira ; Hanane ; Rima ; Fadda ; Khouloud ; Amel ; Chouaib ; Houssem** ».

A tous mes collègues et mes amis sans exception. A la promotion de

(2025).

A tous ceux que j'ai côtoyé au cours de mes études, profs et étudiants.

الحمدلله اولا واخرا

وما توفيقي الا بالله

بفضله تعالى اتممت مناقشة مذكرة التخرج للحصول على شهادة الماستر في هندسة المناجم

اهداء تخرجي

الى من احمل اسمه بكل فخر الى صاحب الهيبة والوقار الى من اشتعل رأسه شيبا في سبيل رعايتي إلى ابي الغالي دمت تاج فوق رأسي اعتز به

إلى من كان دعاؤها سر نجاحي ، إلى من حاكت سعادتي بخيوط منسُوجة من قلبها . . إلَى أُمِّي الغَالِية اطال الله عمرك

انا اليوم هنا بفضلكما

الى سندي و اتكائي وقوتي وضلعي الثابت اخوتي نسرين، اسلام، الياس، صفا، حسنة، محمد، اسراء

الى حبايب قلبي وقطعة من روحي انس، عبد الرؤوف، فرات، إيلين

♡ .. الى رفيقة الروح و الجزء الجميل من حياتي لطوفتي

الى صديقاتي حبيباتي الى من عشت معهم اجمل ايام الثانوية هم ليسو كأي احد انما حبيباتي ثم صديقاتي ثم اخواتي ثم الحياة شافية و اشواق

الى من لا اعرف كيف بدأت قصتنا الى اجمل ما اعطتني الحياة الى من كانو لي مثالا للصحبة الصالحة دمتم لي صحبة الدنيا و الجنة فوفا،رباب، سوسا، وئام، اية وفاء، اميرة، رحمة، خلود، زينوبة، شيماء

وعندما يتحدثون عن الحب سأقول "جندع

دمتم لي شيئا لاينتهي وليس له نهاية

Nour Hane MOKRANI

SOMMAIRE

Remerciements

Dédicaces

Sommaire

Liste des tableaux

Liste des figures

Résumé

Introduction générale.....1

Chapitre I : Présentation générale de la mine de Boukhadra

1. Géologie du gisement de Boukhadra…….....2

1.1. Situation géographique de la mine ……...…2

1.2. Géologie du gisement de Boukhadra ……...2

1.2.1 Condition géologiques du massif de Boukhadra ……...2

1.2.1 .1 Lithostratigraphie ……..2

1.2.1 .2 Le Trias……...3

1.2.1 .3 L'Aptien…….3

1.2.1 .4 Le Clansayésien……..3

1.2.1 .5 L'Albien……..3

1.2.1 .6 Le Vraconien……..4

1.2.1 .7 Le Cénomanien……...4

1.2.1 .8 Le Turonien…….4

1.2.1.9 Le Sénonien….....4

1.2.1.10 Le Miocène……4

1.2.1 .11 Le Tertiaire……....5

1.2.1 .12 Le Quaternaire……..5

SOMMAIRE

1.2.2 Les calcaires de Boukhadra……6

1.2.3 Tectonique du massif de Boukhadra……...……7

1.2.4. Morphologie du gisement et réserves globales de la mine ……...……8

2. Historique géologique et minière……....10

2.1. Tectonique……...……11

2.2. Géomorphologie……11

2.3. Hydrogéologie…..11

2.4. Hydrologie……11

2.5. Les travaux de prospection dans la zone…….11

2.6 Caractéristiques de la minéralisation....……...……12

2.7 Caractéristiques du gisement de Boukhadra……13

2.8 Les roches encaissantes……13

3. Régime de travail de la mine de Boukhadra……..15

3.1. Organisation de travail ……...15

3.2. Production en minerai……16

3.3. Paramètres d'exploitation……..17

3.4. Durée de vie de la mine……..…17

Chapitre II : Analyse critique des processus d'exploitation

II.1. Mode d'ouverture…….18

II.1.Classification des tranchées principales ou d'accès ……...18

II.2.Les modes d'ouverture appliqués aux mines à ciel ouvert……..19

II.2.1.L'ouverture du gisement au niveau de la mine de Boukhara……...20

II.3.Méthode d'exploitation du gisement de Boukhadra……...……25

II.3.1.Choix de la méthode d'exploitation…….26

SOMMAIRE

II.3.2.Les paramètres de la méthode d'exploitation……...26

II.4.Le forage…….30

II.4.1.Généralités ……...30

1.1 Choix du mode de forage ……...30

1.2 Procédure de choix de la machine de forage……...30

1.3 Choix du type de la sondeuse……..34

2. Productivité de la sondeuse utilisée au niveau de la mine de Boukhadra……..…36

II.4.3.Travaux de tir ……..37

2 Caractéristiques des explosifs ……..….39

2-1 Capacité de travail……...39

2-2 Puissance……..…39

2-3 Vitesse de détonation ……40

2-4 Résistances à l'humidité et à l'eau …….40

2-5 Résistances à la chaleur et au froid……..41

2-6 Etat physique et mode de présentation……....41

2-7 Fumées ou gaz dégagés par la détonation……..…42

3 Effet d'une explosion……..42

4 Choix des explosifs selon les caractéristiques de la masse rocheuse…….44

5 Sens d'amorçage : (Direction de propagation de l'onde explosive)……..44

6 Disposition des trous et ordre de tiration de l'onde ……45

7 Abattage des roches à l'explosif…….46

7. 1.1 Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir ……..46

7.1.2 Les exigences technologiques des travaux d'abattage au niveau de la mine de Boukhadra ……47

7.2 Grandes options de l'abattage à l'explosif…….48

SOMMAIRE

7.2.1 Coefficient/taux de remplissage (qualité de chargement des trous)……..48

7.2-2 Argumentations du diamètre rationnel des trous……...…49

7.2.3-Inclinaison des trous……..…..50

7.2-4 Distance C……50

7.2-5 Emploi des micro-retards (Relaisretardateurs)…….51

7.2-6 Consommation spécifique de l'explosif……...52

8.1. Résistances des roches à la compression (δcomp), au déplacement (δdép) et à la traction (δtr) ……...53

8.2. Du nombres de surface libres……....53

8.3- Degré de fragmentation (n) ……....54

8.4 Masse volumique dans la roche (γ) ……....55

8.5 Consommation spécifique étalon……56

8. 6 Structure des charges de sondage……58

8.7 Usage de l'explosif……...58

II.4.3.2. Calcul du plan de tir pour les conditions de la mine de Boukhadra……60

II.5.1 .Le chargement……70

II.5 .2 Cinématique des chargeuses……...73

II.5.3 Productivité des chargeuses utilisées au niveau de la mine de Boukhadra……..73

3.1 Productivité de la chargeuse dans le minerai…….…..75

3.1.2 Rendement d'exploitation par poste……76

3.1.3 Rendement journalier…….76

3.1.4 Rendement annuel de la chargeuse……76

3.2.Productivité de la chargeuse dans les stériles……..76

3.4.Nombre de chargeuses nécessaires pour assurer la production annuelle planifiée (minerai + stériles)……...78

II.6.Le transport ……79

SOMMAIRE

1-Généralités sur le transport dans les mines à ciel ouvert ……..79

1.1-Transport par camions…….79

2-Le transport dans la mine de Boukhadra……80

3-Productivité des camions utilisés au niveau de la mine de Boukhadra……..…81

3.1-Productivité du camion Caterpillar775G (transport de minerai)…….83

3.1.1 Rendement théorique……..…84

3.1 .2 Rendement technique……...…84

3.1.3 Rendement d'exploitation……..84

3.1.4 Rendement journalier…….84

3.1.5 Rendement annuel……..84

3.1.6 Le nombre des camions par chargeuse……...…85

3.1.7 Le nombre total de camions…...……...85

4. Calcul de la berne de transport……..85

Conclusion……..…86

Chapitre III : Influence des principales propriétés d'explosif dans la stabilisation des talus des gradins

3.1 Introduction…….……87

3.2 Elements de base du calcul……;;;;;……87

3.3 Principaux facteurs techniques d'exploitation influençant la stabilité des talus……87 3

a) La hauteur du gradin……...……..…88

b) La nature des terrains…….88

c) L'eau souterraine……...88

d) Les phases et les méthodes d'exploitation…….88

e) La géométrie……..88

SOMMAIRE

3.4 Les déformations des talus à ciel ouvert……..……89

3.4.1 Les glissements……..…….89

A. Glissements plans (translatifs)……..……89

B. Glissements rotationnels (circulaire)……....89

a) Glissement rotationnel simple……...……89

b) Glissement rotationnel complexe (emboîté)…….90

3.4.2 Les coulées boueuses……...90

3.4.3 Les affaissements……T: ……90

3.4.4 Le fluage……..…….91

3. 5 Calcul de stabilité…..…….……91

3.6 Coefficient de sécurité…….……...…92

3.6.1.Définition…….……92

a) Cas des ruptures planes(glissements plans)……...92

b) Cas des ruptures circulaires (glissements circulaires)……...93

c) Cas des ruptures quelconques (glissements non circulaires)……94

3.6.2 Principales causes de glissements……94

3.6.3 Choix la valeur du coefficient de sécurité dans le calcul de stabilité…….…..95

3.6.4 Choix du type de méthode de calcul……95

3.6.5 Méthodes de calcul de stabilité des talus (Méthode d'équilibre limite)……..96

3.7 Les facteurs qui influent sur la stabilité.....97

a) Prédispositions…….97

b)Facteurs préparatoires et déclenchants (causes directes)…….98

3.8 :Caractéristiques et les propriétés de l'explosif qui influe sur la stabilité des talus des gradins……..99

3.9. Conclusion……102

SOMMAIRE

Chapitre IV: Expérimentation et conception d'un schéma de tir

IV 1.Introduction……..…..…..103

IV 2. Partie expérimentale……...…103

IV 2.1. Essai de la limite d'Atterberg……..103

IV 2.2 Le but de l'essai d'Atterberg……..……:……...…..104

IV 2.3. Déterminer les limite d'état……...….104

IV 2.4.Calculer l'indice de plasticité (IP)……104

IV 2.5.Classification……...….104

IV.2.6 Prédire le comportement géotechnique……104

IV.2.7 Outils utilisés……104

IV 2.8 Pour la limite de liquidité…….105

IV.2.9- Les étapes des essais ……106

IV.2.10- Limite de liquidité ……107

IV.2.11- Mesure de la teneur en eau……...109

IV.2.12- Calcul de la teneur en eau W…….110

IV.2.13-Essais Franklin……...111

IV.2.14-Théorie et Protocole expérimentale de l'essai Franklin
……..112

IV.2.15- Objectif……..112

IV.2.16-Matériel nécessaire……112

IV.2.17- Procédure expérimentale……..…….112

IV.2.18-Charge de rupture moyenne.....112

IV.2.19-Fragmentation post-essai……112

IV.2.20-Indice de résistance mécanique FAI……...….113

IV.2.21- Essais oédémétriques……;;;……..113

IV.2.22-Théorie et Protocole expérimentale ……. 113

1. Objectif ……...113
2. Échantillon Type…….113
3. Appareillage…….113
4. Procédure…….113

IV.2.23-Résultat d'essai ……..……114

IV .3 Conception d'un schéma du tir ……..115

IV.3.1 Inroduction……...115

IV .3.2 Résumé analytique……..115

IV .3.3Méthode de prédécoupage……115

IV .3..4 Influence des paramètres de prédécoupage sur la largeur de la fente et la stabilité du massif rocheux…….116

IV .3..5 Effets du type de roche et des charges……117

IV .3..6 Influence des matériaux de remplissage et de la structure du massif……...…117

IV .3..7 Délai de tir et formation de la fente…….118

IV .3..8 Ordre de tir et linéarité de la fente……...…118

IV .3.9 Paramètres influents et recommandations ……...118

IV .3.10 Critères de réussite……..118

IV .3.11Calcul des paramètres du trou de prédécoupage…….119

IV .3.12 Calcul des paramétres du tir……124

IV.3.13 Conclusion……...129

Conclusion générale et perspectives……130

Références bibliographiques……...136

Liste des figures

Partie géologique

Chapitre I : Présentation générale de la mine de Boukhadra

Figure.I.1. Situation géographique de la mine de Boukhadra
Figure.I.2. Carte géologique du Djebel de Boukhadra
Figure.I.3. Coupe géologique (A-B) dans le massif du Boukhadra
Figure.I.4. Coupe verticale de l'anticlinal de Boukhadra
Figure.I.5. Carte de répartition des réserves du gisement de Boukhadra

Partie miniére

Chapitre II : Analyse critique des processus d'exploitation

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

Figure.II.2. 4eme étape de creusement de la demi-tranchée d'accès

Figure.II.3. Détremination de la largeur de la demi-tranchée d'accès.

Figure.II.4. Section de la demi tranchée d'accès

Figure.II.5. Paramètres de la largeur de la demi-tranchée de découpage.

Figure.II.6. Plan d'ouverture de la mine de Boukhadra

Figure II.7 : Paramètres de la méthode d'exploitation

Figure II.8 : Plateforme de travail.

Figure II.9 : Schéma de l'organisation de travail.

Figure II. 10 : Plan topographique du complexe Boukhadra.

Figure II.11 : La Sondeuse INGERSOLL - RAND T4BH utilisée pour les travaux de Forage au niveau de la mine de Boukhadra

Figure II 12, 13, 14 : Schéma de tir

Figure II.16 : Pelle hydraulique de type LIEBHERR9100

Figure II.15 : Chargeuse CAT 990K

Figure II.17 : Camion de type Caterpillar775G

Partie Spéciale

Chapitre III : Influence des principales propriétés d'explosif dans la stabilisation des talus des gradins

Figure. III -1 : Facteurs influençant la stabilité des talus

Figure III.2: Bloc diagramme d'un glissement de terrain

Figure III.3: Schéma de principe d'un glissement rotationnel simple.

Figure III.4: Schéma de principe d'un glissement rotationnel complexe.

Figure III.5: Coulée de boue.

Figure III .6 : Mécanisme de base des affaissements de surface.

Figure III.7 : Le phénomène de fluage.

Figure III.8 : Glissement plan.

Figure III .9 : Modèle d'un glissement plan des roches et des sols.

Figure III.10: Glissement en plan

Figure III.11 : Glissement circulaire.

Figure III.12: Modèle d'un glissement circulaire simple

Figure III.14: Modèle des glissements circulaires successifs emboités

Figure. III .15 : Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes surune tranche

Figure III .16 : Les inconnues d'une méthode des tranches

Figure III .17 : Représentation des forces sur une tranche selon la méthode

BISHOP

Figure III.18: Facteurs passifs et actifs pouvant entraîner une instabilité.

Figure III.19 : Chute de blocs de pierres causée par les instabilités

Figure III.20: L'effet du tir sur le talus du gradin du minerai de fer.

Figure III.21 : L'effet du tir sur le talus du gradin du stérile.

Partie Expérimentale

Chapitre IV : Expérimentation et conception d'un schéma de tir

Figure IV.1: La louche

Figure IV.2 : Tamis 0,4 mm

Figure IV. 3 : Mortier et pilon

Figure IV.4 : Echantillon de fer

Figure IV.5 : Spatule

Figure IV.6 : Appareil de Casagrande

Figure IV.7 : Bol à mélanger

Figure IV.8 : Un four

Figure IV.9 : Une Balance

Figure IV.10 : Opération de concassage du fer

Figure IV. 11 : Opération de tamisage

Figure IV .12 : Upération de séparation du particule

Figure IV. 13 : Humectage de fer par l'ajout d'eau

Figure IV .14 : Homogénéisation du fer

Figure IV .15 : Lissage de l'échantillon

Figure IV. 16 : Traçage d'une rainure

Figure IV.17 : Réchauffement l'échantillon

Liste des tableaux

Partie géologique

Chapitre I : Présentation générale de la mine de Boukhadra

Tableau I.1.1 : Exploitation et prévention pour l'année 2024.

Tableau.I.1.2 : Réserves géologiques et exploitables de la mine de Boukhadra.
Tableau I. 2 : Teneur de différentes minéralisations.

Partie minière

Chapitre II : Analyse critique des processus d'exploitation

Tableau.II.1 : Classification des procédés de découverture d'un gîte dans l'exploitation à ciel ouvert (d'après E. Schesko)
Tableau.II.2 : Le type de jonction de la demi-tranchée d'accès
Tableau II.3 : Paramètres de la méthode d'exploitation

Tableau.II.4 : Classification des roches selon leurs indices de forabilité

Tableau II.5 : Classification de la tirabilité des roches suivant leur consommation spécifique étalon.
Tableau.II.6 : Choix du type de la sondeuse
Tableau II.7 : Caractéristiques techniques de la sondeuse INGERSOLL- RAND T4BH.
Tableau II.8 : Calcul des paramètres des travaux de forage et tir
Tableau II.9 : Caractéristiques des explosifs utilisés dans la mine de Boukhadra.
Tableau II.10 : Caractéristiques des roches
Tableau II. 11: Paramètres nécessaires de calcul
Tableau II.12 : Récapitulatif des résultats de calcul des paramètres des travaux de forage et tir (cas de la mine Boukhadra)

Tableau II .13 : Comparaison des résultats des paramètres de tir calculés avec celle utilisées à la mine de Boukhadra
Tableau II.14: Comparaison des résultats des paramètres calculés avec ceux utilisés à la mine de Boukhadra pour le tir secondaire
Tableau II.15 : Caractéristiques de la chargeuse CAT 990K
Tableau II.16: Les caractéristiques techniques de la pelle LIEBHERR 9100
Tableau II.17 : Récapitulatifs des paramètres de chargement dans le minerai
Tableau II.18 : Récapitulatifs des paramètres de chargement dans les stériles
Tableau II 19: Caractéristiques du camion de type Caterpillar775G
Tableau II.20 : chronométrage des temps de cycle du camion dans le minerai
Tableau II.21: Récapitulatifs des paramètres de transport du minerai
Tableau II.22 : Chronométrage des temps de cycle du camion dans le stérile
Tableau II.23: Récapitulatifs des paramètres de transport du stérile

Partie Spéciale

***Chapitre III** : Influence des principales propriétés d'explosif dans la stabilisation des talus des gradins*

Tableau III -1: Les coefficients de sécurité en fonction de l'importance de l'ouvrage

Partie Expérimentale

***Chapitre IV** : Expérimentation et conception d'un schéma de tir*

Tableau IV.1 : Le résultat de l'essai d'Atterberg

Tableau IV.2: Le résultat de l'essai de la teneur en eau

Tableau IV.3: Charge de rupture moyenne

Tableau IV.4: Fragmentation post-essai

Tableau IV.5: Le résultat de l'essai oédoémétrique

TableauIV.6: La consommation spécifique linéaire pour diamètre 102 mm

TableauIV.7: La consommation spécifique linéaire pour diamètre 110 mm

Tableau IV .8: La consommation spécifique linéaire pour diamètre 165 mm

Tableau IV.9 : Récapitulatif des résultats de calcul des travaux de forage et de tir

Résumé

L'objectif de ce travail est d'étudier et analyser l'effet des tirs sur la stabilité de la mine de Boukhadra et sur la région même, ainsi que sur les habitants.

Les tirs de production réalisés d'une manière répétitive peuvent influencerla stabilité du terrain : d'une part en raison des forces des pressions de choc destabilatrices qu'ils peuvent engendrer, et d'autre part parce qu'ils dégradent à long terme les propriétés mécaniques du massif, ceux-ci peuvent contribuer à diminuer sa résistance au cisaillement. Les problèmes liés à l'utilisation des explosifs ont été observés concernent les effets arrières des tirs de production, ces effets arrières affectant souvent de manière importante une partie du massif situé en arrière du tir réalisé, dans ce cas les fronts de taille deviennent irréguliers et fracturés, ce qui peut même modifier tous les plans de tirs à réaliser.

Mots clés

Fragmentation, Talus, Stabilité, Fissuré, Pré découpage, Méthodologie, Facteur de sécurité, glissement, Tir.

ملخص

يهدف هذا العمل إلى دراسة وتحليل تأثير الطلقات على استقرار منجم بوخدرة وعلى المنطقة نفسها؛ وكذلك على السكان

يمكن للقطات الإنتاج التي يتم تنفيذها بشكل متكرر أن تؤثر على استقرار الأرض: من ناحية بسبب قوى الضغوط الصدمية المزعزعة للاستقرار التي يمكن أن تولدها، ومن ناحية أخرى لأنها تؤدي إلى تدهور الخصائص الميكانيكية للكتلة الصخرية على المدى الطويل، ويمكن أن تساهم في تقليل مقاومتها للقص. تمت ملاحظة المشاكل المرتبطة باستخدام المتفجرات فيما يتعلق بالتأثيرات الخلفية للانفجارات الإنتاجية، وغالبًا ما تؤثر هذه التأثيرات الخلفية بشكل كبير على جزء من الكتلة الصخرية الواقعة خلف الانفجار الذي تم تنفيذه، وفي هذه الحالة تصبح الوجوه العاملة غير منتظمة ومكسورة، مما قد يؤدي حتى إلى تعديل جميع خطط الانفجار التي سيتم تنفيذها.

الكلمات الرئيسية

التفتت ، المنحدر، الاستقرار، الشق، القطع المسبق، المنهجية، عامل الأمان، الانزلاق، إطلاق النار.

Abstract

This work aims to study and analyze the impact of blasting on the stability of the Boukhadra mine, the area itself, and the population.

Repeated production blasting can affect ground stability: on the one hand, due to the destabilizing shock stresses they can generate, and on the other hand, because they lead to long-term deterioration of the mechanical properties of the rock mass and can contribute to a reduction in its shear resistance. Problems associated with the use of explosives have been noted in relation to the aftereffects of production blasts. These aftereffects often significantly affect a portion of the rock mass located behind the blast.

Keywords

Fragmentation, slope, stability, cleavage, pre-cutting, methodology, safety factor, slippage, blasting.

INTRODUCTION GENERALE

Dans les carrières de minerai de fer du monde, dans celle de Boukhadra pour notre cas, la stabilité des talus des gradins dépend largement de la nature de la roche, des fissures naturelles, et des méthodes d'extraction utilisées. Le schéma de tir doit être ajusté de manière à minimiser les perturbations dans les couches rocheuses et à respecter les propriétés géo-mécaniques des roches minières. Des techniques de stabilisation et de drainage adaptées, ainsi qu'une surveillance rigoureuse, sont essentielles pour garantir une sécurité optimale des talus. Traiter de ce thème d'actualité certaine fera appel à des prè-requis sur la connaissance du mécanisme de destruction à l'explosif et de la notion de stabilité des talus des gradins.

L'utilisation d'explosifs dans les carrières pour l'abattage des roches minières peut avoir un impact significatif sur la stabilité des talus des gradins. Les détonations génèrent des ondes sismiques, vibrations et des oscillations qui peuvent affecter la cohésion et l'intégrité des talus des gradins.

L'étude de la stabilité des talus dans la carrière de Boukhadra a révélé que les effets des tirs à l'explosif réduisent le facteur de sécurité des gradins, les rapprochant de l'équilibre limite. Cette réduction du facteur de sécurité indique une augmentation du risque de glissement de terrain. Les résultats des recherches obtenus ont montré que les gradins des niveaux 1020 et 1000 étaient particulièrement vulnérables, avec des facteurs de sécurité respectivement de 0,7448 et 0,6703 sous l'effet des tirs, suggérant un risque accru de mouvement de masse.

Les vibrations induites par les explosions peuvent également provoquer des fissures supplémentaires dans les talus, compromettant leur stabilité (effets arrière de tir) .

Il est donc essentiel de prendre en compte ces effets lors de la planification et de l'exécution des tirs à l'explosif, en adoptant des mesures pour minimiser les impacts sur la stabilité des talus des gradins.



Chapitre 01 :

Présentation générale de la mine de Boukhadra



1. Géologie du gisement de Boukhadra

1.1 Situation géographique de la mine :

Le Djebel de BOUKHADRA se situe sur l'Atlas saharien, à l'Est Algérien. L'unité de BOUKHADRA se trouve à une altitude de 850 m, le point culminant du Djebel est de 1463 mètres au niveau de la mer .La ville de BOUKHADRA fait partie de la Wilaya de TEBESSA.

Elle se situe à 45Km au Nord - Est-ce de celle -ci, à 200Km au sud de la ville côtière de ANNABA, et à 18Km de la frontière Tunisienne.

Elle est reliée à ANNABA par une voie ferrée qui assure le transport du minerai de fer au complexe d'EL HADJAR.

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



Figure.I.1.1 Situation géographique de la mine de Boukhadra

1.2. Géologie du gisement de Boukhadra :

1.2.1 Conditions géologiques du massif de Boukhadra

Le massif de Boukhadra présente une structure anticlinale orientée NE-SW, recoupée par le fossé de Tebessa-Morsott d'orientation NW-SE ; L'ossature de l'anticlinal est constituée par les terrains du Crétacé moyen (Aptien- Vraconien) qui dessinent dans la partie NE une fermeture periclinale. Les terrains les sont le plus souvent en contact tectonique avec les formations du Crétacé.

- **Lithostratigraphie :**

Les plus anciens reconnus à l'affleurement sont représentés par les évaporites du Trias, ils Principales formations géologiques qui affleurent dans le massif de Boukhadra sont représentées par :

- 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.

- **Le 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 béchiques 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. Il a, par contre, été identifié par sondage dans le massif de l'Ouenza, à une trentaine de kilomètres plus au Nord (Bouzenoune, 1993).

- **l'Aptien :**

La région de Boukhadra est caractérisée par un ensemble de diapirs qui ont joué au moins dès l'Aptien (Thibieroz et Madre, 1976). Cette activité diapirique a gouverné l'évolution tectono-sédimentaire des différents massifs de la région qui s'est traduite par l'installation et le développement d'une sédimentation essentiellement carbonatée localisée sur l'apex des diapirs. Ces formations calcaires constituent l'un des plus importants réceptacles des minéralisations. En 1956, G. Du Bourdieu, en étudiant plusieurs massifs de la région de l'Ouenza, attribué ces séries calcaires à faciès urgonien à une sédimentation récifale. L'auteur considérait que la période aptienne avait été troublée par des bombements sous-marins

En étudiant le contact du Crétacé avec le Trias diapir, Nedjari-Bellahcène et Nedjari (1984) donnent une subdivision de la série albo-aptienne similaire à celle de Masse et Thieuloy (1979). Ils distinguent de bas en haut :

- Argiles vertes, grès plus ou moins chenalisant et marnocalcaires
- Calcaires (Coralliens, à Millioles et Rudistes puis à Orbitolines.
- Matériel terrigènes, grès rouges.

- **Le Clansayésien :**

Il s'agit d'une série de marnes grises et grises jaunes avec de minces inters lits de calcaires gréseux (Dubourdieu, 1956). Ces marnes contiennent par endroits des grès finement à très finement grenue avec une couche de calcaire sublithographique à Ammonite. La puissance de la série est de l'ordre de 90m. Selon Masse et Thieuloy (1979), cet étage est constitué par une masse carbonatée qui n'excède guère 100 m, d'âge Clansayésien moyen encadrée par des dépôts à dominante terrigène. Ces dépôts sont constitués au mur par des marnes et une série de 35m calcaréoargileuse d'âge Clansayésien inférieur ; le toit est constitué par des termes marneux et gréseux associés à des récurrences carbonatées d'âge Clansayésien supérieur.

- **L'Albien :**

Les dépôts albiens sont lithologiquement variés et peuvent être divisés en trois horizons inférieur ; moyen et supérieur (Dubourdieu, 1956).

- Les dépôts de l'Albien inférieur : sont composés de marnes jaunes et gris-jaunes avec des inters lits de calcaires gréseux et argileux, caractérisés par une importante accumulation d'Ammonites. La puissance de cet horizon est d'environ 150m.
- Les dépôts de l'Albien moyen : sont représentés par des marnes gris-noires avec des intercalations de calcaires et calcaires argileux. La puissance de la série est d'environ 130m.
- Les dépôts de l'Albien supérieur : sont représentés par des marnes grises ou grises noires avec des inters lits de calcaires argileux noirs, la puissance de la série est d'environ 200m. D'après la carte géologique de Boukhdra au 1/50000 de Dubourdieu (1956), le Trias est le plus souvent en contact avec l'Aptien carbonaté. Cet Aptien a été daté de l'Albien selon les coupes lithologiques de Nedjari- Bellahcene et al (1984). L'épaisseur de l'Albien (selon Nedjari-Bellahcene et al, 1984)

- **Le Vraconien :**

Les sédiments vraconiens occupent de vastes surfaces aux environs du Boukhadra, soit au N ou au NW du massif (région de l'Oued el Harcha, Fedj es Sekoum…), soit plus à l'E, dans la plaine étendue située au S du Def. Il est constitué de marnes argileuses gris noir à leur extrême base, plus claires et légèrement verdâtres .

- **Le Cénomanien :**

Il affleure largement aux environs du Boukhadra où il est parfois très riche en organismes. Il affleure aussi à l'E du Boukhadra et en bordure de l'Haoud es Srhir . 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.

- **Le Turonien :**

Il affleure à l'Haoud es Srhir au voisinage de Morisot. Atteignant 9km de longueur du NE au SW et large de 2km en moyenne. Il comporte une accumulation assez épaisse de calcaires gris plus ou moins argileux et de marnes grises en général très riches en carbonates de chaux.

- **Le Sénonien :**

Il débute aux environs du Boukhadra par une accumulation épaisse de marnes argileuses. Les affleurements, très peu étendus, ne concernent en effet que la base de l'étage dont la limite inférieure est indéterminée. Au S de Oum es Sba , les formations du Sénonien recèlent des marnes grises à Pycnodonta. Les niveaux antérieurs, des marnes gris bleu et des calcaires argileux à patine blanchâtre.

- **Le Miocène :**

Les formations miocènes affleurent à l'W et au SW du Boukhadra, à proximité des hauteurs turoniennes du Koudiat el Hamra. Elles sont transgréssives et discordantes et, lorsqu'elles se sont déposées sur des bancs résistants, elles en contiennent des fragments à sa partie inférieure. Les faciès du Miocène sont argilo-gréseux avec des séries de calcaires plus ou moins chargés en quartz détritique et des intercalations d'argiles d'une couleur verdâtre

- **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.

- **Le Quaternaire**

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

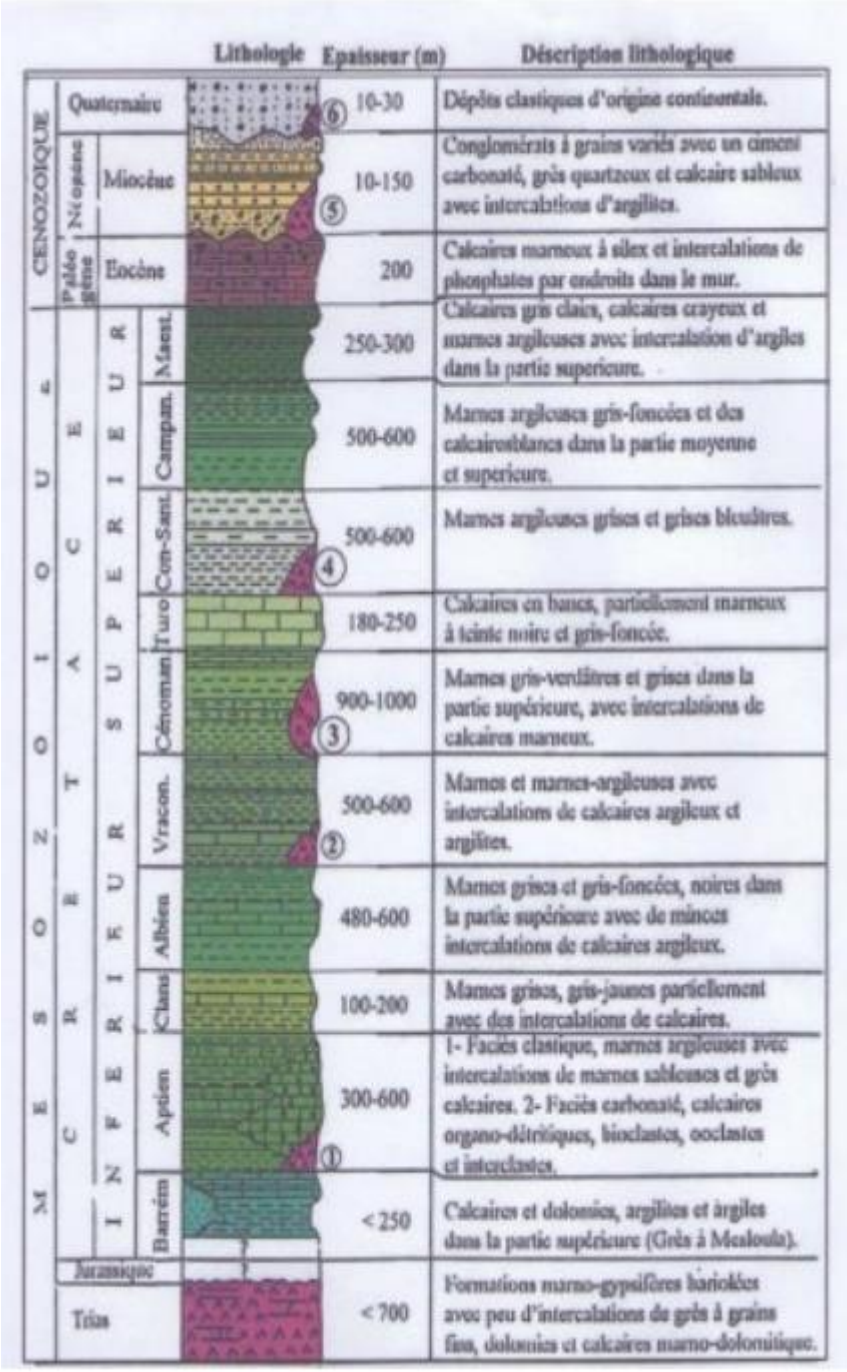


Figure I.1.2 : Colonne stratigraphique synthétique du mont de Boukhadra

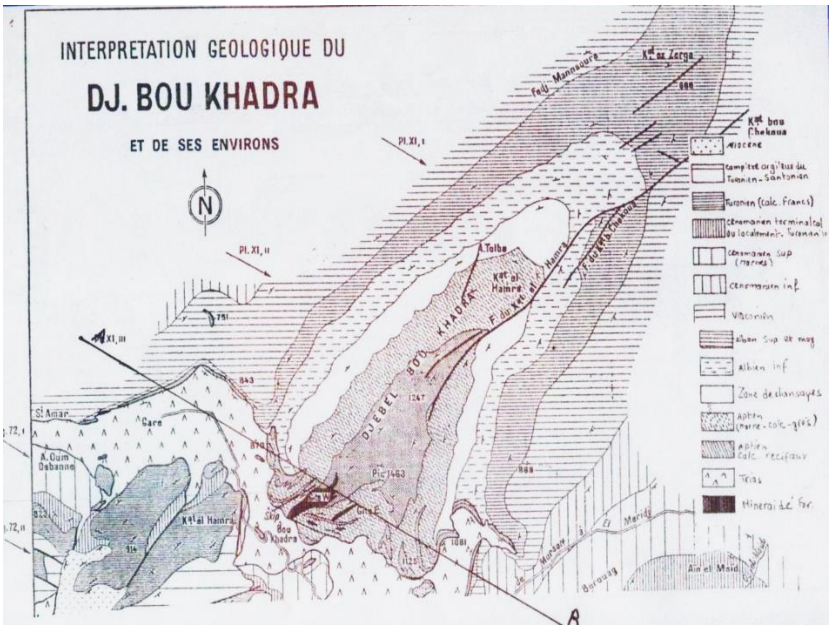


Figure.I.1.3. Carte géologique du Djebel de Boukhadra à échelle réduite

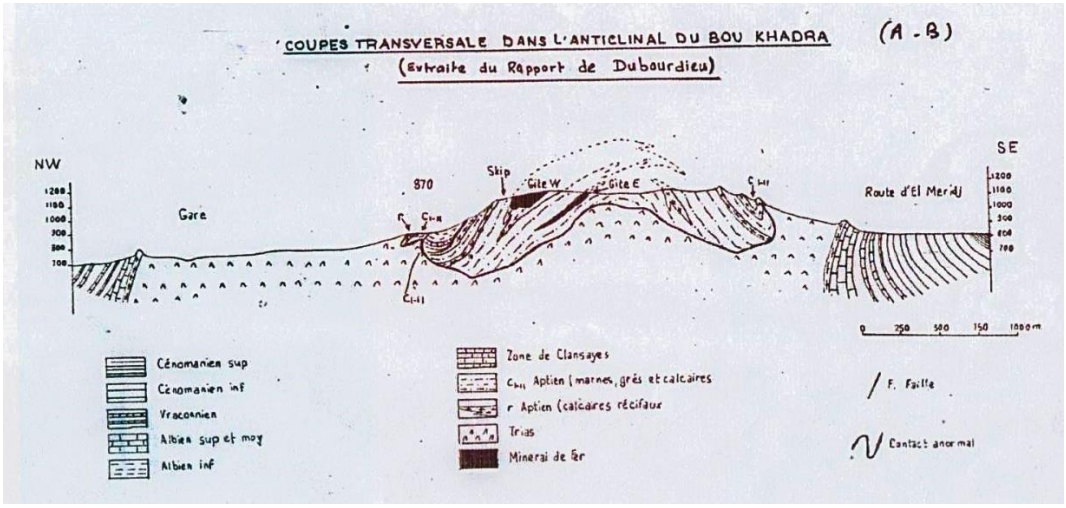


Figure.I.1.4. Coupe géologique (A-B) dans le massif du Boukhadra

1.2.2 Les calcaires de Boukhadra :

C'est la subdivision de G.Dubourdieu (1956), Bellahcène-Nedjari et Nedjari (1984) puis Thieuloy et Masse (1979) que nous avons utilisé pour les descriptions de l'Aptien du Boukhadra. Ces auteurs ont donné des subdivisions de la série albo- aptienne à peu près similaires comprenant de la base vers le sommet :

- Des termes terrigènes **:** comprenant des grès, des marnes et une série calcaréoargileuse.
- La formation des calcaires de Boukhadra dans laquelle trois membres ont été distingués : membre inférieur des calcaires à Polypiers ; membre moyen des calcaires à Milioles et Rudistes ; membre supérieur des calcaires à débris d'organismes.
- Des termes terrigènes superposés aux calcaires à Rudistes : se sont constitués par des niveaux marneux et gréseux associés à des récurrences carbonatées. Ces termes sont d'âge Albien inferieur (Masse et Thieuloy, 1979).

1.2.3 Tectonique du massif de Boukhadra

La partie orientale de l'Atlas saharien algérien est une zone bien individualisée et structurée depuis le Crétacé inférieur (Dubourdieu, 1956; Thibiéroz et Madre, 1976; Masse et Chikhi-Aouimeur, 1982; Nedjari- Belahcène et Nedjari, 1984). Elle se trouve entre la plate forme saharienne, relativement stable au Sud, et l'Atlas tellien affecté par une tectonique plus ou moins intense au Nord. Les massifs de l'Atlas saharien sont des mégastructures à grand rayon de courbure, contrôlées par le diapirisme. Le massif de Boukhadra fait partie de cette province.

Le massif de Boukhadra est un anticlinal qui a la forme d'une ellipse allongée NE-SW. Il se trouve à la bordure d'un fossé d'effondrement « fossé de Morsott » orienté NW-SE dont l'initiation remonterait au moins à l'Eocène (Jauzein, 1967 in Aoudjehane et al, 1992), mais dont les accidents bordiers reprennent des failles limitant des blocs basculés dès l'Aptien (Bismuth, 1973 ; Masse et Thieuloy, 1979 ; Chihi et al, 1984). Le massif de Boukhadra constitue l'une des terminaisons périclinales, son organisation structurale présente beaucoup d'analogie avec les massifs de Slata et de l'Ouenza : un périclinal en demi- ellipse recoupé par un fossé d'effondrement et un Trias central diapirique

- **Description succincte de la structure du massif de Boukhadra :**

Pour la description du massif du Boukhadra on distinguera trois éléments : la partie NE (un périclinal en demi- ellipse), la zone effondrée de Bled Dhissa et les limites bordières des évaporites triasiques.

L'anticlinal de Boukhadra s'étend sur 7 à 8 Km du SW au NE, sa largeur variant entre 3 et 5 Km (figure.2). C'est l'un des anticlinaux qui caractérisent l'Atlas saharien oriental dont l'ossature est assurée par les niveaux calcaires compétents du Crétacé. Il est relayé au SE par la structure synclinal de l'Haoud es Srhir. Cet anticlinal résulte des compressions néogènes qui ont structuré cette partie de l'atlas saharien oriental en une suite de synclinaux et d'anticlinaux, le plus souvent percés par des évaporites triasiques.

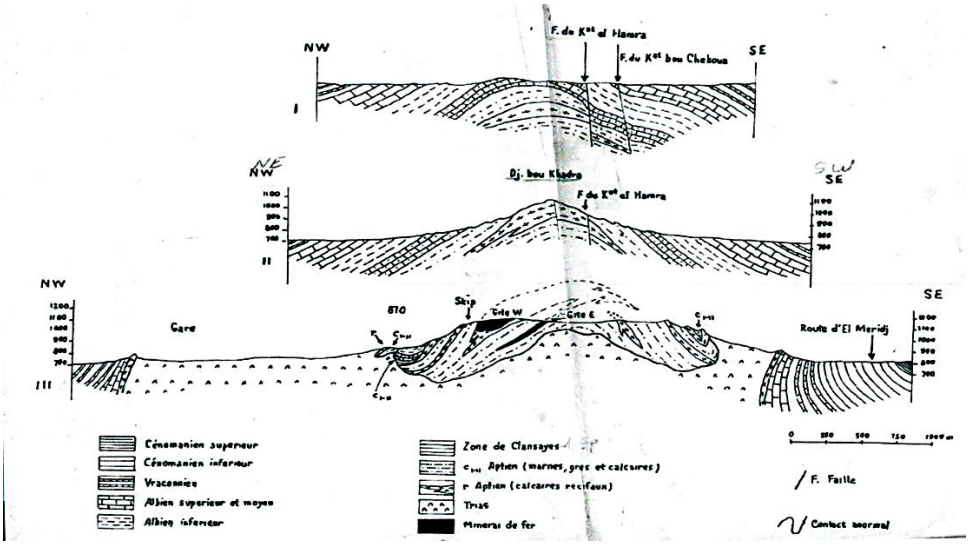


Figure.I.1.5. Coupe verticale de l'anticlinal de Boukhadra

Sites	NIVEAUX	ANNEE 2024			Taux de découverture T/T	STERILE DEVELOPPEMENT	STERILE D'EXPLOITATION	*1000T STERILE DEVELOPPEMENT
		MINERAI		STERILE		MINE		ENOF
		Qualité %	Minerai					
CARRIERE PRINCIPALE	1220/1210			50		50		
	1210/1195			200		200		
	Extension de la Carriere principale			250		250		
	1105/1090							
	1090/1075							
	1075/1060			90		30		60
	TOTAL AMONT		0	90		30	0	60
	1060/1045			250	#DIV/0!	50		200
	1045/1030			500	#DIV/0!	160		340
	1030/1015			595	#DIV/0!	595		
	1015/1000	53	65	725	11,2	370	355	
	1000/985	53	105	770	7,3	300	470	
	985/974	53	110	420	3,8		420	
	TOTAL MEDIAN	53	280	3260	11,6	1475	1245	540
TOTAL CIEL OIVERT		53	280	3600	13	1755	1245	600
SOUTERRAIN	3emETAGE / AXE Principal	52	20	Travaux préparatoires 480 m				
TOTAL BOUKHADRA		53	300	3600	13	1755	1245	600

Tableau I.1.1 : Exploitation et prévention pour l'année 2024

1.2.4. Morphologie du gisement et réserves globales de la mine :

Le gisement de minerai de Fer est de forme ventriculaire de type hydrothermale sédimentaire d'une longueur de 900 à 2200m et d'une puissance variante de 10 à 50 m ; la minéralisation est de type fer hématite de for mule chimique (F_2O_3) ; sa teneur moyenne est supérieure à 50%. Globalement, le gisement de Boukhadra est composé de quatre (04) corps minéralisés principaux et les petites veines de moindre importance :

- Corps principal;
- Corps Nord ;
- Corps Median ;
- Corps Sud.

Selon la première estimation des réserves réalisées en 1981 par la D.E.D basée sur les résultats de prospection, les réserves géologiques globales sont évaluées à 50 millions de Tonnes en catégories B, C1, C2.

Les ressources géologiques en potentiel de minerai de fer sont évaluées à 54 millions de tonnes et les quantités exploitables arrêtées au 31/12/2024 s'élevent à 41.5 millions de

tonnes dont 11 millions de tonnes seront exploité en mode ciel ouvert et 30 millions de tonnes en mode souterrain.

Tableau.I.1.2 : Réserves géologiques et exploitables de la mine 31/12/2024

Site/Quartier	Réserves géologiques (T)		Réserves exploitables (T)		Observations
	Tonnage	Fe%	Tonnage	Fe%	
Ciel ouvert	11937645	53.14	10760029	51.95	
Souterrain	33301970	55.76	30802270	55.34	
Total mine	45239615	55.05	41562299	55.44	B+C1+C2
Total mine	54489615		41562299	55.44	B+C1+C2+P

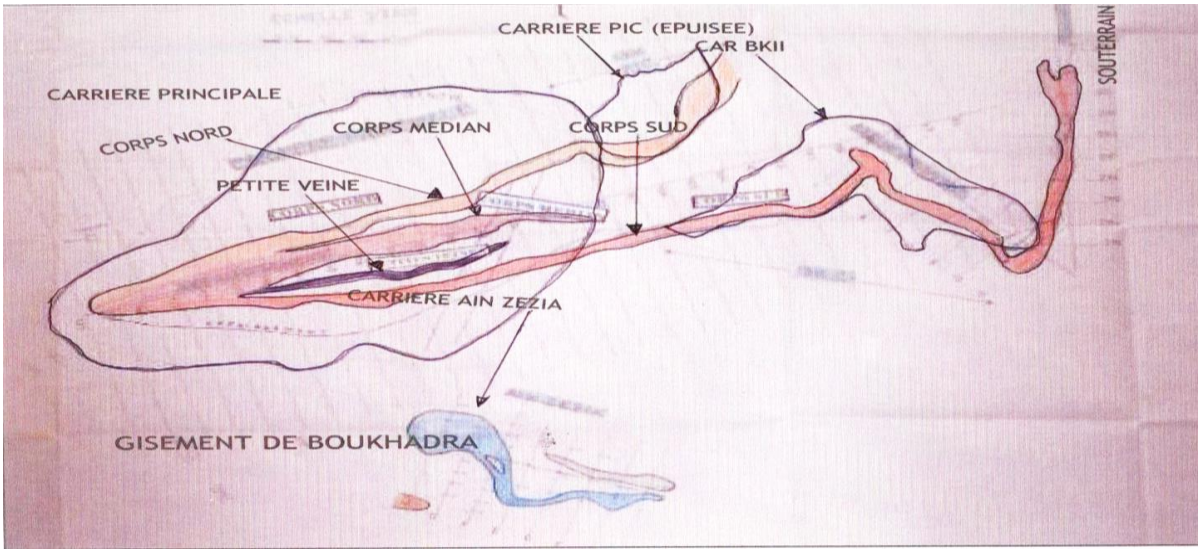


Figure.I.1.6. Carte de répartition des réserves du gisement de Boukhadra

2. Historique géologique et minière :

- L'exploitation de la mine de Boukhadra fut entamée durant l'époque Romaine pour l'extraction du cuivre dans la zone du Pic : par la suite l'exploitation a porté sur le zinc et autres poly--métaux par la concession de BOUKHADRA (Mr Tadro).
- De 1903 à 1926, la concession de MOKTA EL HADID avait entrepris des travaux de recherches systématiques par des galeries entre les niveaux 845-1225.
- De 1926 à 1966, date de nationalisation des mines, c'était la société de l'Ouenza qui exploitait le gîte de Boukhadra. Cette dernière avait effectuée de la recherche systématique Par des travaux miniers et par des sondages sur le gisement de Boukhadra.
- Durant la période de 1967 à 1984, la SONAREM était chargée de l'exploitation et des recherches sur les gîtes ferrifères de l'Ouenza et Boukhadra.
- Après la restructuration des entreprises (1983 - 1984), c'était FERPHOS qui gérait, exploitait et développait ces recherches sur l'ensemble des gîtes ferrifères existants sur le territoire national.
- Depuis la date du 18/10/2001, et dans le cadre de partenariat avec l'étranger, le holding L.N.M.N.V. a signé l'accord de partenariat avec Hadid Ouenza - Boukhadra filiale FERPHOS avec 70% pour ISPAT Tébessa, qui est devenue MittalSteel Tébessa et aujourd'hui Arcelor Mittal Tébessa.
- Le 01/01/2005 la nomination a été modifiée par Mittal Steel Tébessa
- Le 18/08/2007 la nomination a été modifiée par Arcelor Mittal Tébessa



Figure I.2 : Vue sur le profil d'exploitation de la carrière

I .2.1.Tectonique

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

• 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.

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

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

I.2.2 Géomorphologie

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

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

I.2.3 Hydrogéologie

D'après les études hydrogéologiques il n'y a aucune nappe aquifère en eau potable dans la région minière de Boukhadra mais il existe une nappe aquifère d'eau non potable qui est caractérisée par un niveau hydrostatique égale à 818m. Dans le niveau amont 926m, un mince filet d'eau apparaît entre les marnes. Cette eau est récupérée par une citerne pour l'arrosage de la piste ainsi dans les forages. Le réseau hydrographique dans la région de la mine de Boukhadra est faible, à l'exception des multiples petits chéneaux d'écoulement pluviaux sans importance majeure qui parsème de Djebel Boukhadra.

I.2.4 Hydrologie

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

I.2. 5 Les travaux de prospection dans la zone

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

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

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

• Corps Nord ;
• Corps Médian ;
• Corps Sud.

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

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

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

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

En 1982, la D.E.D. a élaboré un projet d'ouverture des réserves de l'axe Nord situé entre les coupes 204 et 300. Ce projet donne d'une manière très précise tous les ouvrages miniers concernant le premier étage d'exploitation (1225-1300), ainsi que le niveau de roulage principal pour l'ensemble de la mine souterraine (1105 – 1045). Le projet d'exploitation du gîte souterrain a été divisé en deux parties :

- Le projet de BK II conduisant à l'extraction des réserves situées au-dessus du niveau1105 (axe principal et S/E). Une partie de ces réserves a été récupéré en ciel ouvert et en méthode combinée (1117-1135 et 1135-1250) et la partie entre (1105-1117) en souterrain (presque épuisée).
- La deuxième partie du gîte souterrain concerne les réserves situées au-dessous du niveau 1105, réparties en plusieurs phases d'exploitation.

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

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

I.2.6 Caractéristiques de la minéralisation

La minéralisation est de type hématite-limonite résultant de l'oxydation de la sidérite. Minerai hématite de formule chimique Fe2O3 et de densité d = 2.7, La teneur en Fer varie de 51 à 54%.

Les éléments chimiques	*La teneur (%)*
SiO2	6 -9
Cao	3.5 -8
Mn	2.0 - 3
Mgo	0.2 - 0.40
S	0.04 - 0.10
Cu	Trace
P	0.002 - 0.01
Pb	0.005 - 0.02
Zn	0.01
H_2O	2-6
$Na_2O + K_2O$	0.05 - 0.3

Tableau I. 2 : Teneur de différentes minéralisations

I.2.7 Caractéristiques du gisement de Boukhadra

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

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

- Le corps principal développé entre les coupes 119 et 125 est localisée dans la partie profonde de la carrière (816 – 868). Il est caractérisé par une longueur de 300m en direction, une profondeur de 30m (jusqu'au niveau sidéritique) et une puissance moyenne de 70m environ. Ce corps représente la racine (tronc commun) des autres corps miniers.
- Le corps Nord est caractérisé par une longueur de 800m (jusqu'au pic), une profondeur de 180m et une puissance moyenne de l'ordre de 30m.
- Le corps Médian de dimension sensiblement supérieure par rapport aux corps Nord et Sud a une longueur de 500m, une profondeur de 200m en aval pendage et une épaisseur moyenne de 35m.
- Enfin, le corps Sud qui s'est développé dans trois directions différentes et qui renferme 64% des réserves globales du gisement.

I.2.8 Les roches encaissantes

Les roches encaissantes pour les deux filons sont représentées par des marnes sableuses (gréseuses) de couleur jaune et grise à intercalation de bancs calcaire de 5 à 10m au mur et par des calcaires ou calcaires marneux avec une intercalation de lentilles marneuses au toit. Quant au filon Nord, comparativement aux autres filons, il est caractérisé par des dimensions plus réduites (épaisseur moyenne de 15 à 20m) et un pendage de 50 à 60% vers l'Est. Les roches encaissantes sont de type carbonaté, parfois dans la partie Sud du filon (coupes 292-297), le minerai est encaissé dans une lentille marneuse intercalée dans de grandes masses de calcaire Aptien.

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

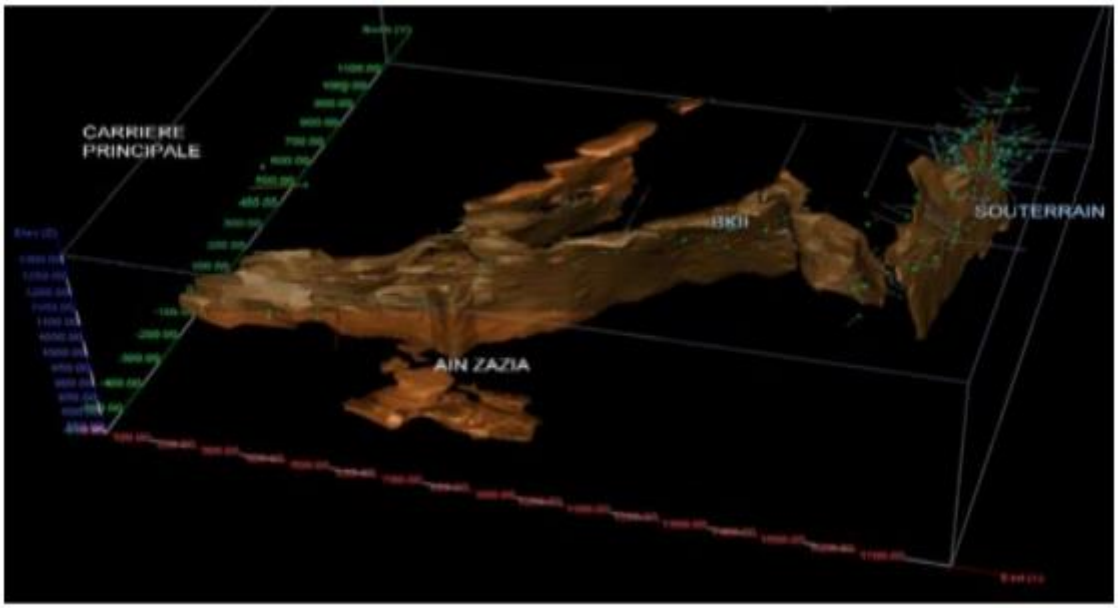


Figure I.2.7 : La configuration du gisement de fer de Boukhadra

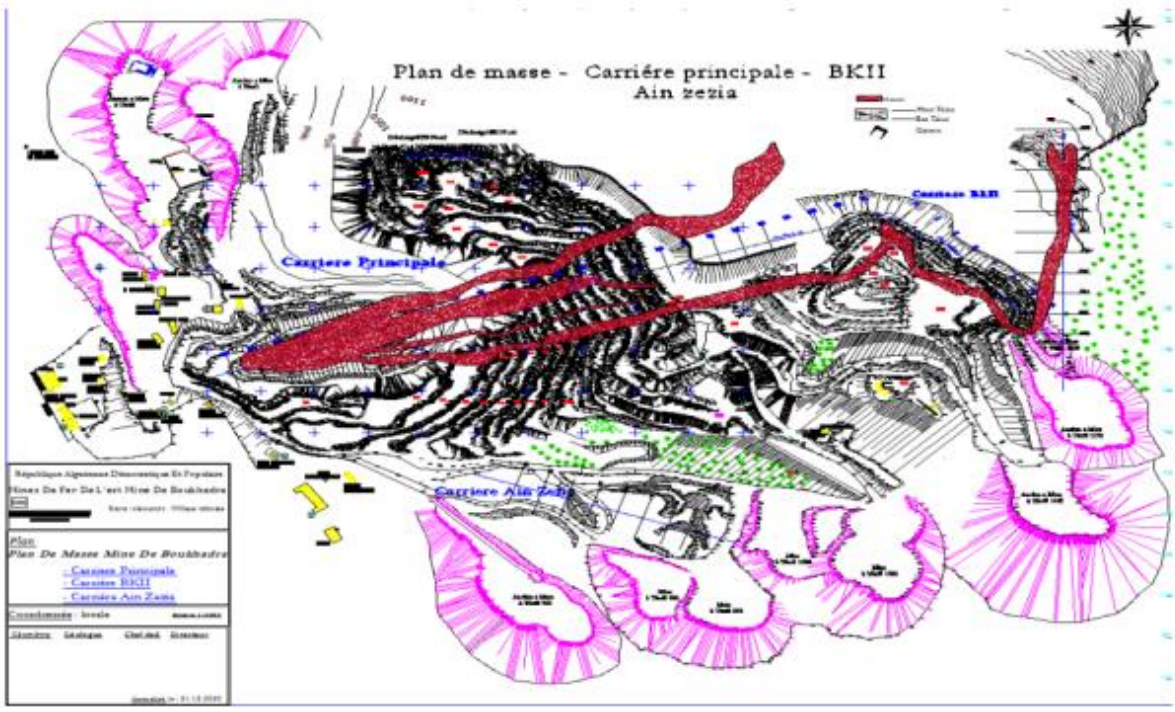


Figure I.2.8 : Plan de masse de la mine de fer de Boukhadra

3. Régime de travail de la mine de Boukhadra

3.1. Organisation de travail

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

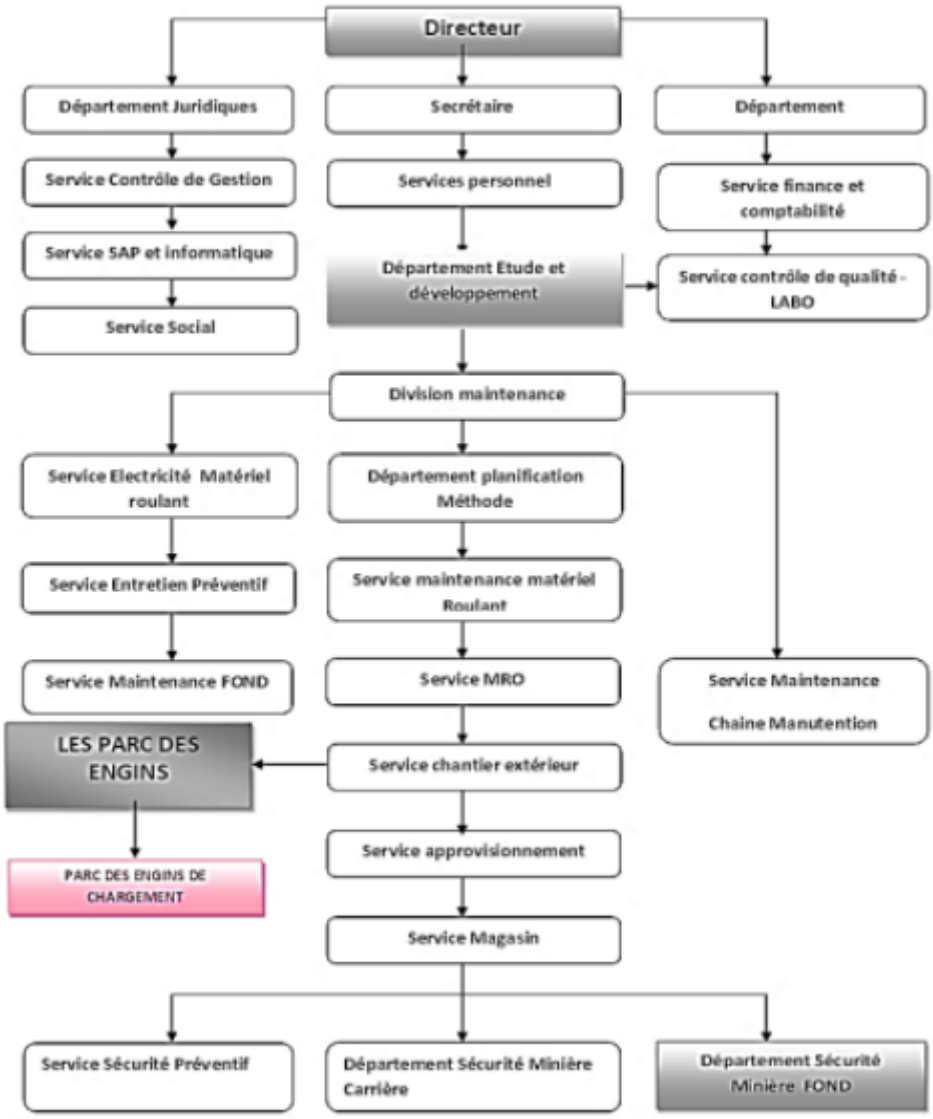


Figure I.8 : Organigramme actuel de l'entreprise

Vu de besoins croissant et compte tenu de la matière première, la mine est dotée D'un régime de travail de 16h/24h effectué selon le calendrier suivant :

1er Poste de 5h à 13h

2éme poste de 14h à 2h

- Pour les travaux d'extraction - chargement et de transport :

Pour le minerai nombre de postes 2 p/j
Durée d'un poste 8 h
Pour le stérile nombre de postes .2 p/j
Durée d'un poste 8 h

- Pour les travaux de forage et de tir :
  - Foration nombre de postes 2 p/j
  - Durée d'un poste 8 h
  - Chargement des trous nombre de poste 1 p/j
  - Durée d'un poste 5 h
- Le nombre de jours ouvrables par an:

  Nj/an= 255 jours/an
  - Nombre de jours ouvrables par semaine : **Nj/sem= 7 jours/sem**
  - Nombre de postes par jour : **Np/j = 2 postes**
  - Nombre d'heures de travail par poste : **Nh/j = 8h**

  - Nombre de postes par an : Np/an=Nj/an*n

  Nj/an : nombre de jours ouvrables par an

  n : nombre de postes jour

  Np/an = 255x2=510 p/

3.2. Production en minerai

- **Production annuelle planifiée :**

Pan =360000 t/an. **(**donnée par l'entreprise)

- **Production par mois :**

P_{mois} =P_{an}/(N_{mois}/AN); (t/ mois)

N_{mois}/an : nombre de mois par an

N_{mois}/an = 12 mois

P_{mois} =360000/12

P_{mois} =30000 T/mois

- **Production par semaine :**

P semaine =Pmois/ (Nsemaine/moi) , t/semaine

Où :

Nsemaine/moi : nombre de semaine par moi

Nsemaine/mois = 4 semaines

Psemaine=30000/4= 7500 t/semaine

- **Production journalière :**

Pj = Pan/(Nj/an)t/jour

Où :

Nj/an=255 jour/an

Pj = 360000/255 = 1412 t/jour

- **Production par poste :**

Pp = Pj/(Np) ;(t/poste)

Où :

Np = 2 postes de travail par jour.

Pp=1412/2= 706 t/poste

3.3. Paramètres d'exploitation

- Nombre de gradins en exploitation : **15 gradins**
- Nombre de gradins inexploitables : **10**
- Longueur du front (moyenne) : **300 - 400 m**
- Hauteur des gradins :
- Pour le minerai 15_12m
- Pour le stériles 15_12 m
- Largeur de plate-forme de travail : 30-40 m
- Angle de talus de gradin : 80°
- Largeur de la route : 12 m
- Profondeur maximale de la mine 435
- Angle du bord final. 50°
- Les bermes de Sécurité 10 m

3.4. Durée de vie de la mine

Tv= Tc+Rexp/Pan +text; an

Tc : durée de construction de la mine

Tc = 2 ans

Rexp : réserves exploitables

Rexp = 12 528 710 tonne

Pan : production annuelle planifiée de la mine.

Pan = 360000 tonnes text : durée d'extinction de la mine.

text = 2 ans.

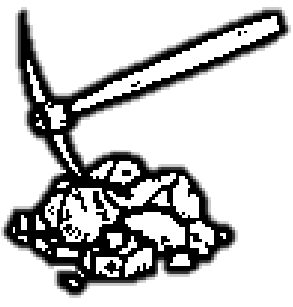
Tv = 2 + (12 528 710⁄360000) + 2

Tv= 38 ans



Chapitre 02 :

Analyse critique des processus d'exploitation



II.1. Mode d'ouverture

Introduction

Avant de procéder à l'exploitation à ciel ouvert ou souterraine d'un gisement, il convient d'exécuter des creusements pour accéder à celui-ci et permettre l'emploi de moyens de transport entre les terrains productifs et la surface du sol.

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

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

- **le contour final de la mine (limite),**
- **le système d'exploitation,**
- **le type de transport adopté,**
- **le délai de construction de la mine,**
- **les conditions et la forme du gisement,**
- **le relief de l'environnement,**
- **l'implantation à la surface d'installations et de terrils,**
- **la qualité du minerai,**
- **les facteurs climatiques,**
- **les conditions**
- **les possibilités de financement.**

L'ouverture d'un gisement se fait par le creusement des ***tranchées principales***qui donnent l'accès à la couche minérale et de ***tranchées de découpage*** qui préparent le champ de la mine à l'exploitation. Les tranchées principales sont de section trapézoïdale et ont un profil longitudinal et transversal particulier.

II.1.Classification des tranchées principales ou d'accès :

a. Selon leurs destinations

- Si elles sont destinées au transport par engins à roues, leur pente est comprise entre 3% et 10% on les appelle ***tranchées inclinées***.
- Lorsqu'elles sont destinées à l'installation d'élévateurs (skips ou convoyeurs), leur pente est forte et on les appelle alors ***tranchées en pente raide***.

b. Selon leurs dispositions

- **Les tranchées extérieures** sont creusées à partir de la surface, en dehors de la carrière, jusqu'à la limite de cette dernière, au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elles donnent accès.

- **Les tranchées intérieures** sont creusées suivant la limite de la carrière, à partir de la surface (ou à partir de l'horizon précédemment découvert) et jusqu'au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elles donnent accès.

En partant de la disposition, du nombre et de la destination des tranchées principales, E. Chesko a établi la classification des procédés de découverture ci-dessous.

Tableau. II.1. Classification des procédés de découverture d'un gîte dans l'exploitation à ciel ouvert (d'après E. Chesko)

Nomenclature des procédés	**Principe des procédés**
-Ouverture par tranchées séparées -ouverture par tranchées groupées -ouverture par tranchées communes -ouverture par tranchées couplées	-Chaque gradin est découvert par une tranchée indépendante -Des groupes de gradins successifs sont découverts par tranchées dépendantes, les différents groupes de gradins sont découverts de manière indépendante -Tous les gradins sont découverts par un seul système de tranchées -Premier, second et troisième procédés avec emploi de deux tranchées pour découvrir chacun, plusieurs ou tous les gradins de la carrière

C .Mode de creusement des tranchées d'accès

Le choix du procédé de creusement des tranchées dépend :

- des dimensions de la section transversale des tranchées
- du relief de la région
- de la possibilité de placer des déblais produits par le creusement des tranchées sur les bords de ces dernières
- du type et des caractéristiques des excavateurs utilisés.

Les procédés de creusement des tranchées sont nombreux. Les principaux d'entre eux peuvent être classés en trois groupes : procédés dits **sans transport**, **avec transport**, et **mixtes**.

II.2.Les modes d'ouverture appliqués aux mines à ciel ouvert :

a- Ouverture des gisements horizontaux et peu inclinés

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

b- Ouverture des gisements inclinés et dressants

Ces gisements situés à une profondeur importante sont ouverts par :

- tranchées communes intérieures
- tranchées combinées

c- Ouverture des gisements à relief montagneux

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

- Si l'angle du flanc de coteau **(β) est faible (4-8)%** la demi tranchée est réalisée sans avoir recours aux travaux de creusement, car ils sont alors remplacés par les travaux de remblayage.
- Dans le cas ou$\beta > \delta$ la demi-tranchée est creusée dans le massif dans toute sa largeur. Il est évident dans telle condition on tache toujours de réduire la largeur d'excavation.

La demi-tranchée peut avoir deux tracés :

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

II.2.1.L'ouverture du gisement au niveau de la mine de Boukhara :

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

A .Etapes de creusement de la demi-tranchée d'accès

1ère étape : On foré des trous de mines de diamètres d_{tr}= 65 mm dans les longueurs varient de 0.8 à 2m. Dans le but de créer une plateforme de largeur de 4 m .Les trous forés qui sont distance de 1m l'une des autres sont chargés, bourrés, en suite tirés.

2eme étape : On évacue les déblais à l'aide d'un bulldozer pour préparer la plateforme de travail là où la sondeuse peut forer les trous.

3eme étape : Après l'évacuation des déblais, on introduit la sondeuse qui va forée des trous inclinés ou horizontaux.

4eme 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.

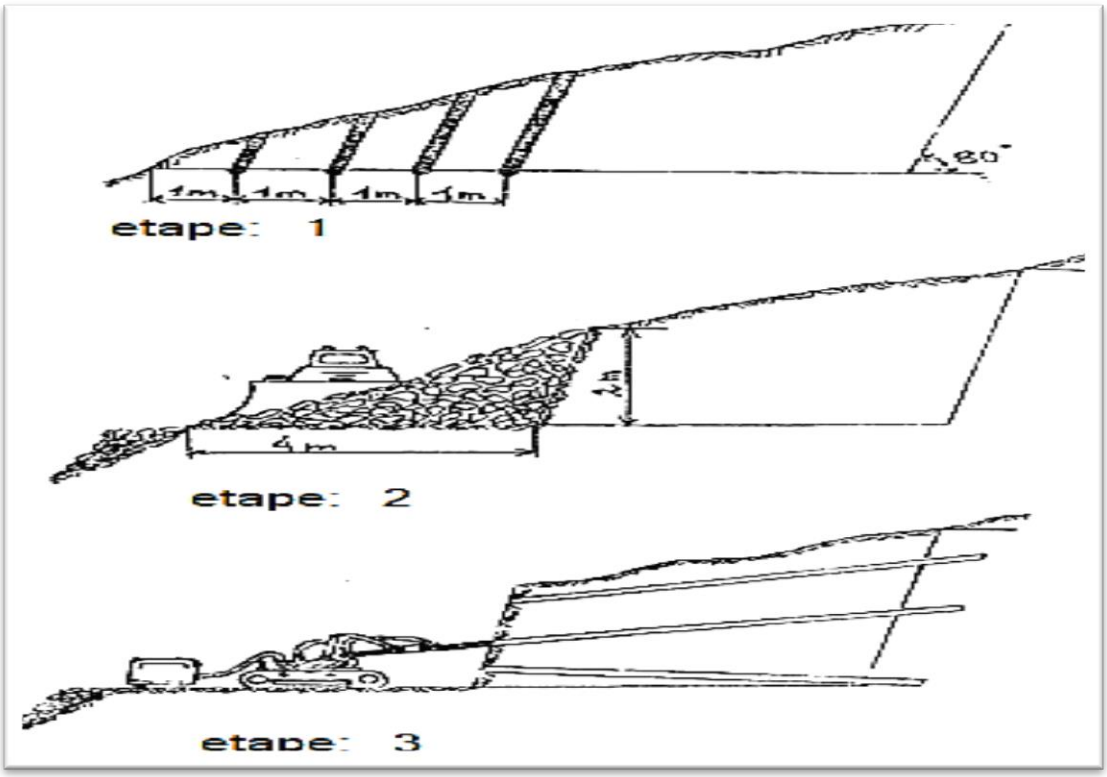


Figure.II.1: Schéma des étapes de creusement de la demi tranchée

De cette manière-là, on fait la réalisation de la demi-tranchée d'accès jusqu'au sommet avec les travaux de tirs et d'évacuation avec le bulldozer ; et il y a des cas où l'évacuation se fait par bulldozer directement dans le cas des roches tendres. Comme se présente dans la figure. Et à chaque fois en réglant la plateforme à l'aide d'un bulldozer qui pousse les déblais sur les versants.

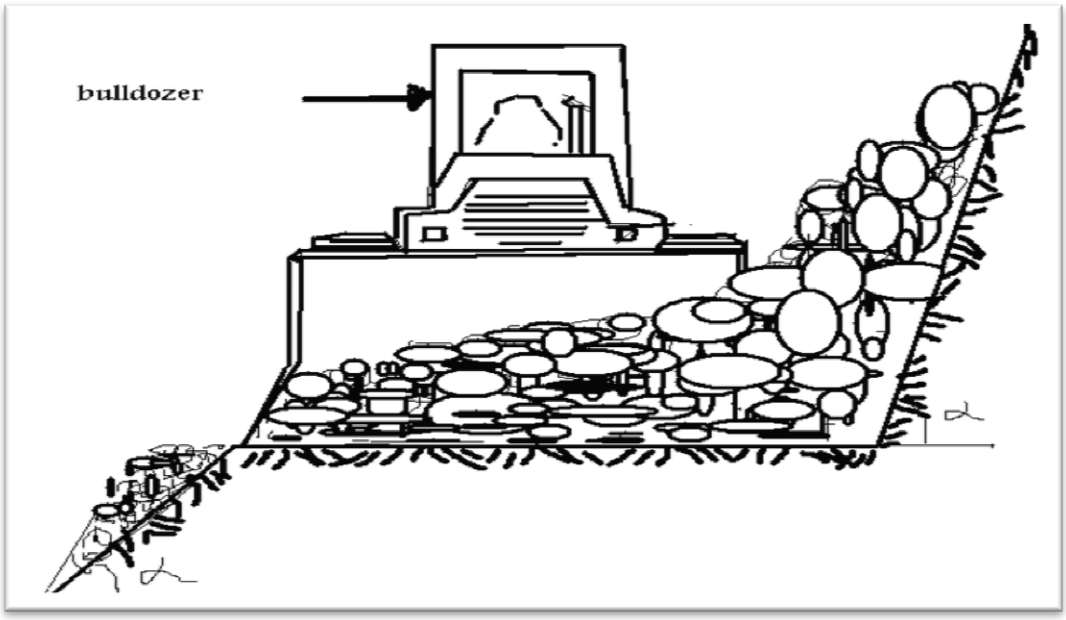


Figure.II.2. 4eme étape de creusement de la demi-tranchée d'accès

B.Paramétres technologiques de la demi-tranchée d'accès :

B.1.Largeur de la demi-tranchée d'accès

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

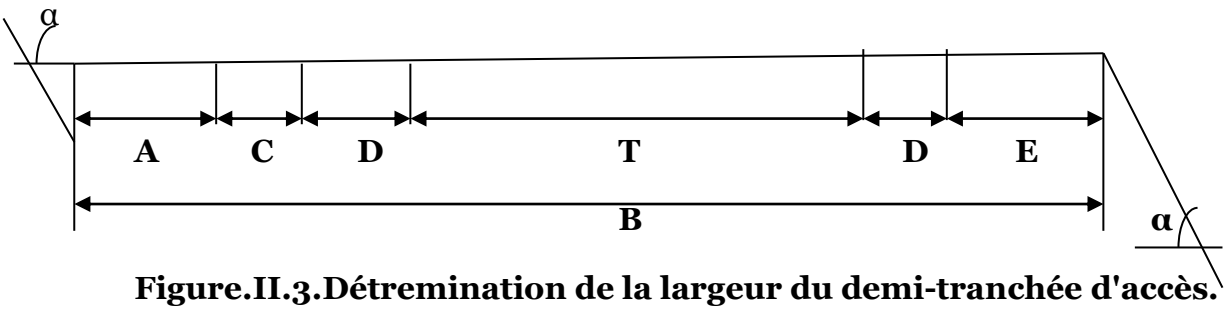


Figure.II.3.Détremination de la largeur du demi-tranchée d'accès.

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

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

D'où:

A: berme de securité de chute de pièrres; A= 1.5-2.0m; (A=1.75m).

T: largeur de la chaussée de transport;m

Dans la carrière de la chaussée de transport est à

deux voies de T = 15,7 m; (voir chapitre transport)

C: largeur de la régole;m , C= 0.5m;

D: largeur des accotements; m, D= 1.0-2.0m; (D=1.5m).

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

Donc:

B= 1.5+0.5+2*(2)+15.97+2.5=**24,47 m**.

B.2.Longueur de la demi-tranchée d'accès

Théoriquement on a la déterminée par la formule suivante:

$$L = \frac{Hf - Hi}{i} * Ka; m$$

Où:

Hf :niveau superieur de la demi tranchée d'accès;m

Hi : niveau inferieur de la demi tranchée d'accès;m

i : pente directrice de la demi tranchée d'accès (8-12%)

Dans la mine de Boukhadra i =10%.

Ka: coefficient d'allangement du tracé; il dépend du type de jonction et de la forme de tracé (voir tableau):

Tableau.II.2. Représente le type de jonction de la demi-tranchée d'accès

Type de jonction	Coefficient d'allangement; Ka
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 mine du Boukhadra le type de jonction se fait à pente directrice donc Ka= 1.2-1.4

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

$$L_1 = \frac{Hf_1 - Hi_1}{i} * Ka = \frac{1000-900}{0.10} * 1.3 = 1300m;$$

B.3.Angle du talus de la demi-tranchée d'accès

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

Dans notre cas, l'angle du talus de la demi tranchée d'acces et le méme que celui des gradins 80°.

B.4..Volume de la demi-tranchée d'accès

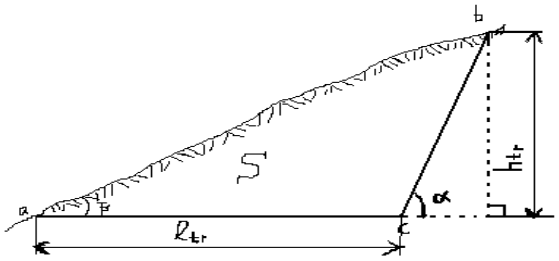


Figure.II.4.Section de la demi tranchée d'accès

Il est déterminé par la formule suivante :

$$Vd'acc = \frac{b^2 * \sin\alpha_d * \sin\beta_f * l}{2\sin(\alpha_d - \beta_f)}; m^3$$

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

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

75° β_f **:** L'angle du flanc de coteau est égal à 60°

L **:** Langueur de la demi tranchée d'accès L= 1300 m.

$$Vd'acc = \frac{24.47^2 * \sin 80 * \sin 35 * 1300}{2\sin(80-35)} = 3109312\ m^3$$

B.5. Calcul du volume de la demi-tranchée de découpage

Se calcule par la formule suivante:

$$Vtd = \frac{b^2 * \sin\alpha_d * \sin\beta_f * l}{2\sin(\alpha_d - \beta_f)}; m^3$$

Où b: largeur de la demi-tranchée de découpage ;m

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

d'où

Rb: rayon de braquage du camion; Rb= 9.5m; dans les conditions de mine de Boukhadra

B : largeur du camion ; B= 5,01 m

m: le bas –coté (l'accotement) m=1m

donc: $b=2(9.5+0.5(5.01)+1)=$**26 m**.

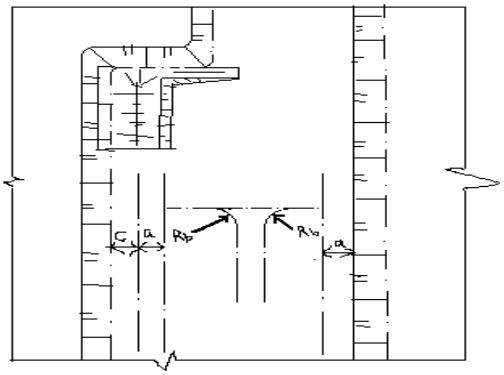


Figure.II.5.Paramètres de la largeur de la demi-tranchée de découpage.

α_d : Angle du talus du bord de la tranchée de découpage $\alpha_d=80°$.

L : Longueur de la demi-tranchée d'accès ;L= 1300 m.

Donc :

$$Vtd = \frac{26^2 * \sin 80 * \sin 35 * 1300}{2\sin(80-35)} = 351008 m^3$$

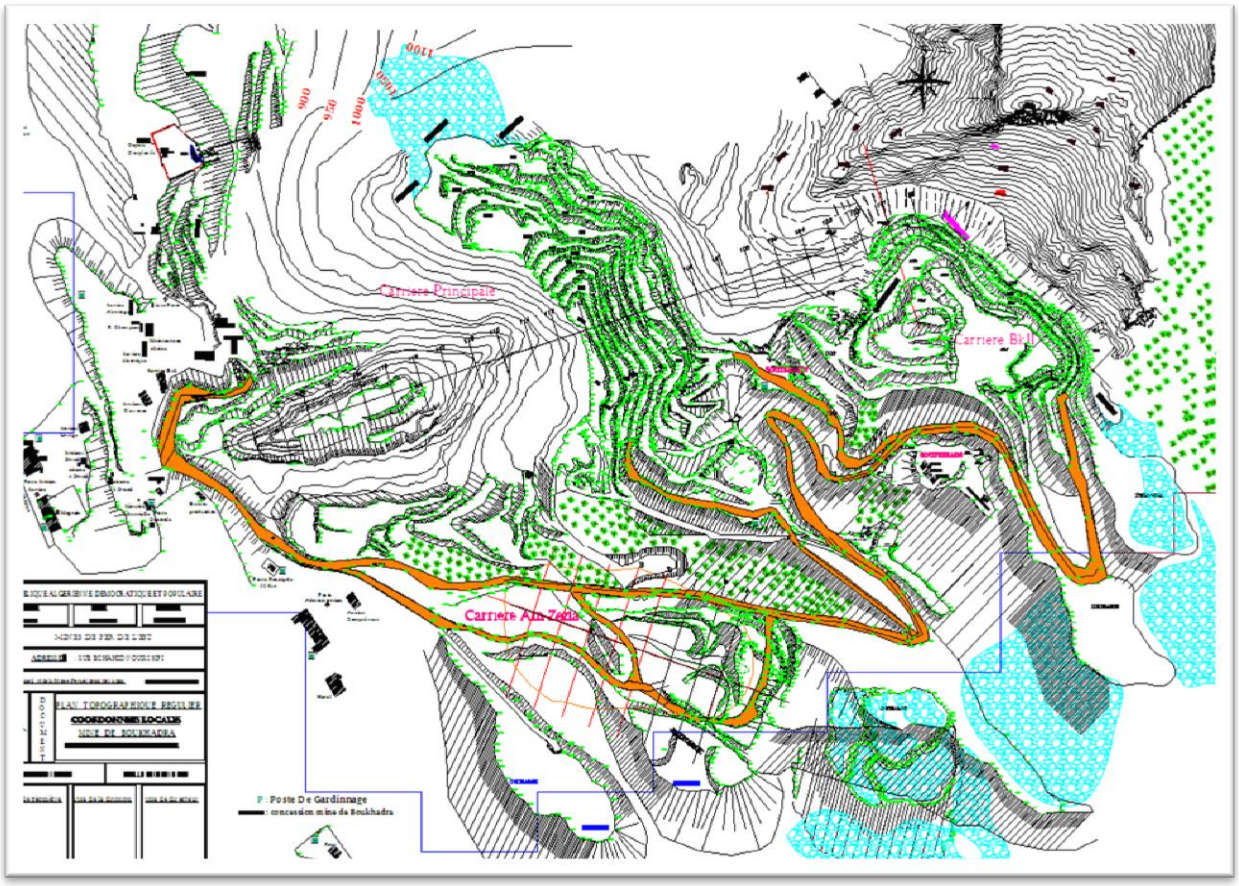


Figure.II.6. Plan d'ouverture de la mine de Boukhadra

II.3.Méthode d'exploitation du gisement de Boukhadra

Introduction

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement du minerai et du stérile dans un ordre bien déterminé.

En d'autre terme, un système d'exploitation caractérise le développement des travaux préparatoires, de découvertures et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

Les travaux de découverture et d'extraction, se caractérisent par l'avancement des chantiers et des fronts de travail dans l'espace et le temps, ainsi que par le type et les paramètres des engins utilisés.

Le caractère de déplacement des chantiers et des fronts de travail définit le système d'exploitation.

Le type et paramètres des engins utilisés doivent être en relation avec le mode de préparation, de chargement et de transport de la masse minière.

II.3.1.Choix de la méthode d'exploitation :

Le choix de la méthode de l'exploitation dépond des facteurs suivants :

a. Caractéristiques géométriques et miniers du gisement.
b. Le nombre et la puissance de chaque gite.
c. L'angle de pendage du gite.
d. Production planifiée en minéral utile.
e. Mode d'ouverture.

Selon le plan topographique, le site de Boukhadra est caractérisé par un relief montagneux avec un angle de flanc de coteau qui varie entre35° à 40°.

Selon la classification de l'académicien REJEVSKYpour ce type de gisement, on adopte la méthode de fonçage avec l'exploitation du haut vers le bas. Elle commence par la préparation du sommet avec un seul bord d'exploitation, afin d'avoir une plate-forme de travail suffisante pour l'emplacement des engins. Au fur et à mesure qu'on avance sur le gradin supérieure ; on ouvre le gradin inferieur à partir de ce niveau. L'accès au gisement s'effectue par demi-tranchée commune de façon à faciliter le trafic des engins de chargement et les engins de forage.

II.3.2.Les paramètres de la méthode d'exploitation :

a) Hauteur de gradin.
b) Largeur de plat -forme de travail.
c) Vitesse d'avancement du chantier.
d) Avancement annuel du front de travail

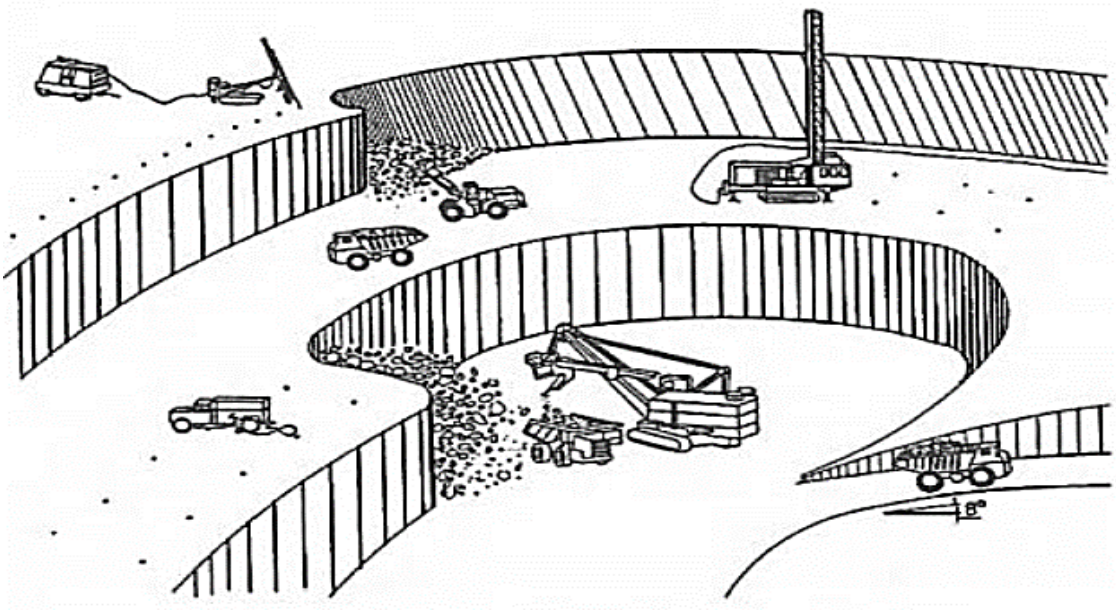


Figure II.7 Paramètres de la méthode d'exploitation

a. Hauteur de gradin :

Lors de la détermination de la hauteur du gradin, on tient compte de quelque facteur comme la sécurité des travaux miniers et la production de carrière et les caractéristiques de gisement.Elle se calcule par la formule suivante :

- pour les roches tendres **:** $\mathbf{h \leq h_{crmax}}$

-pour les roches dures : $\mathbf{h \leq 1{,}5\ h_{crmax}}$

Dans le cas de la mine de Boukhadrala hauteur du gradin est de 15m avant de la réduire à 7,5m pour des raisons de sécurité et stabilité des gradins.

b. **La largeur de plate-forme de travail :**

La largeur de la plateforme de travail elle doit permettre aux équipements miniers de travailler dans les meilleures conditions, elle se détermine en fonction de :

-Les propriétés physico-mécaniques des roches

-Les dimensions du tas des roches abattues

-Les caractéristiques techniques des engins de chargement et de transport.

-Des lignes de transmission électrique ainsi que la disponibilité de réserve prête au chargement.

-En terrain tendre la largeur de la plateforme de travail se calcule avec la formule suivante :

$$\mathbf{L_{pt} = A + C + T + Z\ ;\ m}$$

Lorsque l'abattage se fait à l'explosif, la largeur minimale se calcul par la formule suivante :

$$\mathbf{L_{pt} = Z + T + C + X + A\ ;\ m}$$

- A : largeur de l'enlevure, m

  $\mathbf{A = w + b\ (n-1),\ m}$

  - b : distance entre deux rangées, m
  - n : nombre de rangées
- C : distance entre l'arrête inférieur du gradin et la berme de transport, m
- T : largeur de la chaussée de transport, m
- Z : prisme d'éboulement, m

$$\mathbf{Z = hg\ (ctg_{\gamma} - ctg_{\alpha}),\ m}$$

  - $\boldsymbol{\gamma}$: Angle du talus stable (35-60°)
  - α : angle du talus du gradin
- X : largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure, m

$$\mathbf{X = 15}\frac{q}{\gamma}\sqrt{hg.A}\ \mathbf{,\ m}$$

  - γ : densité de la roche en place, t/m3

Puisque l'abattage dans la mine à ciel ouvert de Boukhadra se fait par l'explosif, alors la plate-forme de travail se calcule par :

L_{pt}= Z+T+C+X+A ; m

- Z : prisme d'éboulement

  Z= 15(ctg60–ctg85) **Z= 3,67 m**
- T : largeur de la chaussée de transport, m **T= 15,47 m** (voir transport).

Dans notre cas en prend C= 2,5 m

- A : largeur de l'enlevure, m

A= 4,2 m (voir travaux de forage et tir).

- X : largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure, m

X= $15\frac{q}{\gamma}\sqrt{hg.A}$, m

q= 1,0723 Kg/m³(voir travaux de forage et de tir)

X= 46,42 m

Alors :

L_{pt}= 3.67+15.47+2.5+46,42+4,2 ; m

L_{pt}= 72,26 m

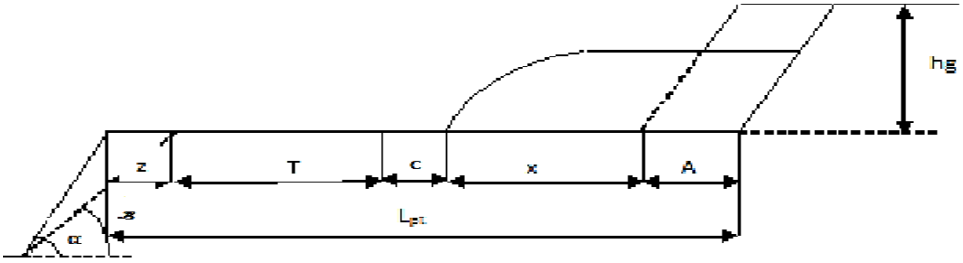


Figure II.8 : Plateforme de travail.

c. Vitesse de déplacement du chantier :

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_{cha}= $Qch/_{A*Hg}$; m/poste

Qch : Rendement de la chargeuse

Qch = 945,39m³ /poste.

A : Largeur d'enlevure

A= 4,2 m (voir les travaux de forage et tir).

V_{cha}= 225 m/poste

d. La vitesse d'approfondissement de la mine :

Elle est déterminée par la formule suivante :

A_{an}= ——— ; m/an.

P_{an} : La production planifie de la mine ; P_{an}= 4740000 T/an = *AA* 36m³.

H_c : Hauteur totale des gradins du minerai H_c = 60 m.

L_{ft} : Longueur totale du front des travaux pour tous les gradins ; L_{ft}=900 m.

A_{an}= ——— = **31,9 m**

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

Paramètres	Désignations	**Valeurs**	Unités
Hauteur de gradin	Hg	**15**	m
Largeur d'enlevure	A	**4,2**	m
Largeur de la plate-forme de travail	**L_{pt}**	**76,26**	m
Largeur du tas de roche abattus	X	**46,42**	m
La chausse de transport	T	**15,47**	m
Largeur de prisme d'éboulement	Z	**3,67**	m
Vitesse de déplacement	V_{cha}	**225**	m/p
Vitesse d'avancement du front	A_{an}	**31.9**	m/an

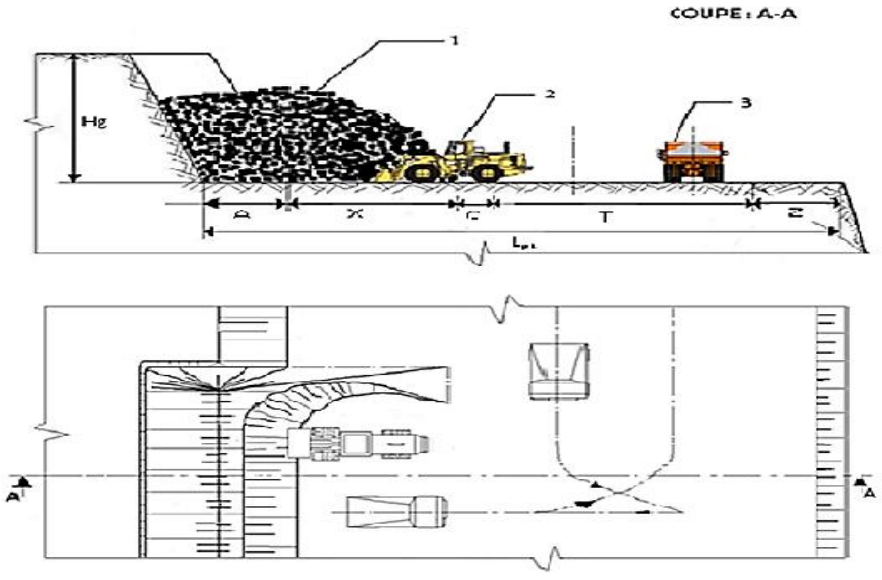


Figure II.9: Schéma de l'organisation de travail.

A : largeur d'enlevure. X : largeur du tas des roches abattus.

C : distance de sécurité. T : largeur de la chaussée de transport.

Z : prisme d'éboulement.

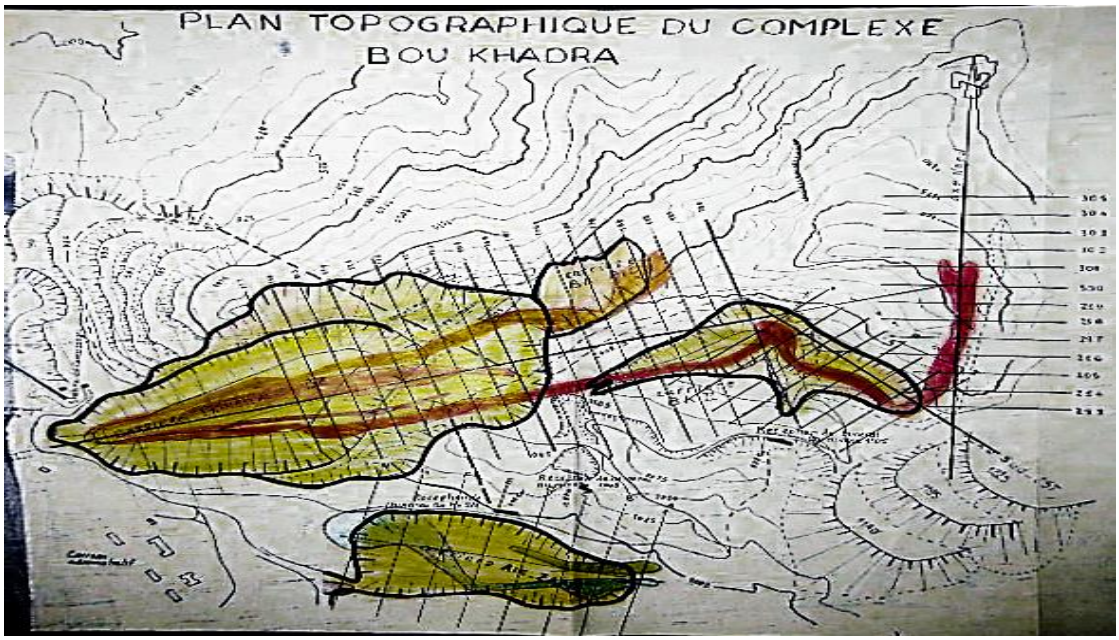


Figure II. 10: Plan topographique du complexe Boukhadra.

II.4.Le forage

II.4.1.Généralités :

1.1- Choix du mode de forage :

Les principaux modes du forage mécanique sont :

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

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

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

1.2- Procédure de choix de la machine de forage :

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

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

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

-Baser sur des conditions de soufflage, concevoir le modèle de trou de forage (taille et profondeur de trou, inclinaison, fardeau, espacement, etc.).

-Déterminer les facteurs de forabilité, pour le genre de roche prévu, et identifier les candidats méthode de forage qui semblent faisables (les fabricants peuvent réaliser des essais de forabilité de roche et recommander les exercices et l'outil de forage).

-Spécifier les variables d'opération pour chaque système à l'étude, y compris le forage, la tige, l'outil de forage, et les facteurs de fluide de circulation.

-Estimer les paramètres d'optimisation du traitement, y compris la disponibilité de machine et les coûts, et comparer. Considérer la source d'énergie et choisir les caractéristiques. Les centres de coût importants sont peu, forent la dépréciation, le travail, l'entretien, la puissance, et les fluides. L'usage et les coûts de l'outil de forage sont critiques mais difficile pour projeter.

-Choisir le système de forage qui, en satisfaisant mieux indisposent des conditions, a le plus bas coût global, proportionné à l'exploitation sûre.

-Les points 4 et 6 sont les la plupart des étapes difficile à accomplir du procédé de conception entier, principalement en raison du manque de fiabilité actuel de la prévision d'exécution de forage et détermination de forabilité.

1.3- Choix du type de la sondeuse :

a- Indice de forabilité :

Le choix de la méthode de forage dépend de l'indice de forabilité qui est proposé par l'académicien RJEVSKY.V.V qui se base sur la dureté et la densité de la roche par la formule suivante :

$$I_f = 0{,}007*(\delta_{comp}+\delta_{dep})+0{,}7\,\gamma$$

Où :

δ_{comp}: Résistance des roches à la compression ; 700 Kgf/cm²

on a : δ_{comp}=70MPa ; 1MPa=10Kgf/cm² donc : δ_{comp}=700Kgf/cm²

γ : la masse volumique, γ=2,75

δ_{dep} : résistance des roches au cisaillement ; Kgf/cm², elle est calculée par la formule suivante :

$\delta_{dep}=(0,16\div0,33)\ \delta_{comp}$

δ_{dep}=0,2*700=140Kgf/cm2

Donc : $I_f=0,007*(700+140)+0,7*2,75$

I_f= 7.81 $I_f \approx$ 8

-Classification des roches selon l'indice de forabilité :

La classification des roches selon l'indice de forabilité recommandé par RJEVSKY. V. V est montrée dans le tableau N°II.4

Tableau. II.4 : classification des roches selon leurs indices de forabilité

Type de forabilité	I_f	Classe	Catégorie
Forabilité très facile	1-5	I	1, 2, 3, 4,5
Forabilité facile	5,1-10	II	6, 7, 8, 9, 10
Forabilité moyenne	10,1-15	III	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15,1-20	IV	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20,1-25	V	21, 22, 23, 24, 25

Selon la classification des roches et la valeur de l'indice de forabilité calculé, notre roche est de forablité facile (classe II, catégorie 8).

B. Indice de tirabilité :

L'indice de tirabilité ou la consommation spécifique étalon se calcule par la formule :

$q_{et}= 0,02(\sigma_c + \sigma_{tr} + \sigma_{depl}) + 2\gamma$, g/cm³

γ : Masse volumique γ = 2.75 t/m³

- σ_c Résistance à la compression des roches, σ_c= 700 kgf/cm²
- σ_{tr} : Résistance à la traction des roches, 70kgf/cm²

σ_{tr} = (0,08 ÷ 0,12) σ_c ; kgf/cm²

σ_{tr} = 0.10 * 700 = 70 kgf/cm²

- σ_{depl} : Résistance au déplacement des roches, σ_{depl}=140kgf/

  cm² σ_{depl} = 140 kgf/cm² (voir 'indice de forabilité')

q_{et}= 0,02 (700 + 70 + 140) +2 * 2,75 = 23.7 ; g/cm³

q_{et} =23.7 g/cm³

-Classification des selon l'indice de tirabilité :

La classification des roches selon l'indice de tirabilité recommandé par RJEVSKY. V. V est montrée dans le tableau N°III.2

Tableau II.5 : classification de la tirabilitédes roches suivant leur consommation spécifique étalon.

Tirabilité	qet, g/cm³	classe	Catégorie
Facile	<10	I	1, 2, 3, 4,5
Moyenne	10,1 – 20	II	6, 7, 8, 9,10
Difficile	20,1 – 30	III	11, 12, 13, 14,15
Très difficile	30,1 – 40	IV	16, 17, 18, 19,20
Exclusivement difficile	40,1- 50	V	21, 22, 23, 24,25

Selon la classification des roches et la valeur de l'indice de tirabilité calculé, notre roche est detirabilité difficile (classe III, catégorie 12)

C .Diamètre des trous :

Le diamètre des trous détermine les principaux paramètres des travaux de forage et de tir et du type de la sondeuse.

Dans les carrières modernes, on applique des trous de diamètres de 100 à 300mm. Le diamètre des trous est calculé par la formule suivante : (RJEVSKY.V.V ,1971)

D = K. C

Où :

- K : Coefficient qui tient compte de la tirabilité de la roche

  K= 0,1 ; pour une tirabilité difficile

  K=0,2 ; pour une tirabilité moyenne

  K= 0,3 ; pour une tirabilité facile

- Pour notre cas, la tirabilité de la roche est difficile donc K =0,1

- C : dimensions admissibles des morceaux ; mm.

Les dimensions admissibles des blocs se choisissent d'après l'ouverture maximale du concasseur, pour notre cas ; C = 1200 mm

Donc le diamètre des trous est égal à :

D = 1200 x 0,1 = 120 mm

D .Choix du type de la sondeuse :

Le choix du type de la sondeuse dépond du mode de forage et de diamètres des trous.. Le tableau N°III.3 représente le choix du type sondeuse.

Tableau.II.6 : Choix du type de la sondeuse

Sondeuse	Diamètre du trou (mm)	Indice de forabilité
A molette	160 190 ÷ 243 243 ÷ 262	5-10 7-12 8-14
A vis	125 160	1-3 1-6
Roto percutant	105 ÷ 125 185	6-15 10-25
Thermique	200 400 ÷ 180	10-25 12-25

Avec une dureté de roche égale à 6 et d'après l'indice de forabilité et les deux classifications, le mode de forage conforme dans notre cas est roto-percutant avec un marteau hors de trou et un diamètre de 105 à 125 mm.

La sondeuse utilisée pour le forage au niveau de la mine de Boukhadra ne répond pas aux normes car elle réalise des trous avec un diamètre de 155 à 172 mm (diamètre non conforme ; cela a un grand impact sur la fragmentation de la roche (présence des hors gabarits ou une petite granulométrie après le tir) et sur la destruction de la roche pendant le forage: ce que diminue le rendement de la sondeuse.



Figure. II.11.La Sondeuse INGERSOLL - RAND T4BH utilisée pour les travaux de Forage au niveau de la mine de Boukhadra

TableauII.7 : Caractéristiques techniques de la sondeuse INGERSOLL-RAND T4BH.

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

2. Productivité de la sondeuse utilisée au niveau de la mine de Boukhadra :

2.1- Vitesse théorique de forage : elle se détermine par la formule :

$V_f = \frac{ax}{2\ 2}$; m/h

Où :

P_{ax} : la pression axiale sur l'outil de forage ; KN

Elle est calculée par la formule empirique suivante :

$P_{ax}=(6\text{-}7)f \times D_t$

f : coefficient de dureté de la roche, pour notre cas f =6.

D_t : diamètre du trou ; mm, Dt=120mm

$P_{ax}=7*6*120=5040$ KN

n : nombre de tours du trépan par minute choisis d'après les caractéristiques de la sondeuse, la sondeuse utilisée au niveau de la mine de boukhadra a un nombre de tours de 200 à 400 tours /min, dans nos calcul on utilise la valeur moyenne de cet intervalle, n= 300tr/m

I_f : indice de forabilité. I_f=7.81

$V_f = \frac{}{2* \quad 2}$ = 61.28 m/h

2.2- Rendements :

- **Rendement théorique $R_{thé}$:**

$R_{thé}$ = Vf x Tp m/p

Tp : temp d'un poste .

$R_{thé}$ = 61.28*8

$R_{thé}$ = 490.24 m/p

- **Rendement effectif par poste:** se calcule par la formule suivante :

R_{exp} = $R_{thé}$ x Ku , m/poste

Où :

K_u : coefficient d'utilisation 0,8.

R_{exp} = 490.24 * 0.8

R_{exp} = 392.192 m/poste .

- **Rendement journalier R_j :**

R_j = $R_{thé}$* Np , m/j

Np : nombre de poste pour la sondeuse ;Np=1 .

R_j = 490.24*1 =**490.24 ;m/j**

- **Rendement annuelle R_{an} :**

R_{an} = R_j * Nj , m/an

Nj : nombre des jours ouvrable ;Nj=255 .

R_{an}= 490.24*255 =**125011.2 m/an**

II.4.3.Travaux de tir :

3.1. Généralités sur les travaux de tir :

Introduction :

L'abattage des roches représente le premier maillon des processus technologique de l'exploitation des gisements à ciel ouvert.

Il consiste à modifier l'état naturel des roches dans le but d'améliorer le processus de leur extraction. La préparation des roches à l'extraction peut être effectuée en utilisant deux méthodes :

- ✓ L'abattage des roches à l'explosif.
- ✓ L'émottage mécanique des roches (ripage).

Les travaux de tir sont largement utilisés dans les carrières. Dans ce cas, la roche est séparée du massif à l'aide d'explosif placé dans les trous réalise à cet effet.

L'émottage mécanique tante actuellement, grâce aux nouveaux engins de ripage très puissants, de remplacer les travaux de tir.il consiste à disloquer le massif en blocs dimensionnés sous l'effortmécanique. La qualité de l'abattage des roches prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciels ouvert. Nous allons donc, dans ce qui va suivre, étudier d'abord quelques notions sur les explosifs, puis l'abattage des roches à l'explosif et enfin l'émottage

A- Notions sur les explosifs et leur emploi :

1- Définition :

On désigne sous le nom de substances explosives des composés définis ou des mélanges de corps susceptibles par une décomposition chimique de libérer leur énergie potentielle en un temps très court. Généralement cette libération d'énergie s'accompagne du dégagement d'un important volume gazeux porté dès lors à une température élevée et le milieu ambiant est soumis à une pression brutale qui peut atteindre des volumes extrêmement grands. Cette définition appelle toutefois certaines remarques. En effet, quelques substances explosives appartenant sur totaux groupes des explosifs d'amorçage ; ne dégagent que très peu ou même pas de gaz lors de leur décomposition et les effets d'explosion sont alors dû à l'échauffement rapide de l'air ambiant par l'énergie de la décomposition de la substance explosive. On peut classer donc les explosifs en deux groupes :

- explosifs endothermiques : ceux dont les molécules sont formées à partir de leurs éléments avec absorption de chaleur. Dans ce cas le dégagement de chaleur est dû uniquement à la décomposition de la substance explosive en ses éléments.

- explosifs exothermiques : ceux dont les molécules sont formées à partir de leurs éléments avec dégagement de chaleur. Dans ce cas l'énergie de l'énergie fournie par l'explosion ne pourrait êtrela décomposition en éléments des molécules, puisque cette décomposition absorbe de la chaleur mais la destruction de l'édifice moléculaire qui s'accompagne de réactions entre certains groupes on certains groupes ou certains éléments de molécules ; réactions qui libèrent de la chaleur.

2- Caractéristiques des explosifs :

Quand on veut étudier ou choisir un explosif pour un travail déterminé, on doit connaître ses caractéristiques techniques qui sont principalement :

- sa capacité de travail ou pression de détonation ;
- sa bressane ou vitesse de détonation ;
- sa sensibilité à l'onde explosive et son aptitude à transmettre la détonation ;
- sa résistance à l'humidité à l'eau ;
- son état physique ;
- les fumées ou gaz auxquelles il donne naissance.

2-1 Capacité de travail

Elle caractérise l'aptitude des explosifs à exécuter un travail mécanique à l'arrachement des roches du massif. Elle dépend du volume de gaz, de la vitesse de détonation et de la quantité de chaleur dégagée lors de l'explosion. Elle peut être déterminée par l'essai de Tantzl.

2-2 Puissance

La puissance qui fait intervenir le volume de gaz dégagé et la température exprime le travail utile effectué. Elle est mesurée par le C.U.P (coefficient d'utilisation pratique) de l'unité de masse. Ces C.U.P varient à peu près de la façon suivante :

*__Explosifs très puissants :__
c.u.p=1,30 à 1,80

*__Explosifs nitratés brisants :__
c.u.p=1,10 à 1,38

*__Explosifs de faible puissance :__
c.u.p=0.6 à 0.85

On peut déterminer le C.U.P de la façon suivante :

c.u.p=100*15/c

Ou c : désigne la masse d'explosif qui provoque dans le bloc de plomb le même évasement que 15 g de mélinite.

2-3 vitesse de détonation

La vitesse de détonation est la célérité de propagation d'une onde de détonation (onde de choc) qui est déterminé par la méthode de D'Autriche ou l' énergie strem en toxillo graphique .

Comme explosif possédant un régime de déflagration, nous avons principalement la poudre noire. Au contraire tous les explosifs utilisés pour l'amorçage ou l'abattage sont détonnant et brisant.

- Lorsqu'une substance explosive déflagre, la surface en ignition progresse à une vitesse qui va de quelques millimètres à quelques mètres par seconde au maximum, sans phénomène mécanique et sans bruit notable. Cette vitesse n'est pas constante, mais varie avec les conditions des essais et notamment avec la pression du milieu ambiant. Les gaz et les fumées qui prennent naissance et la surface de décomposition de la substance se déplacent en sens contraire. La flamme se dirige donc vers la partie consumée de la poudre et la partie intacte de celle-ci reçoit uneimpulsion dans le sens même de la propagation de la surface en ignition.

- Lorsqu'une substance explosive détone, la surface de décomposition progresse à une vitesse constante atteignant plusieurs kilomètres par seconde et cette propagation s'accompagne d'un claquement aigu et d'une très forte élévation de la pression. Les gaz et les fumées se déplacent dans le même sens que la surface de décomposition, aussi la partie de la substance qui n'a pas encore détone ne reçoit aucune impulsion.

2-4-Résistances à l'humidité et l'eau :

* Nitrate d'ammonium (Anfomil) :

Il est soluble dans l'eau à 30°c.Cent moles d'eau dissolvent 54,5 moles de nitrate. On peut par des enrobages convenables éviter sur lui une action trop rapide de l'eau qui existe dans un trou de mine, mais il est également très hygroscopique et déliquescent, d'où la nécessité de protège avec soin les cartouches qui en renferment. Cette protection s'obtient soit par paraffinage, trempage de la cartouche dans un bain de la paraffine fondue, soit en l'encartouchés dans des étuis étanches en matière plastique, carton imperméable ou même métal.

* Chlorate de potassium ou de sodium. – ils sont solubles dans l'eau mais résistent très bien à l'humidité et ne sont pas déliquescents. Ils permettent de faire des explosifs durables dans les pays tropicaux chauds et humides.

* Nitroglycérine ou nitrocellulose. –ils sont pratiquement insolubles dans l'eau, la dynamite. Gomme est un explosif de choix pour les travaux sous-marins puisqu'elle conserve ses qualités après des séjours de plusieurs mois et même de plusieurs années sous l'eau.

2-5- Résistances à la chaleur et au froid

La chaleur ne doit pas faire exsuder l'un des constituants de l'explosif, ni en modifier la forme cristalline et celle à doit rester stable à des températures de 40°à50°c.

Le froid a été autre fois le grand ennemi des dynamites, la nitroglycérine gelait aux environs de 12°c. La dynamite congelée devenait très sensible au choc et l'on devait la faire dégeler dans des marmites à double paroi avec chemise d'eau chaude.

Depuis l'emploi du mélange intro-glycéroglycol en 1925, cette préoccupation a pratiquement disparu : le mélange à 40% de glycol permet aux dynamites de résister à des températures de 25°c au-dessous de zéro.

2-6-Etat physique et mode de présentation.

La plupart des explosifs industriels se présentent sans forme de poudre plus ou mains fine, plus ou moins grasse qui sont encartouchés à une densité variant pratiquement de 0,8 à 1,6.

Quelques-uns au lieu d'être pulvérulents sont plastiques, gélifies (gélatineux), leur densité est généralement supérieure à 1, et ils permettent d'obtenir une densité de chargement plus forte par unité de volume de trou de mine.

Certains explosifs pulvérulents de faible densité, mais présentés sous forme de granulés coulant facilement permettent d'obtenir une bonne densité de chargement en employant lorsque le règlement l'autorise, la méthode de chargement en vrac, car alors l'explosif remplit intégralement la cavité, alors qu'avec des explosifs sous forme de cartouche il reste toujours un espace non négligeable entre les cartouches et les parois du trou.

2-7- Fumées ou gaz dégages par la détonation.

Ils sont assez différents selon la détonation a été franche et a produit du travail ou qu'elle a été incomplète par suite d'une mauvaise transmission de l'onde explosive

(matière humide, densité d'en cartouchage trop élevée). La détonation franche donne surtout du gaz carbonique et la détonation incomplète donne en autre de l'oxyde de carbone et des oxydes d'azote.

Les mauvaises détonations ont peu d'importance dans les tirs en plein air (carrière), elles en prennent une dans les tirs souterrains (galeries, chantiers etc…) si l'aérage n'est pas suffisant.

- gaz toxiques : On doit connaitre qui exceptionnellement peuvent prendre naissance dans les tirs.

* le plus toxique est le peroxyde d'azote NO_2 dont la concentration maximale tolérable est de 10 à 25.P.P.M, il irrite les vies respiratoires et donne de l'œdème du poumon.

* l'oxyde de carbone CO est nettement moins dangereux, l'homme en toléré une concentration de 5000 P.P.M, sa respiration devient très pénible à 50000, l'évanouissement apparait à 100000 et la mort à 250000 P.P.M.

3- Effet d'une explosion

Quand un explosif détone, il se produit simultanément est selon une succession rapide, une série de phénomènes. Ainsi en se décomposant, l'explosif dégage un très grand volume de gaz porté à une température très élevée. Les gaz d'explosion atteignent une pression de plusieurs bilobars et la température à 3000°c.L'onde de choc parcourt la roche à une grande vitesse de 2000 à 8000 m/s et plus : Il est souhaitable pour une bonne fragmentation que la vitesse de détonation de l'explosif soit supérieure à la vitesse de référence de la roche.

L'explosif agit en deux temps :

1-L'onde de choc qui fissure le massif.

2-L'expansion des gaz qui effectue la majeure partie du travail demandé.

Autour d'une charge se forme la zone de compression (zone de déformations plastiques).Le diamètre initial du trou s'élargit de près du double. Dans cette zone les roches supportent la sur fragmentation.

Lors des tirs d'abattage par charges de tirés, le rayon de la zone de compression est (1/1.75) dc. Où - dc : diamètre de la charge.

L'onde de choc se déplace du centre à la périphérie, provoquent dans la roche des tensions radiales et des tensions tangentielles. Dans cette zone qui est appelée zone de la formation des fissures, l'énergie du tir est consommée pour surmonter la résistance des roches au déplacement, à la traction et en partie à la compression arrivée à un certain point, ces deux tensions subissent des variations, qui d'un maximum positif (compression) à un maximum négatif (distension), puis s'annulent.

Les tensions radiales ne produisent pas d'effet sensible dans la roche. Ce pendant les tensions tangentielles lorsqu'elles sont de distension produisent une fissuration selon des rayons de (20 à 50) de à partir du centre du trou. Cette zone est dite de fissuration après la zone de formation des fissures se trouve la zone de secousses. Cette dernière ne se caractérise que par les déformations élastiques, lorsque la charge est éloignée des surfaces dégagées.

L'onde de choc, lorsqu'elle arrive à la surface libre du gradin, tend à projeter le matériau.

Les zones de compression et de la formation des fissures forment ensemble la zone de fragmentation réglée. Dans la zone de secousses, les roches se détruisent en partie suivant les fissures naturelles (sans fragmentation des blocs naturels). C'est la zone de fragmentation non réglée.

En règle générale, on tache toujours d'augmenter au maximum la zone de fragmentation réglée. La distribution de l'énergie du tir dépend des caractéristiques du massif et des roches, du nombre de surfaces dégagées, de la structure de la charge, de l'ordre du tir que de sa destination.

Le degré de fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré de la fragmentation.

4- Choix des explosifs selon les caractéristiques de la masse rocheuse :

Le choix du type d'explosif a une influence significative sur les résultats du tir. Selon Jimeno(1995), les critères de sélection des explosifs dépendent de la nature des roches qui sont classifiées en quatre groupes : roches massives et dures, roches fortement fissurées, roches fissurées en blocs et les roches poreuses.

- **Roches massives et dures :** Ces roches contiennent peu de fissures et de plans de faiblesse. Elles exigent de l'explosif une forte énergie de tension et une grande vitesse de détonation ; donc une grande densité comme les émulsions et les explosifs gélatineux.
- **Roches très fissurées :** Ces genres de roches ont besoin de beaucoup d'énergie de gaz pour achever la fragmentation par rapport à l'énergie de tension. L'onde de choc, en arrivant à la surface de contact des fissures sera interrompue. C'est pourquoi les explosifs de faible densité comme l'ANFO sont d'intérêt.
- **Roches fissurées en blocs :** Sont caractérisées par un grand espacement entre les discontinuités qui forment des blocs in-situ volumineux. La fragmentation est régie principalement par la géométrie de la maille de tiret moins sur les propriétés de l'explosif. Dans ce cas, des explosifs avec un rapport équilibré (énergie de tension/énergie de gaz) sont recommandés, comme les ANFO lourds (mélange d'ANFO et d'émulsions dans des proportions variables).
- **Roches poreuses :** Dans ces roches, un grand effet d'amortisseur et absorption d'énergie de tension est produit. L'énergie de gaz effectue presque toute la tâche de rupture. Indépendamment du choix des explosifs appropriés, qui seraient ceux avec la faible densité et la faible vitesse de détonation, telle que l'ANFO ; les mesures suivantes doivent être prises pour maintenir les gaz dans les trous aussi longtemps que possible :
  - Contrôle de la hauteur et du matériel de bourrage ;
  - Dimensionnement correct de la distance entre les trous ;
  - Amorçage au fond du trou.

5- Sens d'amorçage : (Direction de propagation de l'onde explosive)

En pratique pour provoquer la détonation d'un explosif, il faut errée à son contact une onde explosive qu'on obtient à l'aide d'un détonateur (électrique ou simple) ou de cordeau détonant .Dans les charges allongées (charge de trou), il est très important de souligner le monde d'amorçage. En effet, si le détonateur électrique permet d'initier l'explosion d'une charge allongée à partir de sa base ou son sommet, il n'en est pas de même pour le cordeau détonant.

Autrement dit, si la charge est amorcée par le cordeau détonant, l'impulsion est toujours perçue au sommet de la charge. Ainsi l'onde explosive se dirige du haut vers le bas du gradin, alors qu'on essaie dans la plupart des cas d'obtenir l'inverse qui permet de faire réfléchir totalement l'onde de choc.

On estime dans ces carrières que la charge d'amorçage reliée au cordeau détonant donnerait l'impulsion nécessaire à la charge principale .Cela nous laisse penser que le cordeau détonant n'a aucun effet sur l'Anfomil.

En vérité, le cordeau détonant transmet l'onde explosive presque en même temps aux deux explosifs utilisés. Ainsi l'espoir de voir la marmanite amorcer l'anfomil est vain.Le meilleur résultat serait obtenu si la charge principale est amorcée par la marmanite. Une solution est possible si le cordeau détonant venait à être introduit à l'intérieur d'un tube isolant comme le montre le schéma ci-contre. Dans ce cas, l'Anfomil n'étant pas en contact direct avec le cordeau sera amorcé par la marmanite, et cela permet d'obtenir une détonation franche aux effet très désirés pour une bonne fragmentation.

6- Disposition des trous et ordre de tir

Les trous peuvent être disposés suivant une ou plusieurs rangées. la disposition est caractérisée par la distance (a) entre les sondages d'une même rangée, la distance (b) entre les rangées et celle entre la ligne de la 1errangée de trous et l'arrête supérieure du gradin. La distance horizontal (w) comprise entre l'axe des trous de la première rangée et l'arrête inférieure du gradin s'appelle ligne de résistance des roches au pied du gradin (N.B : ne pas la confondre avec la ligne de moindre résistance.

Le rapport e/b s'appelle coefficient de rapprochement des trous ou bien (incidence de tir).

On prend la valeur de m'en fonction de la résistance de la roche au tir pour les roches :

- Tirabilité facile , m = 1.15
- Tirabilité moyenne ,m= 1 à 1.05
- Tirabilité difficile , m= 0.9

L'introduction du tir à micro-retard a contribué dans de larges limites au perfectionnement de l'abattage des roches à l'explosif.

Ce procédé se distingue des autres par ses larges possibilités de réglage de la qualité de fragmentation des roches, tout en maintenant la sécurité des travaux de forage et de tir à un niveau appréciable.
Les schémas principaux lors du tir à une seule rangée sont les suivants :

- successif
- Par-dessus un sondage ;

- D'onde ;
- Avec le bouchon.

ABATTAGE DES ROCHES A L'EXPLOSIF

1. Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir :

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

Malgré l'accroissement de capacité des engins miniers la qualité de la fragmentation demeure toujours un problème d'actualité les travaux de forage et de tir à ciel ouvert doivent assure :

- le degré nécessaires et régularité de la fragmentation des roches.
- l'obtention d'une plate-forme nette sans aucun obstacle empêchant le bon déroulement des travaux de chargement et autres.
- l'obtention du tas de roches abattues aux dimensions optimales.
- Un volume suffisant de la masse minière pour garantir un meilleur rendement de chargement de transport
- la sécurité des travaux des installations et de l'environnement.
- des dépenses minimales.

Les dimensions maximales admissibles des blocs sautés se déterminent en fonction de paramètres des engins miniers. A savoir :

- de la capacité du godet de l'engin de chargement (E)
  $d_{max} \leq 0.8\sqrt[3]{E}$ (m)
- de la capacité de la benne du camion (G)
  $d_{max} \leq 0.5\sqrt[3]{G}$ (m)
- de la largeur de la bande du corroyeur (B_c)
  $d_{max} \leq 0.5B_c + 0.1$ (m)
- de l'ouverture du concasseur (a)
  $d_{max} \leq 0.8\ a$ (m

Les exigences technologiques des travau d'abattage au niveau de la mine de Boukhadra :

Les dimensions maximales admissibles des blocs issus des roches explosées doivent être :

- **<u>Pour la chargeuse : (E=8,4 m³) :</u>**

$C \leq 0{,}8\sqrt[3]{E}$, m$C \leq 0{,}8\sqrt[3]{8{,}4} = 1{,}62$ m

- C : diamètre maximale admissible des morceaux abattus
- E : capacité du godet, m³

- **<u>Pour la benne du camion : (V_C=42m³) :</u>**

$C \leq 0.5\sqrt[3]{vc}$, m $C \leq 0.5\sqrt[3]{42} = 1{,}72$ m

- v_C : Capacité de la benne du camion,

- **<u>Pour l'ouverture du concasseur : (b=1,5m) :</u>**

$C \leq 0{,}8b$, m $C \leq 0{,}8.\ 1{,}5 = 1{,}2$m

- Dimension de l'ouverture du concasseur (b)

- **<u>Diamètre optimal des blocs abattus :</u>**

$D_m = 0{,}17\sqrt[3]{E}$, m$D_m = 0{,}17\sqrt[3]{8{,}4} = 0{,}35$ m

les morceaux de roches qui ne satisfont pas ces exigences (relations) sont dits 'blocs hors-gabarits' L'augmentation du taux de hors-gabarits la pénétration de godets. Ce qui réduit le rendement des engins de chargement et de transport à cause du mauvais rom-padage de blocs dans leurs récipients dans ce cas le coefficient d'excavation (K_{ex}) diminue considérablement.

$K_{ex} = \frac{Kr}{Kf} = \frac{Vg}{E.Kf}$

oû

K_r : coefficient de remplissage 0,7

K_f : coefficient de foisonnement 1,35

V_g :est le volume des roches contenues dans le godet . m³

E : est la capacité géométrique du godet m³.

$K_{ex}= \frac{0.7}{1.35} = 0.52$.

2-Grandes options de l'abattage à l'explosif

2-1 Coefficient taux de remplage (qualité de chargement des trous)

Les explosifs utilisés dans les carrières et mines à ciel ouvert se présentant sous deux formes : en cartouches ou en vrai (sacs)

Si l'en charge le trou avec de l'explosif en vrac. Nous pouvons obtenir une bonne densité de chargement qui agit positivement sur la fragmentation. Et la quantité admise dans le trou correspond au volume de celui-ci. Nous pouvons alors dire que le taux de chargement peut attendre 100%. Mais compte tenu de la nécessite de procéder au bourrage nous pouvons définir le taux de remplissage du trou l'explosif de la façon suivante :

Pour la charge continue : $K_{r1}= \left(1 - \frac{Lb}{Ls}\right). 100$/en % $K_r=L_{cn}/L_b100$; %

$L_{cn}=L_s-L_b$

Pour la charge discontinue $K_{r2}= \frac{Q}{P.\ Ls}.100$ / en % $K_r= \frac{Ls-Lb}{Ls} = \left(1 - \frac{Lb}{Ls}\right). 100$ %

Ou Lb : représente la longueur de bourrage (m) charge métrique

Ls : est la langueur du trou (m) $P=Vt.\ \Delta$ (Kg/m)

Q : est la qualité d'explosif mise dans un trou kg. $Vt=St\ 1=\frac{\pi d2}{Ls}. 1$

P : est la charge linéaire (kg/m) $Vt = 0.785\ d^2\ 1$

Cette dernière est définie par la formule :

$P=785.d^2.$ Δ, (kg/m) $p=0.785.\ d^2\ \Delta$ kg/m×10³ t/n

Ou dt : est le diamètre du trou, (m).

Δ : est la densité de l'explosif (tn/m3) $P=785d^2\Delta$ kg/m

Si l'on utilise pour charger le trou de l'explosif encartouché le taux de chargement est dans tous les cas inferieur a l'unité ,ainsi la charge line cure est définie comme suit : $P= 785.d_c^2\Delta$, (kg/m)

Ou d_c :est le diamètre des cartouches ; (m)

Sachant que le taux de remplissage dans un mètre linéaire de trou est :

$K_r.l = \frac{d2c}{d2t}$,Nous pouvons définir celui dans un trou d'abattage comme suit :

$K_r= (1-\frac{Lb}{Ls}). \frac{d2c}{d2t}.100$, (en %)

Si la valeur du taux de remplissage peut varier dans de larges limites il faut cependant savoir que l'expérience montre que la relation $d_t-d_c=10\div1.5$mm permet d'obtenir une bonne fragmentation

En autre. Il faut signaler que lors des tirs spéciaux (prédécoupage. Post-abattage) le rapport $\frac{dc}{dt}$ qui est appelé coefficient*de* découplage peut avoir des valeur variant de 1.1 a 2.5 .cela veut dire ,Que les trous spécialement prévis à la formation d'un écranarrêtant la fissuration du bloc futur àtirer. Sont contrairement aux trous d'abattage que très peu charge d'explosif encartouché de diamètre très inférieur à celui des trous.

2-2 argumentations du diamètre rationnel des trous :

Les résultats des travaux de certains chercheurs montrent qu'avec l'augmentation du diamètre de sondage le degré de fragmentation diminue. **Baron L**, **DimidiukT** et **Ivanov V** argumentent qu'avec l'emploi de petits diamètres on obtient une bonne régularité de distribution de l'explosif et un accroissement du nombre de blocs du massif se trouvant dans la zone d'action de l'explosion.

De même, on signale une diminution de perte d'énergie de charge et un accroissement du travail utile des explosifs.

2.3- Inclinaison des trous :

L'inclinaison des trous améliore la qualité de fragmentation des roches sons causer une hausse sensible des dépenses matérielles ou complication sur le plan organisationnel des processus de forage et de tir.

L'abattage par trous inclinés contribue à l'amélioration de la sécurité du travail tout en assurant des résultats stables et désirables, dans le cadre d'une granulométrie planifiée, d'autres avantages des trous inclines sont à signaler :

- les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison des talus.

- la consommation en explosif est optimale.

- l'inconvénient du rebord se trouve éliminé.

Etant donné ces avantages, les trous inclinés sont de plus en plus utilisés dans les carrières et mines à ciel ouvert.

2-4-Emploi des micro-retards (Relaisretardateurs)

L'amorçage instantané facile à réaliser correctement présente une grande sécurité contre les ratés de tir. On lui approche d'ébranler sérieusement les terrains avoisinants et de fractionner insuffisamment les roches.

A l'inverse, la mise au point d'un schéma de tir à microretard est beaucoup plus délicate. Ses relais utilisent sans méthode précise peuvent être la cause d'incidents sérieux(ratés de tir, masse fissurée et non étalée). Mais correctement utilisé ce type d'amorçage diminue de façon certaine l'ébranlement des terrains avoisinantes améliore le plus souvent la fragmentation.

Ce problème de l'emploi optimum des micro-retards est très difficile en raison des phénomènes de réflexion d'onde et d'interférence qui dépendent de la nature et de la forme du massif rocheux.

Il semble acquis que l'ébranlement passe par un minimum pour un nombre détermine de détonationssuccessives. On cite le cas d'une carrière ou le nombre idéal était sept.

Indépendamment du nombre de détonations le temps du micro-retards à une influence certaine sur les phénomènes d'ébranlement –ainsi on a pu mesurer au sismographe que l'ébranlement avec des micro-retards de 10ms était à peu près 5 fois plus important qu'avec des micro-retards de 34 ms.

Pour la fragmentation au contraire, on a tendance à diminuer les temps. Ses incidents de tir par rupture de cordeau sont à craindre avec des temps de 100 ms.

Il semble que le temps de 25 ms soit maintenant le plus souvent adopté.

2-5-Consommation spécifique de l'explosif :

On attend par cette notion la qualité d'explosifs nécessaire pour fragmenter un bloc d'un mètre cube ou d'une tonne suivant une loi de fragmentation réagis par plusieurs facteurs caractérisant la Roche et explosif.

Le degré de fragmentation (n) est défini comme étant le rapport entre la dimension linéaire moyen du bloc naturel en massif (lm) et celle du morceau de la roche fragmenté (dm).

n = lm/dm = (1 à 5)

Habituellement d'après l'expérience la valeur de n varierait de 1 à 5 et rarement plus. ce calcul analytique de la consommation spécifique de l'explosif dans un massif est très difficile parce que l'atmosphère du milieu et très compliqué à décrire sinon même impossible à considérer sous une forme mathématique quelconque comme on sait que les propriétés physiques et mécaniques des roches influent énormément sur leur résistance au tir il serait donc difficile des voiliers très exactement la consommation spécifique de l'explosif dans un massif. Cependant l'expérience et les observations sur le terrain de donner une appréciation relative si la résistance de roche.

Pour le calcul approximatif de la consommation spécifique de l'explosif doit tenir compte :

1-des résistances de roche à la compression (c_{comp}), au déplacement ($\delta_{dép}$) et à la traction (δ_{tr}) .

On détermine au laboratoire les valeurs de ses résistances à l'aide des essais mécaniques sur des éprouvettes de roche.

Sa consommation spéciale de l'explosif et donc proportionnelle à la somme de valeur de résistance mécanique des roches.

$Q=f^*(\delta_{comp} ,\delta_{dép} ,\delta_{tr})$

2- Du nombres de surface libres (dégagées) , (Nsl) - recherche le plus grand nombre de surfaces dégagées pouvant permettre la réflexion de l'onde de choc.

Lors de l'explosion, les contraintes de compression au sein du bloc se reconvertissent dans le surface libre en traction facilitant ici la destruction de la roche (à titre de rappel, il faut savoir que) :

$\delta_{tr} = \delta_{comp} / 8 \div 12$

$q = f2.(Nsl)$

3- du degré de fragmentation (n) son augmentation dans un massif de roche nos fissuré entraîne la croissance proportionnelle de la consommation spécifique. $q=f3.(n)$

4- de la masse volumique dans la roche (γ). L'énergie de l'explosion et consommer pour surmonter la pesanteur (la pression de terrain) et pour donner au morceau de la roche fragmenté l'énergie cinétique. $q =f4.(\gamma)$

5- de la consommation spécifique étalon elle servira de base après avoir exclu l'influence d'autres facteurs sur l'indice deux tirabilité, pour définir la consommation de projet en explosif.
Ce tir étalon consiste à fragmenter un bloc monolithe des surfaces dégagées. Ce cube et librement suspendu et la charge de l'explosif étalon et placer dans le centre de ce cube.Les degrés de fragmentation considéré pendant les essais est égal à 2.

Lorsque ces conditions sont assurés, la consommation spécifique étalon taper la formule suivante :

$qét =0,02 (\delta_{comp} + \delta_{dép} + \delta_{tr})$

Par conséquent : $q=f5*(qét)$

Dans les conditions naturelles on détermine la consommation spécifique de l'explosif sur la base de la consommation spécifique étalon tout en tenant compte de la matière explosive à utiliser, de la fissureté du massif, du degré de fragmentation recherchée, de la qualité de la charge, du nombre de surface dégagées etc.…

Sa formule empirique qui permet donc de calculer la consommation spécifique de projet est la suivante :

$q_p = qét .kexpl.kfis.kd.kc.kv.ksl$ en g/m^3

Pour notre cas :

q_p= 23.7 x 1.13 x 5 x 1.43 x 0.7 x 1 x 8 = 1072.3 g/m³ = 1.072 kg/m³

Oû :

qét : est la consommation spécifique étalon, g/m3

Kexpl : est le coefficient de conversion, il tient compte de la différence d'aptitude au travail de l'explosif étalon à celle d'explosif utilisé.

Il est calculé par la formule suivante :

Kexp = $\frac{Aét}{Aut}$

Ou Aét et Aut sont respectivement les aptitudes au travail de l'explosif étalon et de l'explosif à utiliser.

Exemple :

Soit la consommation spécifique étalon qét = 23.7g/m3, et l'aptitude au travail de l'explosif étalon est Aét = 360 cm3.

Déterminer la consommation d'explosif granulite Q dans les mêmes conditions de tir, sachant que son aptitude au travail est Aut = 320 cm3.

On calcule Kexpt = Aét/Aut = 360/320 = 1,13.

La consommation spécifique en granulite δg est :

Q = qét. Kexp = 0,0273 * 1,13 = 0,031 kg/m3

Kfis : est le coefficient qui tient compte de fissureté du massif.

Kfis = 1,2lm + 0,2 = 1.2 x 4 + 0.2 = 5

Où lm : est la dimension moyenne du bloc dans le massif,4 m.

Kd : est le coefficient qui tient compte du degré de fragmentation nécessaire.

Kd = 0,5/dm = 0.5/0.35 = 1.43

Où dm et la dimension moyenne des morceaux de la roche fragmentée, 0.35 m.

Kc : est le coefficient qui tient compte 10 degrés de concentration réelle de la charge.

Il dépend du diamètre des trous.

- Pour les trous de diamètre 200 mm, kc =1
- Lors du diamètre 100 mm, kc sera égal respectivement :

- pour les roches à tirabilité facile, kc = 0,95 ÷ 1

- pour celles à tirabilité moyenne, kc =0,85 ÷ 0,9

- pour les roches à tirabilité difficile, kc =0,7 ÷ 0,8

- Pour les trous 300 mm :

- pour les roches à tirabilité facile, kc =1,05 ÷ 1,1.

-pour les roches à tirabilité moyenne, kc =1,2÷1,25.

- pour les roches à tirabilité difficile, kc = 1,3 ÷1,4

Kv : est le coefficient qui tient compte de l'influence du volume de la roche fragmentée.

Pour les gradins de 8 à 15 m =>Kv= $\sqrt[3]{15/H}$

Pour ceux dont la hauteur est supérieure =>Kv= $\sqrt[3]{H/15}$

Ksd : est le coefficient qui tient compte de la disposition de la charge et du nombre de surfaces dégagées du massif tiré.

- pour six surfaces, ksd = 1

- pour cinq surfaces, ksd = 2

- pour quatre surfaces, ksd =4

- pour trois surfaces, ksd = 6

- pour deux surfaces, ksd = 8

- pour une seule surface, ksd = 10

2-7- structure des charges de sondage :

Souvent, quand la répartition de la charge d'explosif dans le trou n'est pas respectée on obtient une mauvaise fragmentation si l'on veut chercher la cause immédiate il s'avère que toute longueur de bourrage excessive entraîne une augmentation de la zone de fragmentation non réglé et par conséquent l'accroissement du taux du bloc hors gabarit.

Si les grands diamètres permettre une concentration de la charge de l'explosif il pose tout de même des grands problèmes lisez une bonne répartition de la charge d'explosifs quand l'anisotropie des roches dans le gradin n'est pas identifié.

Un passeport des indices des roches compose le gradin peut être défini au cours de forage des trous. En effet la poudre obtenue du forage permet au préalable de savoir si le gradin est homogène ou ne l'est pas. De même, la sondeuse au forage permet aussi des déceler le niveau de passage des fissures au cas où elles existeraient. L'expérience a montré qu'en présence des fissures la vitesse de rotation du marteau diminuent considérablement au commencement du taillant ou tiges. Si la vitesse décrit légèrement la présence des roches plus dur est à signaler.Dans le premier cas c'est-à-dire en présence d'une fissure bien définie, on a recours au bourrage intermédiaire jouer le rôle de tampon

Sa structure discontinue de la charge des explosifs dans un trou est dictée par quelques factures :

● Hétérogénéité du gradin

● Présence des fissures

● Utilisation des gros diamètres

La discontinuité de la charge permet dans le premier cas d'obtenir un abattage sélectif, dans le second d'éviter la perte d'énergie, dans le troisième d'éviter une surconsommation d'explosif. Dans ce dernier cas, il est important de souligner quelle sera la dimension préalable dans la chambre d'air ou du bourrage intermédiaire et les proportions de charges disperser :

Total des chambres d'air (H) dans un sondage est égal à :

- pour les roches de dureté inférieur à 6 :

H = (0,3 ÷ 0,45) lexp, m.

- pour les roches de dureté comprise entre 7 et 12 :

H = (0,2 ÷ 0,27) lexp, m.

- pour les roches de dureté supérieur à 12 :

H = (0,2 ÷ 0,19) lexp, m

Ou lexp est la longueur de la charge dans le trou.

Q : est la charge explosive dans le trou.

Enfin pour éviter les charges dispersées difficile à réaliser convenablement, on emploie de façon plus rationnelle les trous de petit diamètre. On arrive dans ce cas à mieux le Portugal explosif le long des trous et à obtenir une facile à pratiquer et donnant des meilleurs résultats.

La nature du matériau de bourrage a une influence sur la fragmentation.

La photo prise au cours d'un tir expérimental montre :

- à gauche : Bourrage de trous avec produits de foration, et projection et débourrage important au moment du tir.

- à droite : Bourrage un gravillon 4/6 : Meilleur utilisation de l'énergie explosive.

Tableau. II.8.Calcul des paramètres des travaux de forage et tir

N°	Eléments de Calcul	Paramètres ou formules
1	Caractéristiques de l'explosif : -densité ..... -capacité de travail en cm 3	ϒ Ct
2	Capacité du godet ,8.4 m3	E
3	Capacité de la benne du véhicule ,42m3	V
4	Largeur du godet ,mm	L
5	Diamètre optimal des blocs gabarits abattus , mm	dm = L/6,5 ou dm = $170\sqrt[3]{E}$
6	Dimension maximale des blocs gabarits abattus ,mm	dmax = $800\sqrt[3]{E}$ Où dmax =$500\sqrt[3]{V}$ Où

		dmax = 0,53B +100 avec B : largeur de bande du convoyeur
7	Rendement de l'excavation (chargeuse) en m3/j , m3 /sem , m3/mois [suivant le régime des travaux de tir]	Rp =N.E.Ku.Ke.T , en m3/p
8	Volume du bloc à tirer , m3	$\sqrt{b} = R$
9	Hauteur du gradin , m	h
10	Consommation spécifique d'explosif ,en Kg/m3	q = qét
11	Diamètre du trou , mm	ds = 0,32.dm Où ds = 28h. $\sqrt{q/\Delta}$ Où Δ : est la densité de contamination, Δ = 0,9
12	Charge métriqueen Kg/m	P = $\frac{\pi}{4}$ds^2.Ɣ = 0,78dt^2.Ɣ
13	Ligne de résistance au pied du gradin, m lors des roches à la résistancea la destruction : - Facile : 0 à 7 - Moyenne : 7 à 13 - Difficile :14 à 20	- W = 45ds - W = 40ds - W = 35ds
14	Coefficient de rapprochement des trous (incidence de tir)	m = 0,9÷1,1 (cas classique)
15	Distance entre les trous d'une même rangée , m	a = m.w
16	Distance entre les rangées	f = 0,80. a(tir instantané) f = w (tirmicro-retard)
17	-Largeur d'enlevure, m une rangée deux rangées trois rangées	A = w A = w+b A = w+2b
18	Longueur du bloc à tirer , m	$Lbl = \frac{\sqrt{bl}}{A.h}$
19	Longueur d'excès de forage (sous-forage), m d'après l'angle d'inclinaison du trou (β) Lex = (10÷15)ds	Lex = k.w β = 90° → k = 0,3 β = 85° → k = 0,2 β = 80° → k = 0,14 β = 75°→k = 0,08 β = 70°→k = 0,06 β = 60°→k = 0,03
20	Longueur des trous, m -Verticaux -Inclines	Ls = h+lex Ls = $\frac{h}{\sin\beta}$ + lex
21	Quantité d'explosif à mettre dans chaque trou ,kg	Q = q.a.w.h
22	Longueur de la charge d'explosif ,m	Lch = $\frac{Q}{P}$
23	Longueur de bourrage total,m	Lb = ls-lch

24	Longueur de bourrage de bouchon, m.- si Lb >Lbb donc on emploie alors la charge discontinue	Lbb =20.ds
25	Longueur de la charge principale lors de la structure discontinue ,m	Lchp = 1,2.w
26	Longueur de bourrage intermédiaire	Lbi = lb-lbb
27	Volume de roches abattus par un trou tiré ,m^3	Vt = w.a.h
28	Nombre de trous par volée	Ntr = $\frac{Vbl}{Vt}$
29	Volume linéaire de foration , m	Lf = Ntr.ls
30	Quantité totale de l'explosif utilisée pour abattre le bloc (d'une volée), kg	Qtot = Q.Ntr
31	-Largeur du tas de roches abattus, m -Lors d'une rangée de trou -Lors de deux ou plusieurs rangées Ou Kr est le coefficient qui tient compte de la résistance des roches au tir K_β est le coefficient qui tient compte de l'angle d'inclinaison des trous β : est l'angle d'inclinaison des trous n : est le nombre de rangées Kt : est le coefficient qui tient compte de l'intervalle de temps entre 2 explosions	Bt = Kr.K_β.h.√q B't = BtK_r + (n-1) b Kr = 3,0 ÷ 3,5 ; Kr = 2,5 ÷ 3 Kr = 2 ÷ 2,5 respectivement pour les roches à faible, moyenne et grande résistance au tir. K_β= 1+0,5. sin2 (90°-β) Γ= 0 → kr = 1 Γ=10 → kr = 0,95 Γ=25 → kr = 0,9 Γ=50 → kr = 0,85
32	Hauteur du tas de roches abattus, m -Lors d'une rangée -Lors de plusieurs rangées	Ht = (0,5 ÷ 0,8).h Ht = (0,7 ÷ 1,05).h
33	Rayon de la zone sismique, m -Tir instantané -Tir à retard	Rs = 25 $\sqrt{Qtot}$ Rs = 29 $\sqrt{Qtot}/n$

C. débitage secondaire :

Quelles que soit les précautions prise pour obtenir une bonne fragmentation on obtient malgré tout un petit pourcentage de bloc hors gabarit, d'où la nécessité de recourir au débitage secondaire.

4-1- usage de l'explosif :

Ce débitage peut se faire très simplement à l'aide d'une ou plusieurs cartouches placer un point du bloc et recouverte d'argile.

D'après Baron, la charge superficielle est déterminée par la formule suivante :

$$Qs = \frac{q.b.c}{Kexp.(kl)^2} \quad , \text{Kg}$$

Où q la consommation spécifique d'explosif par unité de bloc, kg/m^3

q = (2,2 ÷ 3,5) kg d'ammonite par une surface qui varie de 3 à 14 m² .

b : est la largeur du bloc, m.

C : est l'épaisseur du bloc, m.

Kexp : est le coefficient qui tient compte de la qualité de l'explosif.

Kl : est le coefficient linéaire qui tient compte de la grandeur b représentant une moyenne de dimensions du bloc.

Kl = 1,2 ÷ 1,5

Avec l'emploi de l'explosive ammonite, cette formule peut être exprimée ainsi :

Qs = 0,6.q.b.c, Kg.

Ce procédé de débitage donne des mauvais résultats, on préfère utiliser l'autre procédé qui consiste à un forer au marteau perforateur (ou au crawler) dans chaque bloc un à trois trous de 80 à 160 cm de profondeur et y loger une charge d'explosif.

Lors de ce procédé, il est maintenant défini quelle est la consommation d'explosif peut êtreréduite dix fois lors de l'utilisation du bourrage hydraulique, dans ce cas on utilise un explosif brisant, et la consommation spécifique varierait de 8 à 25 g/m3.

Ce nombre de trous à forer dans un bloc est défini par la formule :

$$Ntr = \frac{Vb}{2d^3 adm} - 1$$

Où :

Vb : est le volume du bloc, m3

Dadm : dimension admissible des morceaux, m.

Ce bourrage s'effectue en introduisant des sachets remplis d'eau. On dit alors que le tir est à bourrage hydraulique.

Si l'eau est versée directement dans le trou, on réalise alors un tir hydraulique. On détermine dans ce cas la hauteur d'immersion (ou niveau admissible du liquide) comme suit :

$hi = Ks.\frac{\sqrt{3.Q.R}}{\Pi.x.(1+0,7sin\varphi.tg\varphi}$

Où Ks est le coefficient de sécurité

Ks = 1,5 ÷ 2

Q : est la charge d'explosif dans un trou, g.

R : et la capacité de travail de l'explosif déterminé d'après les essais dans la pendule balistique

ϰ : est la densité de la roche

φ : est l'angle de frottement interne de la roche foisonnée.

Il existe la relation suivante :

$3\ hi < l \leq \frac{C}{2}$

II.4.3.2. Calcul du plan de tir pour les conditions de la mine de Boukhadra :

a. Les exigences technologiques :

Les dimensions maximales admissibles des blocs issus des roches explosées doivent être :

- **<u>Pour la chargeuse : (E=8.4m³) :</u>**

$C \leq 0,8\sqrt[3]{E}$, $mC \leq 0,8\sqrt[3]{8,4} = 1,63$ m

-C : diamètre maximale admissible des morceaux abattus

-E : capacité du godet, m³

- **<u>Pour la benne du camion : (V_C=42m³) :</u>**

-Capacité de la benne du camion, $v_CC \leq 0.5\sqrt[3]{vc}$, $mC \leq 0.5\sqrt[3]{42} = 1,74$ m

- **<u>Pour l'ouverture du concasseur : (b=1,5m) :</u>**

Dimension de l'ouverture du concasseur (b)

$C \leq 0,8b$, $mC \leq 0,8.\ 1,5 = 1.20$ m

- **Diamètre optimal des blocs abattus :**

D_m= 0,17$\sqrt[3]{E}$, m D_m=0,17$\sqrt[3]{8.4}$= 0,35 m

b. Conception d'un plan de tir optimal :

b.1. Donnés nécessaire pour le calcul :

- Caractéristiques des explosifs utilisés :

Tableau II.9 : Caractéristiques des explosifs utilisés dans la mine de Boukhadra.

Explosif / Caractéristiques	Marmanite III	Anfomil	Unités
Densité	0,9	0,96	g/cm³.
Capacité de travail	360	320	cm³.

- **Capacité de travail des explosifs utilisés A_{ut} :**

$$\mathbf{A_{ut}} = \frac{(\text{AutI} * 90) + (\text{AutM} * 10)}{100}$$

A_{utI} : capacité de travail de l'explosif principale (Anfomil) : A_{ut} = 320 cm³.A_{utM} :capacité de travail de l'explosif d'amorçage (Marmanite III) :A_{ut} = 360 cm³.

Donc : $$\mathbf{A_{ut}} = \frac{(320 * 90) + (360 * 10)}{100}$$

A_{ut}= 324 cm³.

- **Densité des explosifs utilisés Δ :**

$$\Delta = \frac{(\Delta in * 90) + (\Delta mar * 10)}{100}$$

Δ $_{In}$: Densité de travail de l'explosif principale (Anfomil) :Δ $_{In}$= 0,96 g/cm³.

Δ $_{Mar}$: Densité de travail de l'explosif d'amorçage (Marmanite III):

Δ $_{Mar}$=0,9 g/cm³.

Donc : $\Delta = \frac{(0,96 * 90) + (0,9 * 10)}{100}$

Δ= 0,954 **g/cm³**

- Caractéristiques des roches :

Tableau II.10 : Caractéristiques des roches :

Paramètres	Symbole	valeur	Unité
Poids volumique des roches	Γ	2,75	t/m³
Résistance à la compression	δ_{comp}	700	kgf/cm²
Résistance à la traction	δ_{tr}	70	kgf/cm²
Résistance au déplacement	$\delta_{dép}$	140	kgf/cm²
Dimension moyenne des blocs dans le massif	D_m	0,35	m.

- **Paramètres nécessaires de calcul :**

Tableau II.11 : Paramètres nécessaires de calcul :

Paramètres	Symboles	Valeurs	unités
Hauteur du gradin :	H_g	15	m
Angle d'inclinaison des trous	B	90	°
La production annuelle	P_{an}	1760000	m³

c. Ordre de calcul des paramètres de tir :

1. Diamètre de trou :

Le diamètre optimal ce calcul par la formule suivante :

D_{tr}=0,35.D_m ; m.

D_{tr}= 0.35* 0.35 = 0.120 ;m = 120 ;mm

2. La longueur de sous-forage :

$l_{ex} = k_s \times Dtr; m.$

$K_s = 10 \div 15;$ On prend : K_s= 12

L_{ex}=12 * 0.120 = 1.44 ;m

3. Détermination optimale de la longueur de trou :

Généralement la longueur est plus grande que la hauteur du gradin afin d'abattre correctement le pied : L_{tr}= Hg+ l_{ex} ; m

L_{tr}=15+1.44 =16.44 ;m

Une certaine longueur de trou est laissée non chargée. Elle est désignée sous le nom

de longueur de bourrage (l_b) qui peut être remplie de matériaux inertes ou de déblais de roche de forage pour confiner l'explosif et éviter son expansion lors du tir.

La longueur totale du trou (L_{tr}) forée est égale à la hauteur de gradin (Hg) plus le sous forage(l_{ex}).

La longueur totale de la charge explosive (L_{ch}) est égale à la longueur de trou (L_{tr}) moins la longueur de bourrage (l_b).

Dans le cas des trous inclinés cette longueur est définie par :

$$\mathbf{L_{tr}=\frac{hg}{\sin\beta}+ l_{ex}\ ; m.}$$

$$\mathbf{L_{tr}=\frac{15}{\sin 90}+ 1.44 = 16.44\ m}$$

4. Consommation spécifique d'explosif étalon :

$$\mathbf{qet = 0.02\ (\delta comp+\delta tr+\delta dép.)+2\gamma\ \ (g\ /m^3)}$$

δcomp : limite de la résistance a la compression (kgf/cm²)
δ tr : limite de la résistance à la traction (kgf/cm²)
δdep : limite de la résistance au déplacement (kgf/cm²)

γ : la masse volumique du minerai (kg/dm3)

q_{et}= 0,02 (700 + 70 + 140) +2 * 2,75 = 23.7 ; g/m³

q_{et} = 23.7 g/m³

5. Consommation spécifique d'explosif de projet :

$q_p = q_{ét} * K_{ex} * K_{fus} * K_d * K_v * K_{sd} * K_c$, g/m³

q_p=1072.3 ; g/m³ (voir chapitre de forage et tir)

6. Charge métrique du trou (charge linéaire) :

$p = \frac{\pi}{4} * D_{tr}^2 * \Delta$; kg/m

Δ: Densité de l'explosif, 954 kg/ m³

P= $\frac{\pi}{4}$ *(0.120)²*954 =18.2; kg/m

7. Ligne de résistance des roches au pied de gradin :

Lors des roches à la résistance à la destruction :

-Facile (w=45 D_{tr}) ;

-moyenne (w=40 D_{tr}) ;

-difficile (w=35 D_{tr})

Dans notre cas on prend : w = 35 * D_{tr}; m

w = 35 * 0.120 = 4.2 ; m.

8. Distance entre les trous de la même rangée :

a= m*w ; m

m=0,9- 1,1

m : coefficient de rapprochement.

m=0,9

a = 0.9 * 4.2

a = 3.78 ; m.

9. Distance entre deux rangées de trous :

b =w (tir à microretard)

b = 4.2 ; m.

10. Quantité d'explosif à mettre dans un trou :

Q= q*a*w*Hg ;kg

Q = 1.0723 * 3.78*4.2 *15

Q = 255.36 ; kg .

11. La longueur de la charge d'explosif :

L_{ch}= $^{Q}/_{P}$; m

L_{ch}= $^{255.36}/_{18.2}$ = 14 m

L_{ch}= 14.04 ; m

12. La longueur de bourrage total :

$L_b = L_{tr} - L_{ch}$; m

$L_b = 16.44 - 14$; m

$L_b = 2.44$; m

13. La longueur de bourrage du bouchon :

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

$L_{bb} = 20 * 0.120$; m

$L_{bb} = 2.4$; m = L_b

14. Volume des roches à abattre par un trou tiré :

$V_{b/tr} = w*a*H_g$; m^3

$V_{b/tr} = 4.2* 3.78 *15$; m^3

$V_{b/tr} = 238.14$; m^3

15. Volume de bloc à abattre :

$V_b = (Pan / N_J) * N_{i/s}$; m^3

$N_{i/s}$: interval entre deux tirs successive, 1

$V_b = (1760000 /255) * 1$; m^3

$V_b = 6902$; m^3

Nombre de trous dans un bloc :

$N_{tr} = V_b / V_{b/tr}$; trous

$N_{tr} = 6902 / 238.14$; trous

$N_{tr} = 29$; trous

16. Quantité totale d'explosif :

$Q_{Tex} = Q* N_{tr}$; Kg

$Q_{Tex} = 255.36* 29 = 7405.44$; Kg

17. La largeur d'enlevure :

A= w + b (n-1) ; m

A= 4.2 + 4.2*0 = 4.2 m

18.Longueur du bloc àtiré :

$L_{bL}= V_b/ A*hg$; m

$L_{bl} = 6902 / 4.2*15 = 109.55$ m

19.Volume linéaire de foration :

$L_F= N_{tr}*L_{tr}$; m

$L_F = 29*16.44 = 476.76$ m

20. Disposition des trous et ordre de tir :

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

21.Hauteur du tas de roches abattues :

$H_T= (0,7\text{-}1,05)* hg$; m

$H_T= 0,9*hg = 0.9 * 15 = 13.5$ m

Tableau II.12:Récapitulatif des résultats de calcul des paramètres des travaux de forage et tir (cas de la mine Boukhadra) :

Paramètres	**Symbole**	**Unités**	**Valeurs**
Diamètre du trou.	D_{tr}	mm	**120**
Longueur de sous forage	L_S	m	**1,44**
Inclinaison du trou.	β	Degré	**90°**
Longueur du trou.	L_{tr}	m	**16.36**
Consommation d'explosif étalon.	$q_{ét}$	g/m³	**23,7**
Consommation d'explosif de projet.	q_p	kg/m³	**1.0732**
Charge métrique.	p	kg/m	**18,2**
Ligne de résistance des roches au pied de gradin.	w	m	**4,2**
Distance entre les trous.	a	m	**3,78**
Distance entre les rangées.	b	m	**4,2**
Quantité d'explosif dans un trou.	Q_{ex}	Kg/trou	**255.36**
Quantité d'explosif dans la partie inférieure d'un trou.	Q_I	Kg	**-**
Quantité d'explosif dans la partie supérieure d'un trou.	Q_S	Kg	**-**
Longueur de la charge.	L_{ch}	m	**14**
Longueur de la charge inférieure.	L_{chI}	m	**-**
Longueur de la charge supérieure.	L_{chS}	m	**-**
Longueur de bourrage.	L_{bt}	m	**2.44**
Longueur de bourrage de bouchon.	L_{bb}	m	**2.40**
Longueur de bourrage intermédiaire	L_{bi}	m	**-**
Volume des roches à abattre par un trou tiré.	$V_{b/tr}$	m³	**238.14**
Volume de bloc à abattre.	V_b	m³	**6902**
Nombre des trous dans un bloc.	N_{tr}	Trous	**29**
Quantité d'explosif totale dans un bloc.	Q_{Tex}	Kg/bloc	**7405.44**
Largeur d'enlevure.	A	m	**4.2**
Longueur du bloc àtiré.	L_{bL}	m	**109.55**
Volume linéaire de foration.	L_f	m	**476.76**
Nombre de rangée.	n	rangée	**01**
Largeur du tas de roches abattues.	B_T	m	**26,01**
Hauteur du tas de roches abattues.	H_T	m	**13.5**
Consommation spécifique d'explosif réel du projet.	q_{rp}	kg/m³	**1.7032**
Utilisation de la marmanite.	Mar III	%	**10%**
Utilisation de l'anfomil.	Anf	%	**90%**
Type d'amorçage.	------	------	**Électrique**

Tableau II.13 : Comparaison des résultats des paramètres de tir calculés avec celle utilisées à la mine de Boukhadra :

Paramètres	**Symboles**	**Unités**	**Valeurs**	
			Utilisé	**Proposé**
Diamètre du trou.	**D_{tr}**	**mm**	**165**	**120**
Longueur de sous forage	**L_S**	**m**	**1.5**	**1,44**
Inclinaison du trou.	**β**	**Degré**	**90°**	**90°**
Longueur du trou.	**L_{tr}**	**m**	**16.5**	**16.44**

Aperçu plus près du plan :

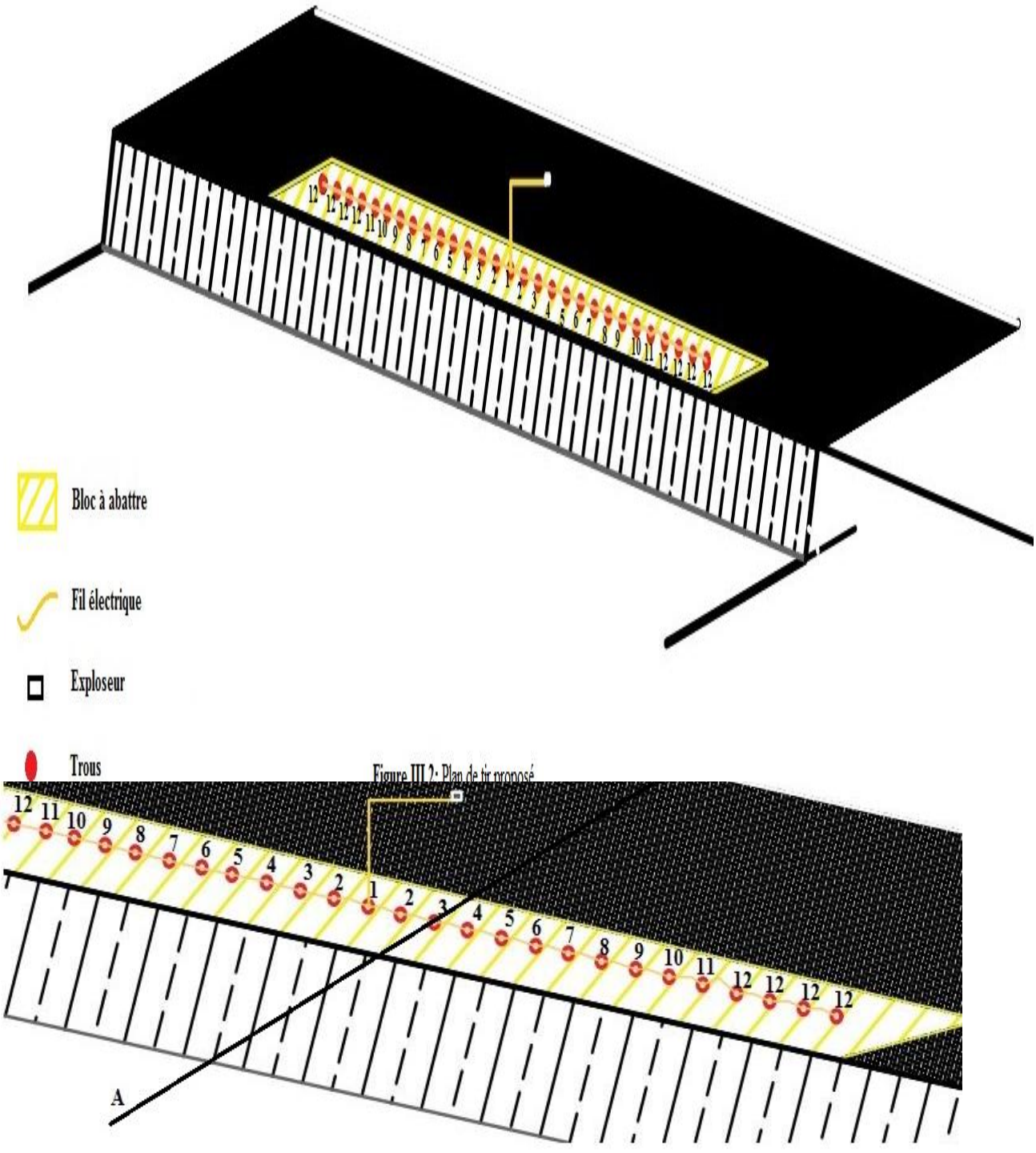


Figure III.2 : Plan de tir proposé

La coupe A-A' :

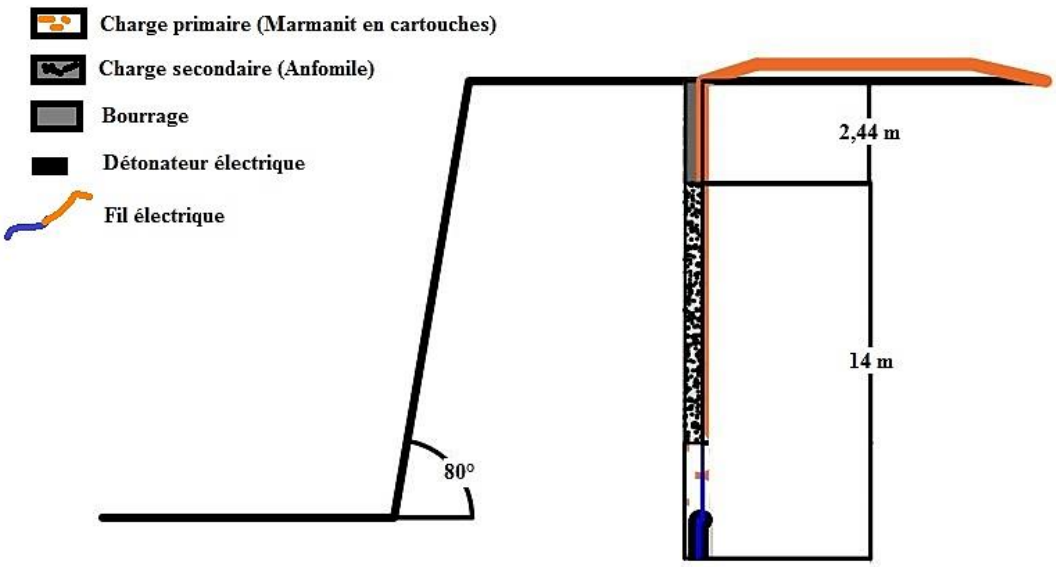


Figure II 12,13,14 :schéma de tir

-Tir secondaire :

Tableau II.14:Comparaison des résultats des paramètres calculés avec celle utilisées à la mine de Boukhadra pour le tir secondaire :

Paramètres	Symboles	Unités	Valeurs	
			Utilisé	Proposé
Diamètre du trou ;	D_{tr}	Mm	165	65
Longueur du trou ;	L_{tr}	m	3	3
Distance entre les trous ;	M	m	2	1.8
Nombre des trous ;	N_{tr}	trous	50	50
Longueur du bourrage ;	L_b	m	2.2	1.8
Quantité des explosifs par trou ;	Q_{tr}	kg	13.06	3.79
Quantité globale des explosifs ;	Q_g	kg	652.8	189.6
Tonnage abattu global ;	T_{abg}	t	500	500
Consommation spécifique ;	$Q_{ét}$	g/m³	21	23.7
Type de tir.		------	Electrique	Electrique

Conclusion :

On conclut que la démarche adoptée dans ce travail a été de servir de cas concrets, la mine à ciel ouvert de Boukhadra, pour répondre aux questions suivantes : D'où viennent les blocs hors gabarits ; et comment on peut les éviter ?

Dans ce chapitre on a étudié tous les paramètres qui influent sur la qualité de la fragmentation et trouvé la relation entre ces paramètres pour nous aider à l'élaboration d'un plan de tir optimal qui nous assure l'absence des blocs hors gabarits c-à-dire une bonne fragmentation des roches. Certes des études ont montré qu'il n'existe pasde loi précise gérant les travaux de forage et tir qui permet d'avoir un taux de hors-gabarits égal à zéro mais cependant une combinaison de plusieurs méthodes permet de réduire ce taux jusqu'à des valeurs admissibles.

Sur la base des résultats et de l'analyse de ces paramètres nous avons procédé à l'élaboration d'un plan de tir pour l'amélioration de la qualité de fragmentation des roches qui permettra une réduction des blocs hors-gabarits et contribue à l'amélioration des indices technico-économique de la mine.

L'étude, l'analyse et la comparaison de ces paramètres calculés avec celle utilisés sont différentes ,ce qui nous laisse atiré les recommandations suivantes :

- Le diamètre devrait être choisi en fonction des dimensions optimale des moreaux abattus.
- La longueur de sous-forage doit être rationnelle ce qui assure une bonne destruction des roches au niveau du pied de gradin.
- La longueur de bourrage doit être minimale et suffisante pour prévenir les pertes d'énergie d'explosif.

L'utilisation de la charge discontinue conduit à une bonne répartition de charges explosives qui permet l'augmentation de la zone de fragmentation réglée.

II.5.Le chargement

1- Généralités :

Le fonctionnement de la carrière ou mine à ciel ouvert est conçu et organisé autour des engins choisis pour le chargement des matériaux, leur choix dépend pratiquement des autres matériels, et leur mise en œuvre. On retiendra de même, que la hauteur des gradins est adoptée en fonction des paramètres technologiques des moyens de chargement.

Il est Considéré comme le maillon principal de la chaîne technologique d'exploitation minière à ciel ouvert, l'engin de chargement définit le niveau de la production d'une carrière ou une mine à ciel ouvert. On notera la tendance des entreprises minières accroître considérablement les capacités du matériel.

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

- La capacité du godet
- La puissance et la force d'attaque de l'engin
- La nature et la granulométrie des matériaux
- La méthode d'exploitation
- La production envisagée
- Les mesures de sécurités

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

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

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

$$K_s = \frac{F_T}{S_c} \leq \frac{F_T}{h \,.\, b}\ Kgf/cm^2$$

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

S_C – la section transversale du copeau, cm^2

Sc = h x b

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

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

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

L'effort tangentiel FT et la section transversale du copeau S_C et l'effort nécessaire de la chargeuse dépendent avant tout des degrés dela cohésion et de la granulométrie des roches abattues, ainsi que du poidsvolumique et de la résistance des morceaux dans le tas.

L'expérience pratique a montré qu'avec la diminution du coefficient defoisonnement k_f de 1,4 ÷ 1,5 jusqu'à 1,05, K_S augmente de 0,5 ÷ 1 jusqu'à 7 ÷9kgf/cm2. D'un autre côté, avec l'augmentation de γ et dm (le diamètre moyen desmorceaux de roche dans le tas) pour un coefficient de foisonnement constant, $K_S$augmente proportionnellement.

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

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

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

Avec : dmoy le diamètre moyen des morceaux en cm.

γ : masse volumique ; kgf/dm³

K_f : coefficient de foisonnement

σ_{cis} : résistance au cisaillement kgf/cm²

L'application des chargeuses est rationnelle seulement pour les valeurs de I"ex ≤ 6 ÷7 selon le tableau de classification de l'auteur Rjevsky.V.V (annexe) avec une capacité de godet jusqu'à 33 m³ et une distance de transport jusqu'à 1500m.

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

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

- Une chargeuse sur pneus Caterpillar 990K d'une capacité du godet de 8,4m³ pour le chargement des masses minières.
- Une Pelle hydraulique Liebherr R9100 d'une capacité du godet de 6 m³mis en réserve.

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

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

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

Ces machines se caractérisent par :

- Une modularité intéressante
- Une grande mobilité
- Une bonne hauteur de déversement
- Une bonne manœuvrabilité et la possibilité de gravir des pentes importantes.
- Une bonne sélectivité lors du chargement desmatériaux
- Un bon débit en matériaux bien fragmenté
- Une force de pénétration relativement réduite

- Elles nécessitent une conduite soignée pour éviter l'usure rapide des pneumatiques
- Il est recommandé d'avoir une aire de chargement relativement plane et sensiblement horizontale

2- Cinématique des chargeuses :

Il existe 2 types de cinématique principale :

- la cinématique parallèle (photo ci-contre) elle n'est plus guère employée sauf sur les machines de petite capacité et celles effectuant des travaux autres que l'extraction. L'avantage principal réside dans la bonne stabilité du godet grâce à ses attaches en 4 points sur l'équipement. Cette disposition favorise les capacités de levage au détriment du cavage en outre le
- parcours du godet est pratiquement rectiligne durant toute l'opération de levage. Par contre le nombre d'articulations et de biellettes augmente les coûts d'entretien. On utilisera cette cinématique sur des machines plutôt orientées vers la reprise de stock.
- La cinématique en Z est actuellement la plus répandue sur les machines de moyenne et grosse production. Le godet est attaché en 3 points à l'équipement. A machine de puissance égale la force de cavage est plus importante que sur une machine à cinématique parallèle. La cinématique en Z est parfaitement adaptée aux travaux d'extraction. On rencontre également des machines conçues avec une cinématique en Z mais dont le vérin de cavage est monté à l'envers du montage classique.

3.**Productivité des chargeuses utilisées au niveau de la mine de Boukhadra :**

Tableau II.15 : Caractéristiques de la chargeuse CAT 990K

Caractéristiques de la chargeuse 990K	
Poids	80.974 t
Pneumatiques standard	45/65 R 39
Largeur du godet	4.61 m
Capacité du godet	8.5 m3
Longueur de transport	13.072 m
Largeur de transport	4.45 m
Hauteur de transport	5.24 m
Vitesse	24.5 km/h
Déversement hauteur max	4.06 m
Rayon de braquage à l'extérieur	10.378 m
Puissance de levage	589.9 KN
Type de moteur	C 27
Puissance du moteur	5210 kw
Tours-min	1200
Couple max	3557 Nm



Figure II.15 : chargeuse CAT 990K

Tableau II.16: Les caractéristiques techniques de la pelle LIEBHERR 9100

Caractéristiques de la pelle LIEBHERR 9100	
Puissance de moteur (kW)	565
Vitesse de déplacement avant (km/h)	3.5
Vitesse de déplacement arrière (km/h)	>3.5
Capacité du godet (m3)	7.5
Poids opérationnel (kg)	112717
Poids de godet (kg)	7710
Hauteur maximal (mm)	12700
Longueur (mm)	14560
Largeur (mm)	5856



Figure II.16 : Pelle hydraulique de type LIEBHERR9100

3.1- Productivité de la chargeuse dans le minerai :

3.1.1- <u>Rendement théorique :</u> se calcule par la formule suivante :

$R_{thé}=\frac{3600*E}{t_c}$; m³/h

Où : E : capacité du godet 8,4 m³

t_c : temps de cycle de la chargeuse mesuré : 36,654 s

$R_{thé}$= 825,01 m³/h.La masse volumique γ = 2,75 t/m³ donc **$R_{thé}$= 2268.78t/h.**

3.1.2- Rendement d'exploitation par poste :se calcule par la formule suivante :

$R_{ex}=\frac{3600*E*t_p*k_u*k_r}{t_c*k_f}$= m³/p

R_{ex}= 3771.47 m³/p

La masse volumique γ = 2,75 t/m³ donc **R_{ex}= 10371.55 t/p**

Où :

t_p : est la durée du poste de travail, 8h

K_u : coefficient d'utilisation 0,8.

K_r : coefficient de remplissage 0,9

K_f : coefficient de foisonnement 1,26

3.1.3- Rendement journalier :

$R_j=R_p*Np$

Np : nombre de poste par jour ; Np= 2 poste.

R_j= **10371.55 x 2**

R_j=20743.1 t/j

3.1.4- Rendement annuel de la chargeuse :

$R_{an}=R_P*N_p*N_J$; m³/an.

N_j: nombre de jours de travail de la chargeuse par an; N_J=255 jours.

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

R_{an}**=10371.55 x 2 x 255 =5289492.68 t/an**.

Tableau II.17 : Récapitulatifs des paramètres de chargement dans le minerai

Paramètres	Valeurs	Unités
Temps de cycle	36.654	Sec
Rendement théorique	825.01	m³/h
	2268.78	T/h
Rendement d'exploitation	3771.47	m³/poste
	10371.55	T/poste
Rendement journalier	7542.95	m³/j
	20743.1	T/j
Rendementannuel	1923451.88	m³/an
	5289492.68	T/an
Nombre de chargeuse nécessaire	1	Chargeuse

3.2- Productivité de la chargeuse dans les stériles :

3.3.1- Rendement théorique : se calcule par la formule suivante :

$R_{thé}=\frac{3600*E}{t_c}$; m³/h

Où : E : capacité du godet 8,4 m³

t_c : temps de cycle de la chargeuse mesuré : 40,23 s

$R_{thé}$= 751.67 m³/h.

3.3.2- <u>Rendement d'exploitation par poste :</u>se calcule par la formule suivante :

$R_{ex}=\frac{3600*E*t_p*k_u*k_r}{t_c*k_f}$ = m³/p

R_{ex}= 2494.45 m³/p

La masse volumique γ = 2,75 t/m³ donc **R_{ex}= 6859.75 t/p**

Où :

t_p : est la durée du poste de travail, 8h

K_u : coefficient d'utilisation 0,8.

K_r : coefficient de remplissage 0,7

K_f : coefficient de foisonnement 1,35

3.3.3- <u>Rendement journalier :</u>

$R_j=R_p*Np$

Np : nombre de poste par jour ; Np= 2 poste.

R_j= **6859.75 x 2**

R_j= 13719.5 t/j

3.3.4-<u>Rendement annuel de la chargeuse :</u>

$R_{an}=R_P*N_p*N_J$; m³/an.

N_j: nombre de jours de travail de la chargeuse par an; N_J=255 jours.

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

R_{an}**=6859.75 x 2 x 255 =3498472.5 t/an**.

Tableau II.18 : Récapitulatifs des paramètres de chargement dans les stériles

Paramètres	Valeurs	Unités
Temps de cycle	40,23	Sec
Rendement théorique	751.67	m³/h
	2067.093	T/h
Rendement d'exploitation	2494.45	m³/poste
	6859.75	T/poste
Rendement journalier	4988.90	m³/j
	13719.5	T/j
Rendement annuel	1272171.82	m³/an
	3498472.5	T/an

3.4. Nombre de chargeusesnécessaires pour assurer la production annuelle planifiée (minerai + stériles) :

$N_{ch}=\frac{Pan}{Qan}$ *K_{res} ; chargeuse.

P_{an} : production annuelle planifie de la mine (minerai+stériles)

P_{an}=360000 + 4380000 = 4740000 t /an.

K_{res} : coefficient de réserve pour la chargeuse ; K_{res}=1,1 -1,2.

Donc :$N_{ch}=\frac{4740000}{5289492.68}$ *1,1 = 0.98 ≈ 1 chargeuse.

Donc la chargeuse utilisé pour les travaux de chargement au niveau de la mine de Boukhadra est suffit pour réaliser la production de la mine planifie.

Dans la mine de Boukhadra deux engins utilisés pour les travaux de chargement : une chargeuse sur pneus Caterpillar 990K d'une capacité du godet de 8,4m^3, et une Pelle hydraulique Liebherr R9100 d'une capacité du godet de 6 m^3 en réserve dans le parc d'engins.

II.6.Le transport :

1- Généralités sur le transport dans les mines à ciel ouvert :

Introduction :

Le transport établit la liaison entre le fond de la carrière et lepoint de déchargement des produits (stérile et minerai). Il a pour objetnon seulement de déplacer des minerais mais aussi des stériles quireprésentent souvent la principale partie de la circulation des produitsdans une exploitation à ciel ouvert.

Les mines à ciel ouvert posent généralement le problème detransport très particulier et cela pour plusieurs raisons :

- Les fonds des carrières et les points de déchargement des produits se déplacent de manière continue dans les limites de la carrière et des terrils ou remblais en minerais. Ce qui demande les ripages (déplacements latéraux et périodiques) des voies ferrées ainsi que la reconstruction et l'entretien des routes
- Les pentes considérables qu'il faut gravir en passant d'un gradin à l'autre dans un espace assez limité.
- Un grand tonnage à déplacer.

L'organisation de transport est un problème très important, à nejamais négliger, qui conditionne en partie les possibilités de productionde l'entreprise. Les frais de transport dans les mines à ciel ouvertatteignent 30 à 40 % des dépenses totales de l'exploitation.

D'une façon générale, on distingue les types et les modes detransport : les types de transport déterminent l'itinéraire du matérielroulant, c'est ainsi que le transport du minerai et du stérile peut sefaire soit par les mêmes voies (transport dit du type concentré), soitpar des voies différentes (transport dit du type séparé ou dispersé). Lemode de transport détermine les caractéristiques de fonctionnementdes principaux moyens de transport, ainsi on distingue :

- Les transports continus (bande transporteuse, transport hydraulique, transport aérien par câble…)
- Le transport discontinu cyclique (locomotive et wagons, camions et engins dérivés des camions, grues à câbles).

1.1- Transport par camions :

Les camions et les engins dérivés des camions (tracteurs et semi-remorques) sont des moyens de transport les plus utilisés dans les mines contemporaines.

- Le transport par camion offre les avantages suivants :
  - La souplesse d'utilisation permettant de s'adapter à tous les types d'exploitation pour n'importe quelle profondeur et structure du gisement.
  - La grande capacité de transport.
  - L'organisation simple de la circulation des engins de transport.

- Les conditions les plus favorables à l'emploi des camions sont :

- Les gisements de faibles et moyennes dimensions (2 à 5 km) dont la profondeur peut dépasser 200 à 250 m.
- La distance de transport ne dépassant pas 5 à 6 km.
- Les roches dures et mi-dures ébranlées à l'explosif ou bien des roches meubles et tendres moins humides.
- Le tonnage à déplacer jusqu'à 10 millions de tonnes par an pour les camions dont la capacité des bennes est inférieure à 70 tonnes. On peut aller jusqu'à 70 millions/an pour les camions de plus de capacité (100 tonnes et plus).

2- Le transport dans la mine de Boukhadra :

Dans le cas de la mine de Boukhadra l'entreprise utilise deux types de camions pour le transport du minerai et des roches stériles avec différentes capacités des bennes ; des camions de type Caterpillar 775G d'une capacité de 42 m^3 (70 tonnes) pour le transport du minerai etpour le dégagement des stériles.

Tableau II 19: Caractéristique de camion de type Caterpillar775G

Caractéristique de camion de type Caterpillar775G	
Longueur du camion	L = 10.07 m
Largeur du camion	l = 5.01 m
Hauteur	H = 4.45 m
Puissance nette	572 kw
Masse	49,5 t
Hauteur de la benne	9,28 m
Hauteur d chargement latéral (h)	3,96 m
Rayon de braquage hors tout	23,5 m
Dimensions des pneumatiques standards	24.00 * 35
Vitesse de rotation	1800tr/min
Classe de charge utile nominale	64 t
Charge utile de travail maximale	70 t
Capacité de benne	42 m3
Réservoir de carburant	795 L
Poids total maximum autorisé en charge	111812 kg
Camera de contrôle en option (WAVS) intégré dans la cabine	Haute qualité
Marche arrière	14,1 km/h
Marche avant	10,8 km/h



Figure II.17 : camion de type Caterpillar775G

3- Productivité des camions utilisés au niveau de la mine de Boukhadra

NB : les calculs de la productivité sont basés sur des chronométrages faits sur terrain durant notre stage.

3.1- Productivité du camion Caterpillar775G (transport de minerai) :

Tableau II.20 : chronométrage des temps de cycle du camion dans le minerai :

n°	Temps de chargement ; Sec	Temps d'aller ; Sec	Temps de déchargement ; sec	Temps de retour ; sec	Temps d'attente ; sec	Temps de manœuvre ; Sec
01	110.22	174.70	27.91	87.56	105.55	22.7
02	94.35	265.33	22.78	261.04	54.11	22.7
03	112.26	285.81	34.48	141.45	80.63	22.7
04	126.32	197.92	39.37	164.64	132.24	28.67
05	98.76	214.73	33.47	179.23	92.66	28.67
06	118.47	178.40	25.99	135.19	88.72	28.67
Moy	**110.06**	**219.48**	**30.67**	**161.52**	**92.32**	**25.68**

Donc le temps de cycle du camion CAT 775G dans le transport des roches stériles est : $T_c = T_{ch} + T_{al} + T_{dé} + T_{re} + T_{a\,t} + T_{ma} = 110.06 + 219.48 + 30.67 + 161.52 + 92.32 + 25.68$ s

$T_c = 639.73$ s.

3.1.1 Rendement théorique :

$R_{thé}=\frac{3600*v_b}{t_c}$

$R_{thé}=\frac{3600*42}{639.73}$ =236.35 m³/h

$R_{thé}$=236,35 m³/h. La masse volumique γ = 2,75 t/m³ donc **$R_{thé}$= 649.96 t/h.**

3.1.2 Rendement technique : se détermine par la formule :

$R_{tec}=\frac{3600*v_b*k_r}{t_c*k_f}$

R_{tec}= 168.82 m³/h. La masse volumique γ = 2,75 t/m³ donc **R_{tec}= 464.26 t/h**

3.1.3 Rendement d'exploitation : se détermine par :

$R_{ex}=\frac{3600*v_b*t_p*k_u*k_r}{t_c*k_f}$ = 714.56 m³/p

R_{ex}=945.39 m³/p. La masse volumique γ = 2,75 t/m³ donc **R_{ex}= 2599.85 t/p**

Où :

T_p : est la durée du poste de travail,8 h
K_u : coefficient d'utilisation 0,7.
K_r : coefficient de remplissage 0,9
K_f : coefficient de foisonnement 1.26

3.1.4 Rendement journalier :

$R_{ex}/j=R_{ex}/p* n_p$

n_p : nombre de poste de travail par jour ; n_p= 2 poste

R_{ex}/j= 2599.85*2

R_{ex}/j =5199.70 T/J

R_{ex}/j=5199.70/2,75=1890.78 m³/j.

3.1.5 Rendement annuel :

$R_{ex}/an= Rex/p*Nj*Np$

Nj : nombre de jour ouvrable par an : Nj= 255 jour

Np: nombre de poste par jour Np= 2

R_{ex}/an= 2599.85* 255*2

R_{ex}/an= 1325921.87 T/an

R_{ex}/an = 1325921.87/ 2, 75 =482153.41 m³/an

3.1.6 Le nombre des camions par chargeuse :

Il se désigne par la formule suivante :

$Nc=\frac{Qanch}{Rc}$

Q_{anch} : production annuel de la chargeuse Q_{anch}= **5289492.68**T/an

Rex/an : rendement de camion : Rex/an= 1002175.5 T/an

Donc : $Nc=\frac{5289492.68}{1325921.87}$= 3.99 ≈ 4camion

Donc le nombre de camion par chargeuse égal :Nc= 4 camion/chargeuse

3.1.7 Le nombre de camion total :

$N_{ct}= Nc * K_{res}$: coefficient de réserve K_{res}= (1,2÷1,3)

N_{ct}= 4* 1,2=4.8 ≈ 5 camion

Donc le nombre de camion par réserve égale :
N_{ct}= 5 camions**.**

Tableau II.21: Récapitulatifs des paramètres de transport minerais :

Paramètres	Valeurs	Unités
Temps de cycle	639.73	Minute
Rendement postier	945.39	m³/poste
	2599.85	T/poste
Rendementjournalier	1890.78	m³/jour
	5199.70	T/jour
Rendement annuel	482153.41	m³/an
	1325921.87	T/an
Nombre de camion nécessaire	5	Camion

3.2- Productivité du camion Caterpillar 775 G (transport des roches stériles) :

n°	Temps de chargement ; Sec	Temps d'aller ; Sec	Temps de déchargement ; Sec	Temps de retour ; sec	Temps d'attente ; sec	Temps de manœuvre ; Sec
01	133.44	236.2	62.76	154.75	219.14	22.7
02	122.26	201.20	68.33	115.78	110.38	22.7
03	122.26	194.04	68.08	118.91	102.46	22.7
04	126.32	197.92	79.37	164.64	132.24	22.7
05	218.38	160.02	79.38	120.03	296.98	22.7
06	171.65	163.77	75.95	116.78	175.68	28.67
07	159.10	172.01	84.57	125.67	159.89	28.67
08	202.59	155.44	71.23	142.22	62.01	28.67
09	144.22	163.53	72.69	121.01	16.93	28.67

Moy	**155.85**	**182.68**	**65.16**	**131.08**	**141.74**	**25.68**

Tableau II.22 : chronométrage des temps de cycle du camion dans le stérile :

Donc le temps de cycle du camion CAT 775G dans le transport des roches stériles est :

$T_c = T_{ch} + T_{al} + T_{dé} + T_{re} + T_{at} + T_{ma}$ = 155.85 + 182.68 + 65.16 + 131.08 + 141.74 + 25.68 s

T_c=702.19 s.

3.2.1.Rendement théorique :

$R_{thé}=\frac{3600*42}{702.19}$ =215,33 m³/h

$R_{thé}$=215,33 m³/h.La masse volumique γ = 2,75 t/m³ donc **$R_{thé}$= 592.15 t/h.**

3.2.2.Rendement technique : se détermine par la formule :

$R_{tec}=\frac{3600*v_b*k_r}{t_c*k_f}$

R_{tec}= 127.60 m³/h.La masse volumique γ = 2,75 t/m³ donc **R_{tec}= 350.9 t/h**

3.2.3.Rendement d'exploitation : se détermine par :

$R_{ex}=\frac{3600*v_b*t_p*k_u*k_r}{t_c*k_f}$ = 714.56 m³/p

R_{ex}=714.56m³/p. La masse volumique γ = 2,75 t/m³ donc **R_{ex}= 1965.05 t/p**

Où :

T_p : est la durée du poste de travail,8 h

K_u : coefficient d'utilisation 0,7.

K_r : coefficient de remplissage 0,8

K_f : coefficient de foisonnement 1,35

3.2.4. Rendement journalier :

$R_{ex/j}=R_{ex}/p * n_p$

n_p : nombre de poste de travail par jour ; n_p= 2 poste

$R_{ex/j}$=1965.05 *2

$R_{ex/j}$ =3930.10 T/J

$R_{ex/j}$=3930.10/2,75=1429.13 m³/j.

3.2.5. Rendement annuel :

R_{ex}/an= Rex/p*Nj*Np

Nj : nombre de jour ouvrable par an : Nj= 255 jour

Np: nombre de poste par jour Np= 2

R_{ex}/an= 1965.05* 255*2

R_{ex}/an= 1002175.5 T/an

R_{ex}/an = 1002175.5/ 2, 75 = 364427.45 m³/an

3.2.6. Le nombre des camions par chargeuse :

Il se désigne par la formule suivante :

$Nc=\frac{Qanch}{Rc}$

Q_{anch} : production annuel de la chargeuse Q_{anch}= **3498472.5** T/an

Rex/an : rendement de camion : Rex/an= 1002175.5 T/an

Donc : $Nc=\frac{3498472.5}{1002175.5}$= 3.49

Donc le nombre de camion par chargeuse égale : Nc= 4 camion/chargeuse

3.2.7. Le nombre de camion total :

$N_{ct}= Nc * K_{res}$: coefficient de réserve K_{res}= (1,2÷1,3)

N_{ct}= 4* 1,25=5

Donc le nombre de camion :N_{ct}= 5 camions

Tableau II.23: Récapitulatifs des paramètres de transport de stérile

Paramètres	Valeurs	Unités
Temps de cycle	702.19	Minute
Rendement postier	714.56	m³/poste
	1965.05	T/poste
Rendement journalier	1429.13	m³/jour
	3930.10	T/jour
Rendement annuel	364427.45	m³/an
	1002175.5	T/an
Nombre de camion nécessaire	5	Camion

4. Calcul de la berne de transport :

Dans les conditions de la mine de Boukhadra, les chaussés utilisés pour le transport sont construit à double voix, donc :

Lbt = T + R + Z ; m

T :La largeur de la chaussée de transport

R :la rigole (R=0.5 m) ;

Z :brisme d'éboulement (Z=2.5 à 3.5 m).

La largeur de la chaussée de transport dépend de :

- Gabarit des camions.
- Vitesse de circulation.
- Nombre de voies de la route.

Puisque la chaussée de transport à la mine à ciel ouvert de Boukhadra est à double voie alors:

T=2A+2C +x; m

A : largeur de camion, A= 5,01 m

C : largeur de la bonde de sécurité (accotement) ; elle se calcule par la formule suivante :

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

Ou : V : la vitesse de circulation des camions ;

X : la distance de croisement des camions ; x= 1,2 m

C= 0,5+ (0,005 *25) ; C= 0.625 m

T=2A+2C +x T= (2*5.01) + (2*0.625) +1.2
T=12.47 m.
Lbt = T + R + Z ; m
Lbt = 12.47 + 0.5 + 3
Lbt = 15.97 ; m

Conclusion :

Les multiples observations sur l'état des processus d'exploitation, nous imposent des ajustements urgents :

1) Respectes le rapport $\frac{V}{E}$**=ng** en fonction de la distance de transport ;

2) Commander une sondeuse neuve, qui puisse forer des trous inclinées est adoptes un sous forage suffisant, soit par la relation **Ls=** $\frac{1}{2}$**qw** ;
3) Proposer une classification, c'est-à-dire criblage avant un concassage afin de réduire le volume des blocs à concasses et économises l'énergie électrique ;
4) Adopte un explosif avec une énergie de choc moins important vu l'état dégradé (fissuré) des blocs élémentaires.



Chapitre 03 :

Influence des principales propriétés d'explosif dans la stabilisation des talus des gradins



III. 1. Introduction :

La rupture par glissement linière d'un talus, et c'est notre cas, se manifeste habituellement par un déplacement en bloc d'une partie du massif. L'analyse de la stabilité des talus est l'une des importants problèmes que l'on rencontre dans les carrières d'Algérie (Boukhadra, BledHadba, (El Atar),…. L'estimation de la sécurité réelle vis-à-vis du risque de rupture est une question complexe surtout dans le domaine des données limitées ou peu connues.

L'étude d'un talus comporte, outre la connaissance du site (géométrie surcharges au sommet et au pied, et effets dynamiques ou sismiques), et le choix des caractéristiques mécaniques des sols et hydrauliques, et un calcul de stabilité. Le problème réside dans la détermination de la surface critique de rupture et le facteur de sécurité correspondant (F). Il est plus approprié d'utiliser la définition du coefficient de sécurité de la mécanique des sols, c'est-à-dire le rapport entre la résistance au cisaillement du sol à la contrainte de cisaillement s'exerçant le long de la surface de rupture.

L'étude d'un talus comporte, outre la reconnaissance du site et le choix des caractéristiques mécaniques des sols, un calcul de stabilité pour déterminer d'une part la courbe de rupture le long de laquelle le risque de glissement est le plus élevé, d'autre part la valeur correspondante du coefficient de sécurité**.**

III.2. Eléments de base du calcul :

Pour faire un calcul de stabilité nous devons connaître certains éléments dont :

- La géologie et la nature des terrains.
- Les propriétés mécaniques des terrains et/ou des discontinuités.
- Les propriétés Physique des terrains
- La géométrie du talus en 2 ou 3dimensions.
- Les conditions hydrodynamiques (hauteurs d'eau et écoulements).

III.3 .Principaux facteurs techniques d'exploitation influençant la stabilité des talus :

L'exploitation par fosse et par découverte sont les deux principales méthodes d'exploitation ciel ouvert, ces deux méthodes se distinguent essentiellement par la disposition dans l'espacedes volumes minéralisés et par les moyens mécaniques mis en œuvre pour l'extraction du minerai.

Les possibilités des méthodes d'exploitation à ciel ouvert sont limitées par plusieurs facteurs dont la topographie (l'altitude), la situation géographique (le climat), la stabilité des talus créés à la fin d'exploitation ou en cours d'exploitation (qui est notre objet d'étude).

La technique d'exploitation est parmi les paramètres qui influe directement sur la stabilité des talus de gradins par les travaux de tirs et l'extraction par engins mécaniques qui influent avec la présence de certains facteurs naturels (les eaux souterraines et superficielles, les discontinuités présentes dans le massif…) sur la stabilité des talus.

La modification de l'état des contraintes dans un massif rocheux suite aux travaux d'exploitation peut entraîner une diminution de la résistance au cisaillement qui peut conduire à des ruptures.

Les calculs de stabilité des talus de gradins doivent aussi tenir compte des surcharges ponctuelles dues aux engins d'exploitation. Une technique d'exploitation inadéquate dans une carrière peut engendre des phénomènes dangereux sur l'environnement minier et la sécurité du personnel comme les glissements et les éboulements.

Un talus dépend d'un certain nombre de facteurs dont les principaux sont :

a. La hauteur du gradin

La hauteur du gradin influe considérablement sur la valeur du coefficient de sécurité et donc sur la stabilité des talus. Plus la hauteur du gradin est grande, plus son angle de pente sera faible.

b. La nature des terrains

La nature des terrains est un paramètre très important dont il faut tenir compte dans une étude de stabilité. Il s'agit principalement d'étudier la structure du massif et des caractéristiques physiques et mécaniques du terrain. En ce qui concerne la structure du massif, l'étude des discontinuités du massif (Fractures, plans de stratification, failles, fissuration) a une influence primordiale sur le Calcul du coefficient de sécurité. En ce qui concerne les caractéristiques physiques et mécaniques, le paramètre physique pris en compte lors du calcul de la stabilité des talus est le poids volumique des terrains en place. Les caractéristiques mécaniques du terrain les plus importantes sont sa résistance au cisaillement qui nous permet de mesurer les caractéristiques de cisaillement (cohésion et angle de frottement interne).

c. L'eau souterraine

L'eau joue un rôle très important dans la stabilité des talus. D'une manière générale, la présence d'eau dans un terrain abaisse le coefficient de sécurité.

d. Les phases et les méthodes d'exploitation

La modification de l'état des contraintes dans un massif rocheux suite aux travaux d'exploitation peut entraîner une diminution de la résistance au cisaillement qui peut conduire à des ruptures. Les calculs de stabilité des gradins doivent aussi tenir compte des surcharges ponctuelles dues aux engins d'exploitation.

e. La géométrie

La concavité ou la convexité des bords de talus a une influence sur la valeur réelle du coefficient de sécurité. Dans le cas où le bord de fosse est concave, la valeur de **FS** est sous- estimée. Dans le cas contraire (bord convexe), elle est surestimée par rapport à la réalité.

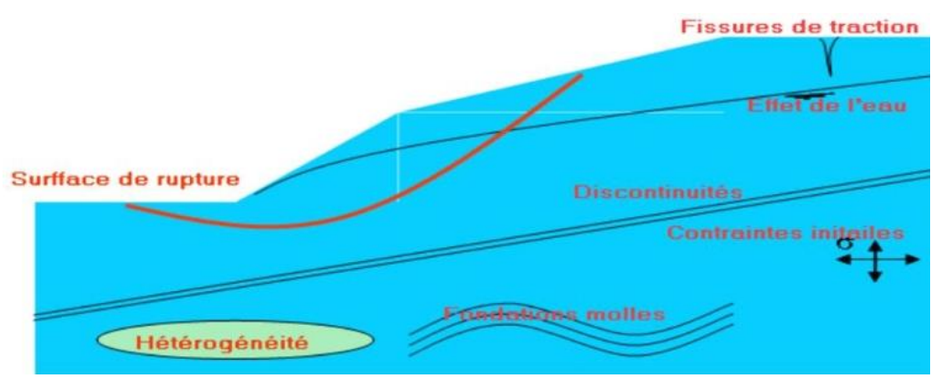


Figure. III -1 : Facteurs influençant la stabilité des talus

III.4.Les déformations des talus à ciel ouvert :

Les nombreuses classifications des mouvements de versants naturels et des talus des mines sont très diverses et complexes. Nous pouvons diviser toutes les déformations en quatre groupes en fonction du mécanisme de mouvement :

- **Glissements.**
- **Coulées.**
- **affaissements.**
- **Fluage.**

III.4.1 Les glissements :

Un glissement de terrain est un déplacement lent (quelques millimètres par an à quelques mètres par jour) et est un détachement d'un versant instable ou de colline qui glisse dans le sens de la pente, fragilisé par les activités humaines ou par des phénomènes naturels qu'ils soient climatiques, géologiques ou encore géomorphologiques.

Un glissement de terrain se produit lorsque les contraintes de cisaillement, dues aux forces motrices telles que le poids, excédent la résistance du sol le long de la surface de rupture.

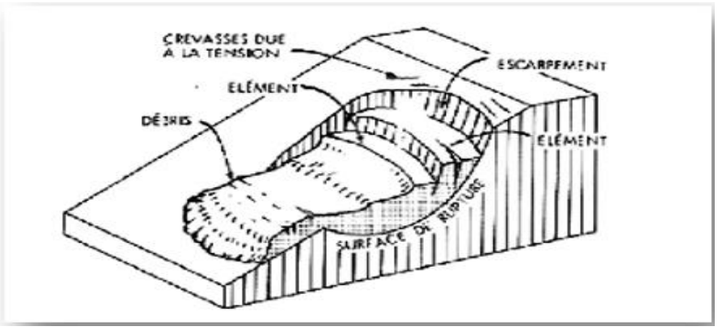


Figure III.2: Bloc diagramme d'un glissement de terrain

On distingue deux grandes catégories de glissements :

- ❖ Les glissements plans.
- ❖ Les glissements rotationnels simples ou complexes.

A. Glissements plans (translatifs)

En milieux rocheux et en terrain meuble, ils se produisent au niveau d'une zone de discontinuité entre deux matériaux de nature différente par exemple limite entre une altérité et son substrat.

B. Glissements rotationnels (circulaire) :

Il se produit dans un terrain meuble et homogène (argileux ou silteux) un basculement de la masse glissé le long d'une surface courbe plus ou moins circulaire. Ces mouvements peuvent être simples ou complexes.

a) Glissement rotationnel simple :

La surface de rupture à une forme simple et peut-être assimilée à un cylindre dans la plupart des cas.

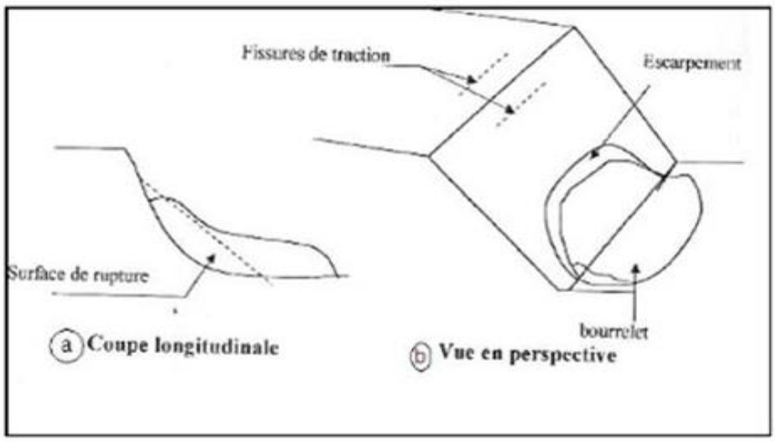


Figure III.3: Schéma de principe d'un glissement rotationnel simple.

b) Glissement rotationnel complexe (emboîté) :

Dus à la suppression de la butée provoquée par le glissement précédent, ce qui entraîne ainsi des glissements successifs remontant vers l'amont.

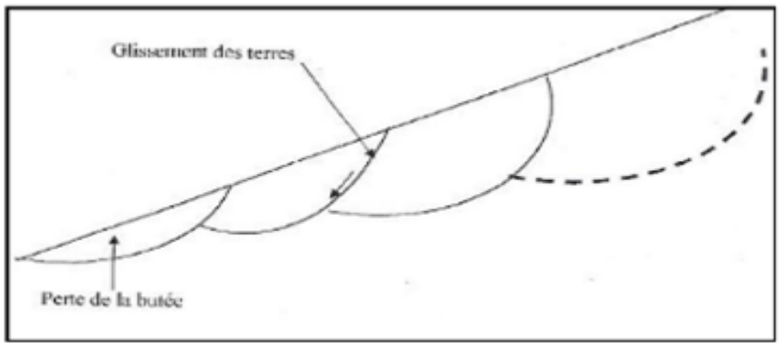


Figure III.4: Schéma de principe d'un glissement rotationnel complexe.

III .4.2 Les coulées boueuses

Elles se produisent à partir du matériel meuble, momentanément saturé en eau, prenant alors une consistance plus ou moins visqueuse, parfois proche de la fluidité. On distingue plusieurs types de coulées telle que : coulées boueuses (incluant coulée de blocs, de terre, de boue, lave torrentielle, avalanche de débris et se produisant surtout en montagne), coulées de solifluxion (déplacement lent des sols en milieu périglaciaire, résultant de l'instabilité de la partie dégelée du sol, en surface, au cours de l'été).

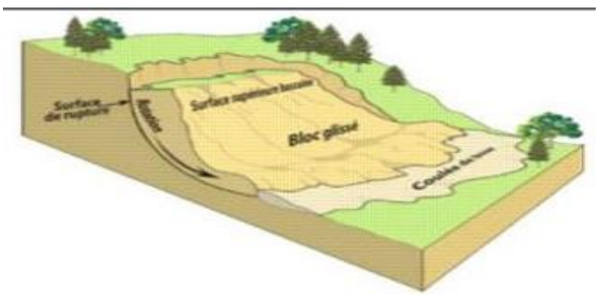


Figure III.5: Coulée de boue.

III .4.3 Les affaissements

Sont des déplacements du sol ou du sous-sol lent et continu, sont des déformations souples sans rupture et progressives de la surface du sol. Elles se traduisent par une

dépression topographique en forme de cuvette généralement à fond plat et bords fléchis. Les affaissements surviennent au niveau de cavités souterraines qu'elles soient d'origines anthropiques (carrières, mines) ou naturelles (phénomènes de karstification et de suffusion). Ces cavités restent souvent invisibles en surface, sont de tailles variables (du mètre à la dizaine de mèt1res) et peuvent être interconnectées ou isolées.

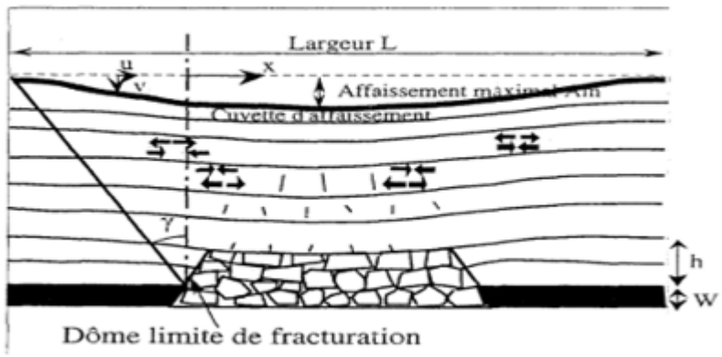


Figure III .6 : Mécanisme de base des affaissements de surface.

III .4.4 Le fluage

Ce phénomène correspond à un mouvement lent (environ de 10 cm/an), sans modification de l'intensité des efforts appliqués. Il se produit généralement au sein des formations de grandes épaisseurs (marnes, argiles plastiques….etc.) Lesquelles supportent une surcharge (naturelle ou anthropique). L'état ultime peut être soit la stabilisation, soit la rupture.

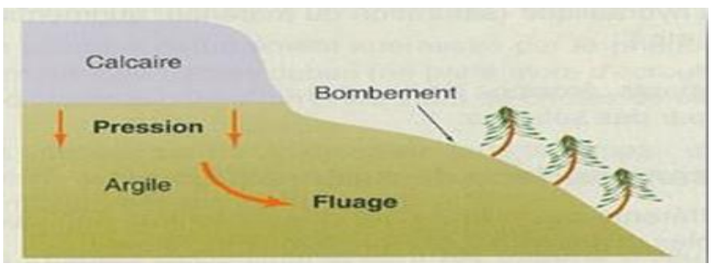


Figure III.7 : Le phénomène de fluage.

III.5. Calcul de stabilité :

L'analyse de la stabilité des pentes s'effectue habituellement à la rupture à l'aide de la méthode des tranches. Cette méthode donne par l'intermédiaire du coefficient de sécurité une idée de l'état d'équilibre de la pente étudiée par rapport à l'équilibre limite. L'expression du coefficient de sécurité est différente selon qu'il s'agit d'une rupture plane, circulaire ou quelconque. Dans tous les cas, les calculs de stabilité s'effectuent en contraintes totales à court terme et/ou en contraintes effectives à long terme. Le degré de précision des calculs dépendra toutefois de la qualité de détermination des paramètres de cisaillement, mais aussi des moyens de calculs mise en œuvre.

Le calcul de la stabilité des talus est destiné à prévenir ces incidents, c'est-à-dire trouver la pente à donner à un talus pour qu'il présente un certain degré de sécurité vis-à-vis du glissement.

Dans leur principe, les mouvements de terrain : surviennent lorsque la résistance des terrains est inférieure aux efforts moteurs engendrés par la gravité et l'eau souterraine ou par les travaux de l'Homme ; leur dynamique répond naturellement aux lois de la mécanique.

Dans la pratique cependant, les choses sont très complexes, du fait des incertitudes :

- ❖ sur les conditions initiales, notamment en profondeur
- ❖ sur les propriétés mécaniques des terrains, en général hétérogènes, non linéaires, anisotropes, discontinus
- ❖ sur les conditions hydrauliques : position de la nappe, phénomènes se produisant en zone non saturée. L'eau est la cause déclenchant de la plupart des mouvements ; c'est un facteur variable dans le temps.

III.6. Coefficient de sécurité :

III.6.1. Définition :

Le calcul de la stabilité des pentes peut être effectué à l'aide d'une des méthodes de calcul connues. Le principe de calcul consiste à déterminer le facteur de sécurité FS par lequel il faut diviser la résistance de la surface de glissement pour que la masse Potentiellement stable soit à la limite de l'équilibre

Le coefficient de sécurité F est défini par l'expression (*) suivante :

$$Fs = \frac{Qmax}{Q} \dots\dots\dots\dots\dots\dots\dots\dots (*)$$

Q: cette valeur définit la sollicitation vectorielle ou tensorielle appliquée au massif (force H force V, moment M).

Q max: valeur maximale de Q

Le coefficient de sécurité pourrait être calculé, pour un paramètre sélectionné, en prenant le ratio de la valeur à la rupture, par la valeur calculée sous les conditions de projet de ce paramètre, ce dernier peut être un rapport de forces, de moments, de grandeurs par rapport à une grandeur limite

- **Rapport de contraintes :F= $\tau max/\tau$**
- **Rapport de forces : F= $Eresist/Emonteur$**
- **Rapport de moments : F= $Mresiste/Mmonteur$**
- **Rapport de grandeurs par ex** : $H/Hmax$

Le facteur de sécurité **(FS)** dans l'étude de la stabilité des talus des gradins est une mesure clé qui permet d'évaluer la sécurité d'un talus face aux risques de rupture ou de glissement. Voici comment déterminer ce facteur de sécurité :

$$Fs = \frac{Résistance\ à\ la\ rupture}{poussé\ de\ glissement} \dots\dots\dots\dots (*)$$

- Si le **FS** est supérieur à **1**, cela indique que le talus est **stable**.
- Si **FS** est inférieur à **1**, le talus est **instable**.

a) Cas des ruptures planes (glissements plans)

Ce type de rupture est rencontré lorsque le massif est constitué de plusieurs couches de caractéristiques physico-chimiques et mécaniques très différentes, ou lorsque la longueur de la surface de glissement potentielle est très grande par rapport à l'épaisseur du terrain. Le coefficient de sécurité est donné par l'expression(*) suivante **:**

$$Fs = \frac{CL + P\cos\propto \tan\emptyset}{P\sin\propto} \dots\dots\dots\dots (*)$$

Avec :

C : Cohésion en (t /m²) ;
L : Longueur du bloc susceptible de glisser (l) ;
P : Poids du bloc (t) ;
∝: Angle de la fracture (°) ;
∅: Angle de frottement interne (°).

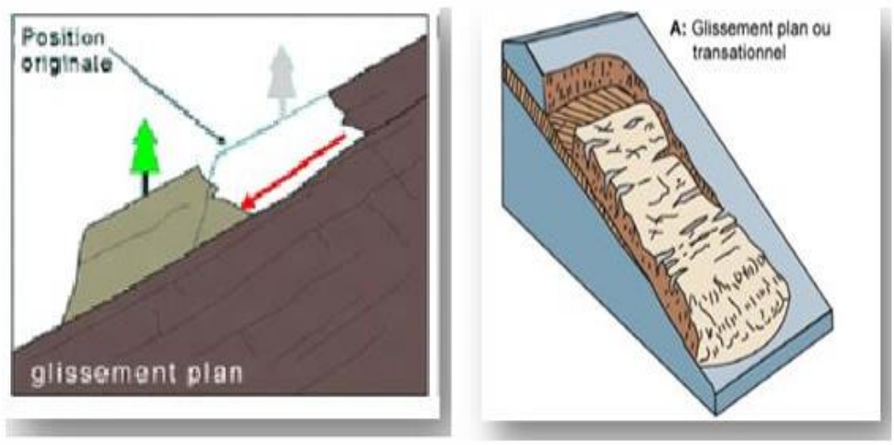


Figure III.8 : Glissement plan.

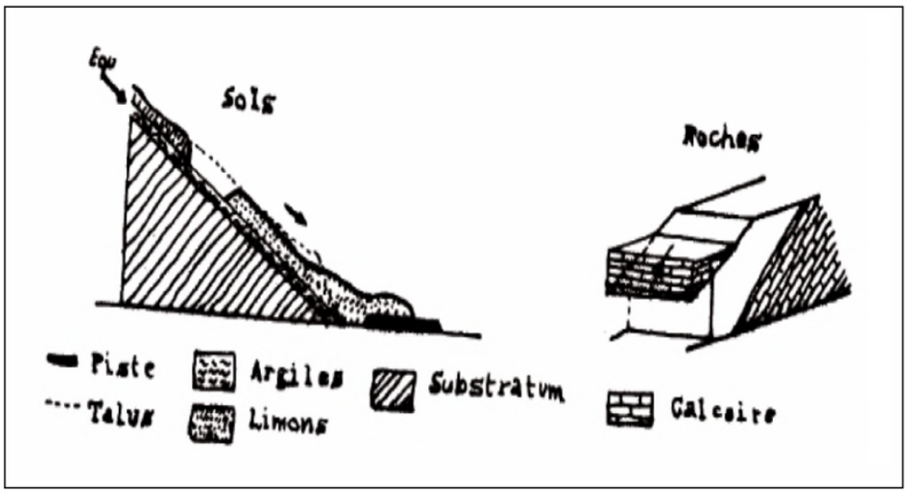


Figure III .9 : modèle d'un glissement plan des roches et des sols.



Figure III.10: Glissement en plan

b) Cas des ruptures circulaires (glissements circulaires)

Ce type de rupture est rencontré lorsque le massif est homogène. Deux méthodes de calcul permettent de traiter ce problème :

- la méthode de FELLENIUS
- la méthode de BISHOP

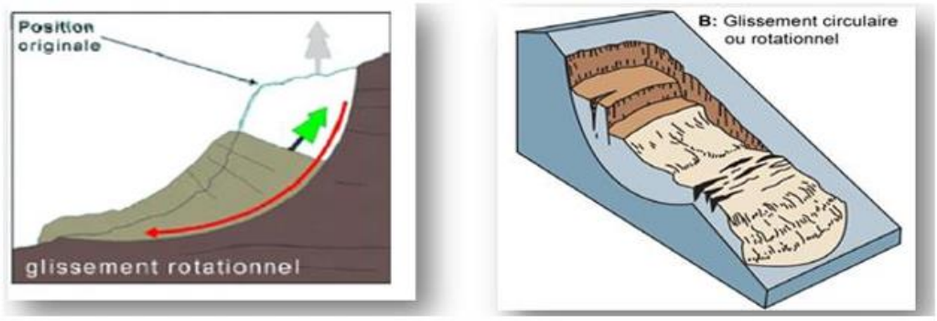


Figure III.11 : Glissement circulaire.

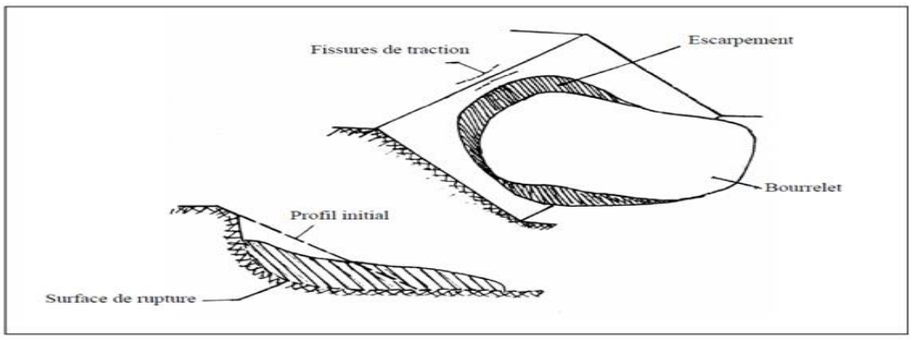


Figure III.12: modèle d'un glissement circulaire simple

c) Cas des ruptures quelconques (glissements non circulaires)

Ce type de rupture est rencontré lorsque des hétérogénéités sont manifestes. Ce problème est traité par la méthode des perturbations, dans laquelle on considère que la contrainte normale n'est pas constante le long de la courbe de rupture comme c'est le cas des deux méthodes précédentes.

Cette méthode est globale et applicable à une courbe de rupture quelconque envisagée.

Elle est basée sur la simple résolution des équations de l'équilibre statique avec ajustement automatique de la distribution de la contrainte normale obtenue par une perturbation de la contrainte normale de **Fellenius** le long de la courbe de rupture.

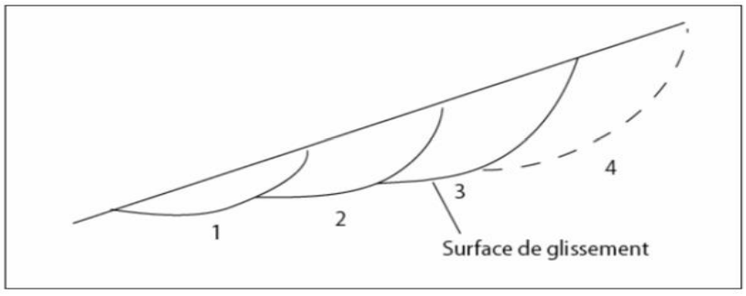


Figure III.14: modèle des glissements circulaire successifs emboités

III.6.2 Principales causes de glissements :

Plusieurs facteurs contribuent au déclenchement des glissements, les plus importants étant :

- la nature des terrains : les terrains argileux sont prédisposés aux glissements.
- l'action de l'eau : l'eau est dans la plupart des cas la cause principale dans la mise en mouvement des terrains.
- les causes mécaniques externes : citons parmi les causes mécaniques externes, le terrassement au pied du talus, les entailles effectuées dans les

talus stables, toute surcharge naturelle ou artificielle déposée sur une pente, les vibrations naturelles (séismes) ou artificielles (explosion, machines ...).

III.6.3 Choix la valeur du coefficient de sécurité dans le calcul de stabilité :

Le facteur de sécurité minimal **FS** adopté est assez rarement inférieur à **1,5**. Il peut quelque fois être égal à **2**, voire à **2,5** pour des ouvrages dont la stabilité doit être garantie à tout prix (grand risque pour les personnes, site exceptionnel), ou pour des méthodes dont l'incertitude est grande (analyse en contrainte totale avec risque d'erreur sur la valeur de la cohésion drainé Cu).

Pour certains sites peu importants ou pour certains ouvrages courants, et lorsqu'il n'y a pas de risque pour la vie humaine, on peut accepter des valeurs plus faibles pendant un moment très court ou pour des fréquences faible : **1,2** voire **1,1**. Mais pour pouvoir s'approcher ainsi de **1**, c'est-à-dire de la rupture, ilfaut être sûr de la validité des hypothèses et des paramètres adoptés, ce qui souvent est difficile en géotechnique.

Le tableau ci-dessous, nous donne les valeurs de **FS** en fonction de l'importance de l'ouvrage et des conditions particulières qui l'entoure.

Tableau III -1 : les coefficients de sécurité en fonction de l'importance de l'ouvrage :

FS	Etat de l'ouvrage
<1	danger
1.0-1.25	sécurité contestable
1.25-1.4	sécurité satisfaisante pour les ouvrages peu importants sécurité contestable pour les barrages, ou bien quand la rupture serait catastrophique
>1.4	satisfaisante pour les barrages

III .6.4Choix du type de méthode de calcul :

Le choix d'une méthode de stabilisation d'un glissement de terrain, ou de renforcement d'une pente en équilibre précaire, nécessite une parfaite connaissance des causes de l'instabilité. Sachant que c'est l'action de la gravité de l'eau qui est à l'origine de la plupart des désordres, on comprend que les techniques relevant du terrassement des masses instables, ou du drainage des terrains, aient de tous temps emporté la préférence des géotechniciens.

Pour l'étude de la stabilisation du talus, nous avons opté pour trois systèmes de confortement qui se résument en :

- Stabilisation par drainage
- Stabilisation par butée de pied avec drainage
- Stabilisation par soutènement (mise en place d'une série de pieux en aval du talus).Associée à un système de drainage

Le choix de ces trois systèmes de confortement est lié à la faisabilité des travaux au niveau du site qui présente des contraintes écartant certaines solutions envisageables. Pour chaque cas, nous avons recalculé le coefficient.

III.6.5Méthodes de calcul de stabilité des talus (Méthode d'équilibre limite)

- ✓ **Méthode des tranches**

Cette méthode consiste à considérer les forces qui tendent à retenir un certain volume de terrain, délimité par les forces libres du talus et une surface de rupture potentielle, et celles qui tendent à la mettre en mouvement

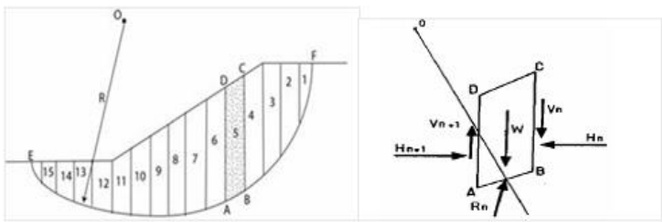


Figure.III .15 : Découpage d'un talus en tranches et les forces agissantes surune tranche

Soit un cercle quelconque de centre O et de rayon R pour lequel on vérifie la sécurité vis-à-vis du risque de glissement. La méthode des tranches consiste à découper le volume de sol (compris dans l'arc EF) en un certain nombre de tranches limitées par des plans verticaux.

En l'absence d'eau, une tranche (n) est soumise à :

• Son poids $W = \gamma n * h_n * bn$

• La réaction R du milieu sous-jacent sur l'arc AB (résistance de cisaillement). Elle se décompose en une composante normale et tangentielle.

- ✓ **Méthode de Fellenius**

Dans la méthode de FELLENIUS, appelée aussi méthode ordinaire on considère que :

- La ligne de glissement est de forme circulaire
- On néglige totalement les efforts sinter-tranches
- La seule force agissant sur l'arc AB est le poids W.

-le moment moteur comme celui du poids des terrains W tendant à provoquer le glissement

-le moment résistant maximal fourni par la valeur maximale que peut prendre la composante tangentielle de R.

Elle consiste à admettre que, la résultante, la résultante de H_n et V_n est égale H H_{n+1}et V_{n+1}

Une ligne d'action qui coïncide. Cette résultante parallèle à la base de la tranche. Quand les tranches adjacentes ont différentes inclinaison de la base, cette hypothèse simplificatrice conduit à des erreurs

La méthode satisfait l'équilibre des moments, et le coefficient de sécurité à la forme linéaire suivante:

$$F = \frac{\sum(c'l + [W\cos\theta - Ul]\tan\varphi)}{\sum W\sin\theta}$$

- WI= i*b*hi
  l=b/cosα

- Φ : angle de fortement
- ul= Zw*γw(u: pression interstitielle, Zw: hauteur d'eau et γw : poids volumique d'eau)

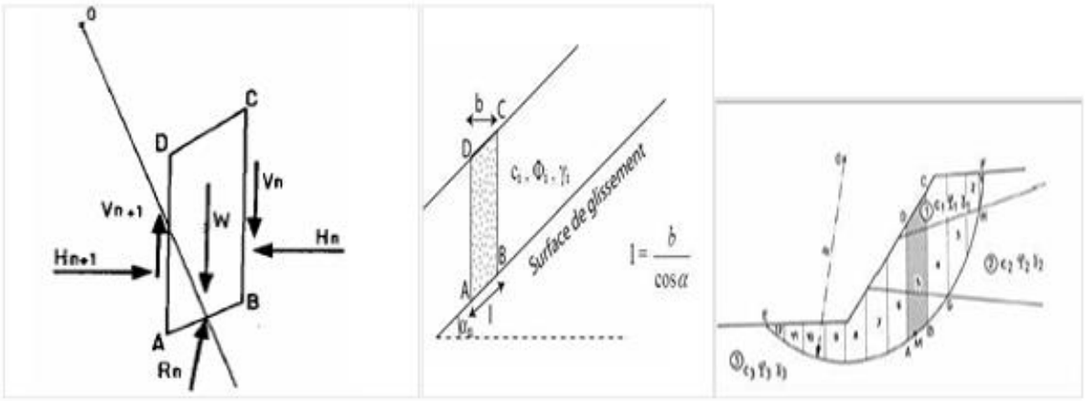


Figure III .16 : Les inconnues d'une méthode des tranches

✓ **Limitations de la méthode Fellenius :**

Fellenius considère que dH_n= dV_n= 0 donc cette méthode elle ne dépend que de la géométrie du talus. Les caractéristiques mécaniques du milieu n'interviennent pas dans le calcul.

✓ **La méthode simplifiée de BISHOP**

A- Les hypothèses:

Cette méthode satisfait, l'équilibre des forces verticales de chaque tranche ainsi que l'équilibre des moments par rapport au centre du cercle de rupture.

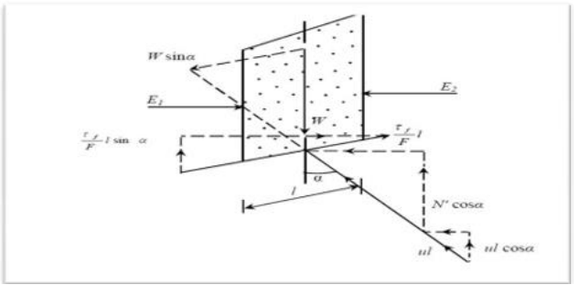


Figure III .17 : Représentation des forces sur une tranche selon la méthode BISHOP

Dans cette méthode on considère que :

• La ligne de glissement est toujours de forme circulaire.

• Les efforts verticaux inter-tranches sont nuls ($V_n - V_{n+1}$= 0).

Le facteur de sécurité est donné par la formule(*) suivante :

$$F = \frac{\sum_{n=1}^{m}(c'.b + w - ub.tan\varphi')}{M\alpha \sum_{n=1}^{m} w.sin\alpha} \quad \ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots\ldots(*)$$

$$\text{Avec :} \quad M\alpha = \cos\alpha \left(1 + \frac{\tan\alpha.\tan\varphi'i}{f}\right)$$

B- Limitations de la méthode de Bishop simplifiée

Etant donné que L'équilibre horizontal des forces n'est pas satisfait par la méthode de BISHOP, son application pour des analyses pseudo -statiques de tremblement de terre où une force horizontale additionnelle est appliquée est incertaine. La méthode est également limitée aux analyses avec les surfaces de cisaillement circulaires.

III.7 Les facteurs qui influent sur la stabilité

L'instabilité des pentes est liée à plusieurs de facteurs ;

a) Prédispositions :

✓ **La géologie :**

- La lithologie : (composition, texture, granulométrie, caractères). Par exemple dans le cadre d'un glissement, les argiles sont particulièrement sensibles à l'eau.
- La structure : (le pendage, la présence de joints, de stratification, de plis, de schistosité qui constituent des zones de faiblesse dans un massif)
- l'histoire du versant : un versant qui a déjà connu des mouvements gravitaires aura une certaine prédisposition à être instable à nouveau.

✓ **La pente :**

Il n'y a pas de règle formelle, mais on a constaté que les pentes les plus sujettes aux glissements ont une inclinaison qui va de 20 à 30°.

✓ **L'orientation :**

On a également pu constater qu'il y a beaucoup plus de glissement sur les versants exposés au Nord.

✓ **La végétation :**

La végétation a un rôle non négligeable, car elle intervient d'une part au niveau des échanges d'eau (évapotranspiration) et d'autre part au niveau de la cohésion et de la fixation du sol (racines). En outre, la végétation diminue l'érosion du sol. Néanmoins, lorsque le couvert végétal est très dense, le poids est plus important, ce qui augmente les forces motrices.

✓ **Le contexte hydrogéologique et hydrographique :**

Cela concerne, d'une part, la perméabilité du massif, les circulations d'eau souterraine, le drainage (hydrogéologie) et, d'autre part, le réseau hydrographique : ruissellement, proximité d'une source, d'un torrent, et leur potentiel érosif.

✓ **Le contexte climatique :**

Soit la pluviométrie annuelle totale, la répartition des précipitations annuelles, la possible accumulation de neige, la température moyenne ainsi que l'évolution climatique.

b) Facteurs préparatoires et déclenchant (causes directes) :

✓ **Le climat : causes hydriques ;**

- L'infiltration d'eau dans un terrain (pluies, fonte des neiges, crues de cours d'eau à proximité…) a des conséquences sur la cohésion du matériel qui offre, de fait, moins de résistance au cisaillement et peut se liquéfier.
- Le poids du sol augmente avec l'humidité, ce qui augmente les forces déstabilisantes.

✓ **Le climat : causes thermiques ;**

- Alternance de phases de gel/dégel.
- Dégradation du pergélisol, « ciment » des montagnes, avec le réchauffement global.

✓ **Causes mécaniques : vibrations ;**

- Sismicité/vibrations dues à un séisme ou à des activités humaines (explosion, passage d'un train). Il y a une augmentation momentanée du poids du terrain qui peut suffire pour que le seuil de stabilité soit franchi et que le terrain se mette en mouvement.
- Phénomène de thixotropie : soumis à des vibrations, certains matériaux comme les argiles, par exemple, peuv+ent passer de l'état solide à l'état liquide.

✓ **Causes mécaniques : modification de la géométrie ;**

- Modification de la répartition des masses par érosion en pied de versant (= zone frein) par une rivière par exemple ou par surcharge en haut d'une pente (= zone moteur) par exemple lors de la construction d'un bâtiment.

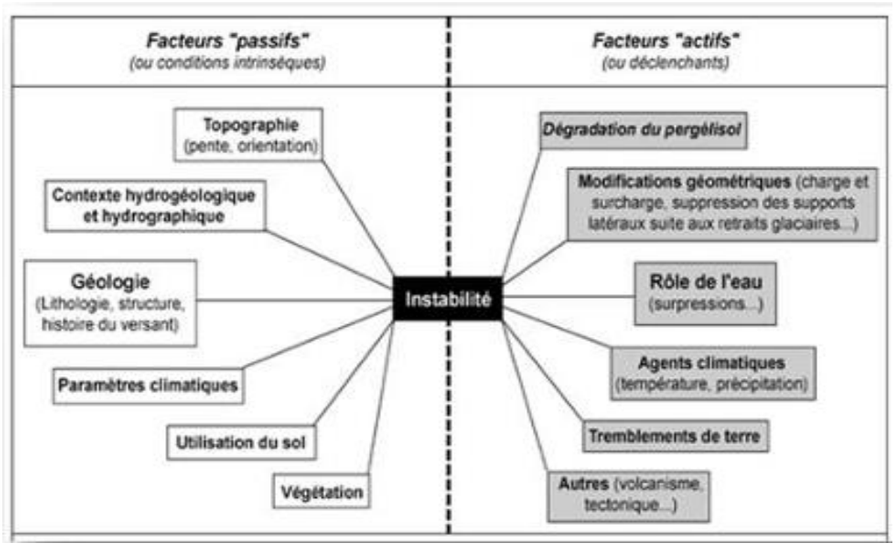


Figure III.18: Facteurs passifs et actifs pouvant entraîner une instabilité.



Figure III.19 : Chut de blocs de pierre causée par les instabilités

III-8 : Caractéristiques et les propriétés de l'explosif qui influe sur la stabilité des talus des gradins :

Les caractéristiques et propriétés des explosifs qui influent sur la stabilité des talus des gradins sont multiples et dépendent de plusieurs facteurs techniques et géologiques. Voici les principaux aspects à considérer :

1. Type d'explosif :

Les explosifs utilisés dans les travaux de déblaiement, d'excavation ou de contrôle de talus peuvent être de différents types :

Explosifs à base de nitrates : comme le dynamite, les émulsions explosives ou les ammonitrates, utilisés pour leur forte capacité de détonation.

Explosifs à faible vitesse de détonation : parfois préférés pour éviter des effets trop violents sur les structures avoisinantes.

Le choix de l'explosif influencera directement la manière dont l'énergie est libérée et, par conséquent, son impact sur la stabilité du talus.

2. Vitesse de détonation :

Vitesse de détonation rapide : génère une onde de choc qui peut provoquer une fragmentation violente du minerai, risquant ainsi d'altérer la stabilité des talus de manière importante si elle n'est pas contrôlée.

Vitesse de détonation lente : permet un dégagement plus contrôlé et peut être plus adapté pour minimiser les effets indésirables sur la stabilité du talus.

3. Puissance explosifs

La quantité d'énergie dégagée par un explosif (généralement mesurée en Joules ou en kilogrammes d'azote équivalent) est cruciale. Un explosif trop puissant pour le type de terrain peut causer des mouvements imprévus de la masse rocheuse, créant ainsi des instabilités.

Explosif à faible puissance : utilisé pour des travaux où une gestion plus précise des débris et une réduction des effets secondaires sur les talus sont nécessaires.

Explosif à haute puissance : utilisé pour des applications nécessitant une fragmentation plus importante du matériau, mais cela peut également augmenter les risques pour la stabilité du talus.

4. Sensibilité et réaction à l'humidité :

Certains explosifs peuvent être sensibles à l'humidité ou aux conditions climatiques (notamment les explosifs à base de nitrate d'ammonium). L'humidité peut modifier la vitesse de détonation et l'efficacité de l'explosion. Dans des conditions humides, l'efficacité des explosifs peut diminuer, rendant leur usage moins prévisible et augmentant les risques pour la stabilité des talus.

5. Formation des ondes de choc et des fractures :

Onde de choc : une onde de choc trop intense peut provoquer des fissures supplémentaires dans les roches environnantes, fragilisant le talus.

Fracturation du minerai : la manière dont les explosifs fragmentent le matériau influence la géométrie du talus, en particulier la taille et la répartition des débris, ce qui peut affecter la stabilité. Des débris plus petits peuvent faciliter une accumulation instable sur le talus.

6. Profondeur et orientation des charges :

La manière dont les charges explosives sont placées dans le talus (profondeur, espacement, orientation) influencera leur impact sur la stabilité. Une charge mal positionnée peut créer des faiblesses structurelles dans le talus, entraînant des glissements ou des affaissements.

Dispositions horizontales : plus adaptées pour le contrôle de la fragmentation.

Dispositions verticales : peuvent affecter la stabilité globale du talus, surtout si elles sont mal calculées.

7. Température de détonation :

Une détonation qui produit une chaleur intense peut aussi contribuer à la déstabilisation du talus, surtout si la roche est sensible aux variations thermiques. Les effets de la chaleur peuvent déstabiliser la structure de la roche, la rendant plus susceptible de se fissurer.

8. Contrôle des vibrations :

Les vibrations générées par l'explosion peuvent provoquer des déplacements et des fractures supplémentaires dans le talus. L'amplitude et la fréquence des vibrations peuvent être cruciales pour la stabilité des talus voisins. Par conséquent, il est important de contrôler ces vibrations en choisissant des explosifs qui génèrent un minimum de secousses ou en ajustant les paramètres de l'explosion.

9. Durée de l'explosion :

Une explosion dont la durée est trop courte peut entraîner une pression excessive et des dommages imprévus sur la structure géologique du talus. À l'inverse, une explosion prolongée mais plus douce pourrait limiter ces effets.

10. Préparation et gestion des charges explosives :

La capacité à gérer et répartir les charges explosives est primordiale pour assurer que l'explosion n'affecte pas la stabilité du talus de manière incontrôlable. Des simulations et des calculs géotechniques sont essentiels pour déterminer la répartition optimale des charges.

Remarque :

Les explosifs doivent être sélectionnés et utilisés de manière stratégique pour éviter tout risque de déstabilisation des talus. L'impact sur la stabilité dépendra de la puissance, de la vitesse de détonation, du type d'explosif, de la gestion des vibrations et des facteurs géologiques. Une étude préalable du terrain et des simulations sont essentielles pour éviter des incidents ou des instabilités potentielles.

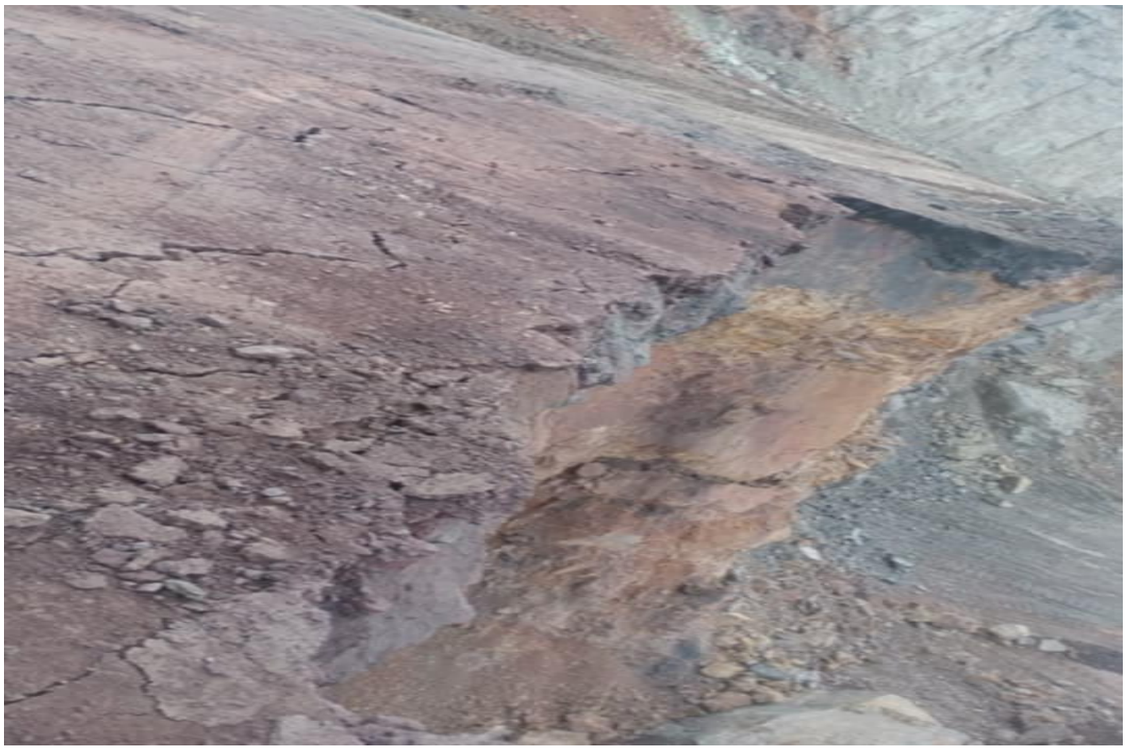


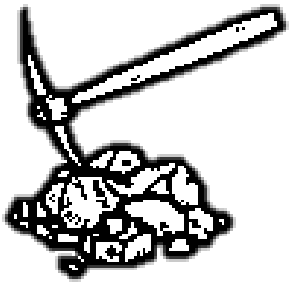
Figure III.20: l'effet du tir sur le talus du gradin du minerai de fer.



Figure III.21 : l'effet du tir sur le talus du gradin du stérile.

III-9 : conclusion

Le facteur de sécurité pour l'étude de la stabilité des talus des gradins est une analyse complexe, nécessitant une évaluation détaillée des propriétés du massif (sol), des forces externes, et de la géométrie du talus. Les calculs sont souvent réalisés à l'aide de méthodes analytiques ou numériques qui prennent en compte les conditions locales et les caractéristiques du site .Pour une évaluation précise, il est recommandé de réaliser des études géotechniques spécifiques au gisement, en tenant compte des propriétés géo mécaniques du minerai de fer et des caractéristiques géologiques locales. Ces études permettent de déterminer les facteurs de sécurité appropriés et d'identifier les zones nécessitant des mesures de stabilisation supplémentaires.



Chapitre 04 :

Expérimentation et conception d’un schéma de tir



IV.1 Introduction :

Plusieurs facteurs influent sur la stabilité des talus des gradins et du bord final de la carrière. Il s'agira pour nous d'identifier ces derniers dans les conditions concrètes de Boukhadra à travers l'observation in situ mais, aussi et surtout, à travers l'expérimentation pour identifier l'effet de ceux géologiques et hydrogéologiques. Par la suite on passera à la conception d'un schéma de tir.

On a programmé 3 types d'essais géomécaniques.

- Limite d'Atterberg
- Essai Franklin
- Essai oedémétrique

IV .2 Partie expérimentale *:*

IV .2.1 Essai de la limite d'Atterberg :

En exploitation des mines, la connaissance des propriétés physiques des roches est essentielle pour assurer la stabilité et la durabilité des ouvrages miniers. Parmi ces propriétés, la consistance joue un rôle déterminant dans le comportement mécanique. C'est dans ce contexte que les limites d'Atterberg prennent toute leur importance. Définies par le scientifique suédois Albert Atterberg en 1911, ces limites permettent de déterminer les différents états de consistance en fonction de la teneur en eau.

Le minerai de fer de Boukhadra contenant des traces d'argile n'a pas un comportement rigide ou plastique constant : il passe par différents états (liquide, plastique, semi-solide, puis solide) selon leur teneur en eau. Les limites d'Atterberg identifient ces transitions et permettent ainsi de caractériser sa plasticité. Les principales limites mesurées sont :

- La limite de liquidité (LL)**,** qui correspond à la teneur en eau à laquelle notre échantillon passe de l'état plastique à l'état liquide.
- La limite de plasticité (PL)**,** qui correspond à la teneur en eau à laquelle notre échantillon de l'état plastique à l'état semi-solide.
- La limite de retrait (SL)**,** moins fréquemment utilisée, marque la transition entre l'état semi-solide et l'état solide.

L'écart entre la limite de liquidité et la limite de plasticité est appelé indice de plasticité (IP), et constitue un critère fondamental pour la classification des sols fins dans les systèmes comme le GTR (Guide des Terrassements Routiers) ou le système USCS.

L'essai des limites d'Atterberg, bien que simple dans sa mise en œuvre, fournit des indications précieuses sur la sensibilité à l'eau, son potentiel de retrait-gonflement, ainsi que sa stabilité à court et long terme. Ces paramètres influencent directement le choix des fondations, les méthodes de compactage, les techniques d'amélioration des substances et la gestion des risques géotechniques.

Ce travail vise à présenter le principe, la méthodologie, les équipements nécessaires**,** ainsi que l'interprétation des résultats liés à l'essai des limites d'Atterberg, en mettant en lumière leur utilité dans l'ingénierie.

IV2.2 Le but de l'essai d'Atterberg :

Le but de l'essai des limites d'Atterberg est de caractériser le comportement des structures à étudier fins en fonction de leur teneur en eau**,** et de déterminer leurs états de consistance (solide, plastique, liquide).

IV.2.3 **Déterminer les limites d'état** :

- Limite de liquidité (LL**)** : passage de l'état plastique à liquide**.**
- Limite de plasticité (PL) : passage de l'état semi-solide à plastique.
- (Parfois : limite de retrait (SL) : passage de l'état solide à semi-solide)

IV.2.4 Calculer l'indice de plasticité (IP) :

$IP = LL - PL$

C'est un indicateur de la plage de plasticité— plus IP est élevé, plus le matériau est **plastique** et cohésif**.**

IV.2.5 Classification :

Les résultats sont utilisés dans les systèmes de classification, comme :

- USCS (Unified Soil Classification System)
- AASHTO
- GTR / NF P11-300 (France)

IV.2.6 Prédire le comportement géotechnique :

- Capacité de portance
- Stabilité des talus ou fondations
- Potentiel de gonflement ou retrait
- Sensibilité à l'eau
- Compacité et compactabilité

L'essai d'Atterberg permet de mieux comprendre comment un matériau fin réagit à l'humidité et d'orienter les choix en génie minier quand le minerai contient des substances argileuses par exemple.

IV.2.7 Outils utilisés :

❖ **Pour le tamisage :**

- Échantillon de fer
- La louche
- La louche
- Mortier et pilon
- Un tamis (0,4 mm)



Figure .1: la louche



Figure.2 : tamis 0,4 mm



Figure .3 :mortier et pilon



Figure.4:échantillon de fer

IV 2.8 Pour la limite de liquidité :

- 500g de fer fin (0,4 mm)
- eau
- spatule
- Appareil de Casagrande
- Bol à mélanger



Figure .5 :spatule



Figure .6 :appareil de casagrande



Figure .7 **:**bol à mélanger

❖ **pour la teneur en eau :**

- balance
- Four



Figure .8 : un four



Figure .9 : un Balance

IV.2.9- <u>les étapes des essais :</u>

- **le tamisage**

Préparation de l'échantillon : nous avons pris un échantillon de fer et l'avons séché à l'air pour éliminer l'humidité.

Concassage de la roche : nous concassons l'échantillon à l'aide d'un mortier et un pilon



Figure .10 : opération de concassage de fer

- **Chois un tamis** : avec ouverture de maille de 0,4 mm

Tamisage : nous versons l'échantillon de fer dans le tamis supérieur et agitons document l'ensemble pour permettre aux particules de passer à travers les mailles



Figure. 11 :opération de tamisage

- **Séparation des fractions** : après tamisage, nous séparons les fractions de fer retenues et les pesons.



Figure .12 :opération de séparation du particule

IV.2.10- Limite de liquidité :

✓ **Préparation de l'échantillon**

- Prendre une quantité de fer et la préparer avec de l'eau distillée.



Figure **. 13 : humectage de fer par l'ajout d'eau**

- Bien homogénéiser le fer dans une coupelle.



Figure . 14 : homogénéisation de fer

Remplissage de la coupelle

- Placer une petite quantité de fer dans la coupelle de l'appareil de Casagrande.
- Lisser la surface avec une spatule.



Figure.15 :lissage de l'échantillon

✓ **Création de la rainure**

- Utiliser le **rainurage standard** (généralement une spatule à rainure ou un outil spécifique) pour tracer une rainure droite au centre de l'échantillon.

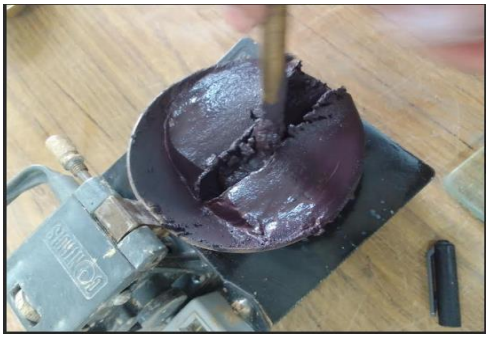


Figure. **16 :traçage d'une rainure**

Manœuvre de la coupelle

- Faire tourner la manivelle à une vitesse constante (2 tours/seconde).
- Compter le nombre de coups (chocs) nécessaires pour que les deux bords de la rainure se rejoignent sur une longueur de 12 mm (1,2 cm)**.**

Tableau IV.1 : Le résultat de l'essai d'atterberg

Essai	**Nombre de chocs**
Essai N :01	19
Essai N :02	23
Essai N :03	23
Essai N :04	29
Essai N :05	31

IV.2.11- Mesure de la teneur en eau :

✓ Prélèvement

- Juste après l'essai .avoir réalisé un test avec le dispositif de Casagrande, prélevez rapidement un petit échantillon du fer utilisé.
- Placez-le immédiatement dans une boîte tarée (boîte métallique avec couvercle) pour éviter toute perte d'humidité.

✓ Pesée de l'échantillon humide

- Peser la boîte vide : M1
- Peser la boîte + échantillon humide : M2

✓ Séchage

- Placer la boîte ouverte dans une étuve à 105 °C pendant au moins 24 heures



Figure.17 : réchauffement l'échantillon

✓ Refroidissement et pesée finale

- Refroidir la boîte dans un dessiccateur
- Peser la boîte + sol sec : M3

IV.2.12- Calcul de la teneur en eau W :

$$\mathbf{W=\frac{M2-M3}{M3-M1}\times 100}$$

Où :

- M1 : masse de la boîte vide
- M2 : masse boîte + sol humide
- M3 : masse boîte + sol sec

Pour l'essai 1 :

- M1 =12,5g
- M2 =12,5 + 27g=39,5 g
- M3 = 12,5 + 23,6 g= 36,1 g

$$\mathbf{W=\frac{39,5-36,1}{36,1-12,5}\times 100}$$

W=14,4 %

Pour l'essai 2 :

- M1 = 12,5g
- M2 = 12,5 + 25,6g=38,1 g
- M3 = 12,5 + 22,4 g= 34,9 g

$$\mathbf{W=\frac{38,1-34,9}{34,9-12,5}\times 100}$$

W= 14,28%

Pour l'essai 3 :

- M1 =12,5g
- M2 =12,5 + 30g=42,5 g
- M3 = 12,5 + 25,9 g= 38,4 g

$$\mathbf{W=\frac{42,5-38,4}{38,4-12,5}\times 100}$$

W=15,75 %

Pour l'essai 4 :

- M1 =12,5g
- M2 =12,5 + 29,5g=42 g
- M3 = 12,5 + 25,1 g= 37,6g

$$\mathbf{W=\frac{42-37,6}{37,6-12,5}\times 100}$$

W=17,5 %

Pour l'essai 5 :

- M1 =12,5g
- M2 =12,5 + 21g=33,5 g
- M3 = 12,5 + 17,2 g= 29,7 g

$$\mathbf{W=\frac{33,5-29,7}{29,7-12,5}\times 100}$$

W=22,09%

Tableau IV02: Le résultat de l'essai de la teneur en eau

Essai	**masse boîte + sol humide (g)**	**masse boîte + sol sec (g)**	**la teneur en eau W *(%)***
01	**27**	**23,6**	**14,4**
02	**25,6**	**22,4**	**14,28**
03	**30**	**25,9**	**15,75**
04	**29,5**	**25,1**	**17,5**
05	**21**	**17,2**	**22,09**

IV.2.13-Essais Franklin :

Le protocole de l'essai de Franklin fait référence à une expérience célèbre menée par Benjamin Franklin en 1752 pour démontrer que la foudre est une manifestation de l'électricité. Voici une présentation claire du protocole de cette expérience :

IV.2.14-Théorie et Protocole expérimentale de l'essai de Franklin (Expérience du cerf-volant) :

IV.2.15- Objectif :

Démontrer que la foudre est un phénomène électrique.

IV.2.16-Matériel nécessaire :

•Un cerf-volant (avec une structure conductrice, comme une armature métallique ou une corde de chanvre humide),

•Une ficelle de chanvre (conductrice quand elle est humide),

•Une clé métallique attachée à la ficelle,

•Un fil de soie sec (isolant),

•Un bocal de Leyde (ancien condensateur, parfois utilisé pour stocker l'électricité),

•conditions : temps orageux (mais pas pendant l'orage lui-même pour éviter le danger direct).

IV.2.17- Procédure expérimentale :

1. Préparation du cerf-volant : Franklin attache une clé métallique à la ficelle du cerf-volant, près de l'endroit où il tient la corde.

2. Il utilise une ficelle de soie sèche entre ses mains et la clé pour isoler l'électricité du sol.

3. Il fait voler le cerf-volant sous un ciel orageux pour qu'il atteigne des zones chargées électriquement.

4.Lorsqu'un éclair frappe ou passe à proximité, la clé attire une charge électrique provenant des nuages.

5.Franklin approche son doigt de la clé et observe une étincelle, signe d'un transfert d'électricité.

6.Il répète l'expérience plusieurs fois pour confirmer que c'est bien une manifestation électrostatique.

IV.2.18-Charge de rupture moyenne :

Tableau IV03: Charge de rupture moyenne

Type de minerai	Taille des grains (mm)	La charge moyenne de rupture (Kg)	Charge moyenne de rupture (N)
Hématite	**40 mm**	**28 Kg**	**275 N**

IV.2.19-Fragmentation post-essai :

Après l'essai franklin l'échantillon sont classés selon les tailles des fragments obtenus :

Tableau IV04: Fragmentation post-essai

Classe granulométrique	Pourcentage cumulé typique
$> 25\ mm$	20 %
10-25 mm	50%
$< 10\ mm$	15%

Indice de résistance mécanique FAI :

FAI (indice franklin) = 7

FAI <10 :le minerai très résistant , peu d'usure à la manipulation

Nous pouvons conclure que l'essai Franklin a démontré que la foudre est une décharge électrique, confirmant ses hypothèses sur l'électricité atmosphérique.

Essais oédémétrique :

L'essai œdométrique (ou essai œdométrique unidimensionnel) est utilisé pour mesurer la compressibilité du minerai de fer de Boukhadra finement broyé, sous contrainte verticale constante.

Théorie et Protocole expérimentale :

1. Objectif :

Déterminer la compressibilité et le taux de consolidation du minerai de fer sous charge verticale.

2. Échantillon Type : Minerai de fer broyé (granulométrie < 2 mm) Préparation : Séchage à l'air ou à température ambiante. Humidification si nécessaire à une teneur en eau définie. Remplissage du moule œdométrique (diamètre standard : 70 mm, hauteur : 20 mm environ) en couches compactées à la densité cible.

3. Appareillage

Cellule œdométrique unidimensionnelle. Comparateur ou capteur de déplacement vertical. Système de chargement (poids ou presse). Dispositif de mesure du temps. Bain d'eau pour saturation (si essai en condition saturée).

4. Procédure

1. Saturation (facultative) : Immerger l'échantillon pendant 24 heures si l'essai est réalisé en conditions saturées.

2. Montage :

•Placer l'échantillon dans la cellule œdométrique.

•Installer le comparateur et le système de charge.

•Mettre l'échantillon en contact avec l'eau (si nécessaire).

3. Application des frais :

Appliquer une série de charges croissantes (généralement : 25, 50, 100, 200, 400, 800 kPa…).

Pour chaque palier, enregistrer les déformations à des intervalles de temps réguliers (0,25 min, 0,5 min, 1 min, 2 min… jusqu'à stabilisation).

Chaque palier dure entre 24 et 48 h ou jusqu'à stabilisation de la déformation.

4. Déchargement :

Réduire progressivement la charge et mesurer la reprise d'épaisseur (rebond élastique).

5. Exploitation des résultats

•Tracer la courbe de variation de la déformation en fonction du logarithme du temps pour chaque palier.

•Déduisez les paramètres suivants :

•Coefficient de compression Cc.

•Indice de compression e (si teneur en eau connue).

•Coefficient de consolidation Cv (méthode de Casagrande ou Taylor).

6. Remarques

L'essai peut être réalisé sous différentes conditions d'humidité.

Adaptateur les charges à la densité et à la résistance attendues du minéral.

Résultat d'essai :

Tableau IV05: Le résultat de l'essai de oédémétre

Palier de charge(Kpa)	Temps (min)	Hauteur (mm)	Déformation(%)	Log(t)	Déformation cumulative (%)
25	0.25	19.90	0.50	-0.60	0.50
	1	19.85	0.75	0	O.75
	10	19.78	1.10	1	1.10
50	0.25	19.70	0.40	-0.60	1.50
	10	19.60	0.50	1	2.00
100	0.25	19.45	0.75	-0.60	2.75
	10	19.30	0.75	1	3.50
200	0.25	19.05	1.30	-0.60	4.80
	10	18.85	1.00	1	5.80
400	10	18.40	2.40	1	8.20

Interprétation rapide :

Coefficient de compression Cc ≈ 0,12

Coefficient de consolidation Cv≈ $1\times 10^{-3}\ m^2/jour$

Indice de compression : faible ; e≈ 0,30

IV .3 Conception d'un schéma du tir

IV.3.1 Inroduction :

Après analyse de l'effet du tir sur la stabilité des talus des gradins en exploitation, on examine une solution pratique qui consiste la conception du schéma de tir réduisant l'effet négatif de ce dernier sur la stabilité .La conception d'un schéma de tir basé sur le méthode de pré découpage, qui a l'avantage de réduire efficacement l'effet acquis tique et les vibrations sur les futures blocs à abattre , et surtout d'améliorer la qualité de fragmentation, chose observable dans l'analyse des résultats du tir (courbe granulométrique , taux de hors gabarits, état du front post-tir …etc.). Condition situ qua non d'une telle réussite, l'usage d'explosif plus adaptés, forage plus conforme, etc

IV .3.2 Résumé analytique :

Pour la prévention des éboulements des parties séparées des gradins et pour la diminution de la largeur de la zone des grandes fissures et des déforme résiduelles du massif par le tplusieurs chercheurs recommandant l'utilisation d'une technologie spéciale des travaux de forage et de tir près du contour. Avec cela beaucoup de chercheurs estiment employer cette technologie avant le contour final de 20 ÷ 25 en dépendant de la structure et de la propriété des roches.

En URSS et à l'étranger l'emploi le plus large ont la technologie, l'exploitation des zones près du contour et la formation des gradins sur la base du tir de contour avec les différentes combinaisons des méthodes. Réduction du nombre de rangées tirées, l'utilisation lors de l'exploitation des sones près du conteur des trous inclinés avec un diamètre réduit et les trous verticaux de la différente longueur, les schémas de tir à plusieurs rangées avec le tir à retard et la régulation du temps à retard.

Le tir de contour a été élaboré et proposé au début des années 50 par les ingénieurs susdits Lange force et Zoundborg. Il existe deux méthodes principales s 1. Méthode du contour postérieur ou la méthode de découpage ;

Méthode de prédécoupage :

Dans le premier cas, c'est la formation du contour des ouvrages miniers qui se produit après la destruction de la masse principale par le tir de la a seule rangée des charges inclinées d'approches du diamètre réduit. Dans le deuxième cas, la formation du contour se produit avant la destruction du massif par la création mur le contour de la fente qui diminue l'action nuisible du tir des charges d'abattage.

D'après les recherches, l'emploi du prédécoupage lors de l'exploitation des zones près du contour permet à la distance de 35 m de diminuer des oscillations de 46 fois. A la base des recherches théoriques on établit que 60 - 65% peuvent être ré- fléchie par la fente d'écran, mais pratiquement 25% seulement peuvent être réfléchis à côté de la destruction du volume principal des roches. Avec cela 65% de l'énergie ont été absorbés par le milieu de l'écran et 10% ont été prolongés dans le massif au-delà de l'écran.

Prédécoupage (longueur, profondeur)

De nombreux chercheurs estiment qu'une qualité suffisante du prédécoupage peut être atteinte si certaines conditions sont respectées :

- La largeur de la fente ne doit pas être inférieure à 1 cm ;
- La profondeur du sous-forage doit être comprise entre 1 et 1,5 m ;

- Le dépassement de la rangée des trous de contour au-delà des limites du bloc abattu (par rapport aux trous d'abattage) doit être d'au moins 7 à 10 m.

Selon **Freyberg**, lors de la combinaison de deux ou trois gradins en position finale, il est indispensable de créer des fentes d'écran uniquement dans la partie supérieure du premier gradin. Cela s'explique par le fait que la structure naturelle des roches ne se détériore généralement que dans les couches supérieures.

Il a été établi que, en présence de fissures présentant un angle de pendage de 60° vers le talus, ce dernier peut atteindre une hauteur de **80 à 170 m**, selon les propriétés physico-mécaniques des roches. Dans de telles conditions, **l'absence de paramètres rationnels dans les opérations de forage et de tir** peut provoquer la formation de fissures au pied du gradin. Dans ce cas, l'utilisation des méthodes de découpage et de prédécoupage permet de stabiliser des gradins d'une hauteur de **8 à 10 m**, soit **10 à 17 fois moins élevés**.

Ainsi, pour les gradins d'une hauteur projetée de **20 à 30 m**, deux scénarios se présentent :

1. Si la stabilité naturelle permet des hauteurs de 80 à 170 m, cela représente une **réserve considérable de solidité**.
2. Si ce n'est pas le cas, **des éboulements** peuvent survenir, entraînant une **réduction de l'angle d'inclinaison**.

Dans la **carrière Ciamaky** exploitée par la société **Apatite**, le découpage des gradins est effectué selon la méthode suivante :

- La partie supérieure des gradins (24 m de profondeur) est percée à l'aide de **trous inclinés à 60°** ;
- La partie inférieure (12 m) est forée avec des **trous verticaux**.

Cependant, cette technologie conduit fréquemment à :

- La **destruction de la partie inférieure** des gradins jumelés ;
- Une **diminution de la stabilité** des roches en place ;
- Une **réduction de la durée de stabilité** des gradins.

Des essais expérimentaux réalisés dans les carrières de **Dousky** ont montré que :

- Une fente d'écran créée selon le contour du projet par **tir de prédécoupage à l'aide de trous verticaux de 5 m** de long **réduit la largeur de la zone de déformation résiduelle par un facteur de 4,5** ;
- Une fente d'écran réalisée par **trous inclinés sur toute la hauteur des gradins** la **réduit par un facteur de 7**, tout en permettant une **meilleure qualité de formation du talus**.

Influence des paramètres de prédécoupage sur la largeur de la fente et la stabilité du massif rocheux :

Lors de l'étude de la largeur de la fente générée par le tir des trous de prédécoupage, plusieurs chercheurs ont observé la formation, entre les trous, d'une zone de roche fracturée dont la largeur pouvait atteindre 1 à 1,2 m**.** Toutefois, lors du déblaiement de ces roches, il a été constaté que cette destruction n'affectait que la profondeur correspondant au sous-forage

préalablement réalisé durant l'exploitation des gradins supérieurs. Au-delà de cette zone, dans le massif intact, on observe la formation d'une véritable fente d'écran**.**

La largeur de cette fente dépend fortement de l'orientation des trous de contour par rapport aux systèmes de fissures du massif**.** Lorsque la ligne de trous coïncide avec la direction des fissures de stratification, la largeur peut atteindre 7 à 12 m**.** En revanche, lorsque l'angle entre la ligne des trous et la direction des fissures est de 30°, 60°, 120° ou 150°, la largeur de la fente ne dépasse généralement pas 12 cm, et sous un angle de 90°, elle varie entre 0,5 et 1 cm**.**

Effets du type de roche et des charges

Les essais de tir de prédécoupage dans différentes lithologies ont révélé des résultats variables :

- Roches dures (f = 14 à 16),
- Calcaires (f = 8 à 10),
- Marnes argileuses (f = 4 à 6).

Dans ces cas, la largeur d'ouverture de la fente en surface varie entre **10 et 15 cm**.

Pour la création des fentes d'écran, on utilise généralement des guirlandes de cartouches d'ammonite N6GV**,** reliées par un cordon détonateur, insérées dans des trous de diamètre 105, 150 ou 200 mm**.**

Influence des matériaux de remplissage et de la structure du massif

Certains travaux ont montré que la réduction des vibrations au-delà de la fente d'écran, ainsi que le degré de réflexion des ondes de tension, dépendent fortement de la nature du matériau remplissant l'écran**.** Plus la différence d'impédance entre les deux milieux (massif rocheux et matériau de remplissage) est grande, moins l'énergie passe à travers la fente**, et** plus elle est réfléchie vers la source du tir**.**

Selon les recherches expérimentales du Professeur Khanoukaev, dans les milieux fissurés :

- Lorsque les fissures sont larges et non remplies, la destruction des roches s'arrête avant les fissures ;
- Si les fissures sont étroites et comblées, une partie de l'énergie des ondes se transmet à travers le massif, favorisant sa fragmentation.

Des recherches sismométriques menées dans la station hydroélectrique M. J. Chouifer ont montré que les déplacements provoqués par les tirs d'abattage peuvent être supérieurs à la largeur de la fente de prédécoupage. Cela entraîne parfois la fermeture de la fente et la transmission de l'énergie explosive au-delà du contour**,** causant des dommages supplémentaires.

Selon A. Fechenko, la largeur de la fente d'écran doit être supérieure au déplacement du massif causé par le tir d'abattage, mais jamais inférieure à 1 cm. Le Professeur Khanoukaev suggère une largeur minimale de 0,81 cm, tandis que N. G. Pétro recommande une largeur comprise entre 20 et 30 cm**.**

Délai de tir et formation de la fente

Le délai entre le tir des trous de contour et des trous d'abattage **a un impact important sur la qualité de la fente. D'après le** Professeur Khanoukaev**, une fente de** 0,81 cm **peut être obtenue dans les roches dures avec un délai de** 25 à 50 ms**.** E. H. Freiberg **recommande un délai de** 50 à 70 ms **;** V. F. Fogataky**, de** 105 à 140 ms **;** A. Fechenko **propose** 150 ms pour les roches dures **et** 50 ms pour les roches tendres **;** V. P. Oulibov **suggère** au moins 100 ms **pour les roches dures et** 50 ms **pour les plus tendres.**

Ordre de tir et linéarité de la fente

L'ordre de tir des trous de contour influe aussi fortement sur la qualité de la fente formée**.** Selon Y. Zangeforce et B. Kilatrem, des essais sur modèles en glace organique ont montré que :

- Le tir instantané simultané permet la formation de fentes rectilignes ;
- En revanche, un tir à court retard produit une fente de moins bonne qualité ;
- Si le délai dépasse 100 ms, chaque charge agit de manière indépendante, réduisant la cohérence de la fente.

Le Professeur Z. Baron souligne que le tir séparé est particulièrement inefficace dans les roches dures et fissurées, où les liaisons interstrates sont faibles. Le tir instantané de charges voisines permet une propagation linéaire des fractures entre les trous, grâce à **l'**interaction des champs de contraintes**.**

Paramètres influents et recommandations

Des études scientifiques ont mis en évidence plusieurs facteurs influençant l'efficacité du tir de contour :

- Type et densité de l'explosif ;
- Diamètre des trous et structure des charges ;
- Espacement entre les trous de contour.

L'augmentation du rayon de la charge et de la densité de l'explosif entraîne une formation plus intense de fissures**,** alors que des charges plus faibles produisent une destruction moins importante. Toutefois, n'importe quel type d'explosif peut être utilisé, à condition que les paramètres soient ajustés correctement.

La destruction peut être maîtrisée en :

- Utilisant des charges réduites en diamètre **;**
- Aménageant des intervalles (espaces) entre les cartouches et les parois du trou**.**

Les charges de contour sont généralement constituées de guirlandes de cartouches reliées à un cordon détonateur**,** avec un ou deux points d'initiation.

Critères de réussite

Le principal critère d'évaluation de la pertinence de l'espacement des trous de contour est double :

1. La largeur de la fente obtenue, qui doit absorber les déformations provoquées par les tirs d'abattage **;**

2. La qualité du profil du talus, garantissant la stabilité et la précision des ouvrages miniers.

Calcul des paramètres du trou de prédécoupage :

1-la distance entre les rangé :

b1 = **Hg**× **ctgβ1 +1,5 , m**

Où :

Hg : la hauteur du gradin **; Hg=15 m**

β1 : L'angle d'inclinaison des trous de prédécoupage **; β1 =85°**

Donc :

b1 = **15**× **ctg85 +1,5**

b1 = **2,91 ≈ 3m**

1-la distance entre les trous :

$$a1 = 3,2\times Rt \times \left[\frac{D^2 \times q}{\pi \times g\times(n+1)\times Rt^2} \times \left(\frac{4}{5}\right)^{2n-3} \times \frac{1-\partial}{\partial t \times(1-\partial)}\right]^{0,666}$$

Où :

Rt : rayon du trou**; m**

n : coefficient adialitique de poisson **; n=**$\sqrt{\mathbf{1}+\frac{\boldsymbol{D^2}}{\boldsymbol{2Q}}}$

D :vitesse de détonation **; D= 4400 Km/s**

Q : chaleur spécifique de l'explosif **; Q= 4100 ,Kj /Kg**

n=$\sqrt{\mathbf{1}+\frac{\mathbf{19668}}{\mathbf{8200}}}$ **= 1,84**

n=1,84

∂: coefficient de poisson ; pour l'hématite **∂ =0,27**

∂t : la résistance à la traction **; 70 Mpa**

- Pour diamètre de trou Dtr =0,102 m

$$a1 = 3,2\times 0,051 \times \left[\frac{4400^2 \times 0,49}{3,14 \times 9,8\times(1,84+1)\times 0,051^2} \times \left(\frac{4}{5}\right)^{2\times 1,84-3} \times \frac{1-0,27}{70 \times(1-0,27)}\right]^{0,666}$$

a1 = 3m

- Pour diamètre de trou Dtr =0,110 m

$$a1 = 3{,}2\times 0{,}055 \times \left[\frac{4400^2 \times 0{,}49}{3{,}14 \times 9{,}8\times(1{,}84+1)\times 0{,}055^2} \times \left(\frac{4}{5}\right)^{2\times 1{,}84-3} \times \frac{1-0{,}27}{70\times(1-0{,}27)}\right]^{0{,}666}$$

a1 = 4m

- Pour diamètre de trou Dtr =0,165 m

$$a1 = 3{,}2\times 0{,}0825 \times \left[\frac{4400^2 \times 0{,}49}{3{,}14 \times 9{,}8\times(1{,}84+1)\times 0{,}0825^2} \times \left(\frac{4}{5}\right)^{2\times 1{,}84-3} \times \frac{1-0{,}27}{70\times(1-0{,}27)}\right]^{0{,}666}$$

a1 = 4,9≈ 5m

la consommation spécifique par mètre linéaire :

$$\mathbf{q} = \boldsymbol{\pi} \times \boldsymbol{g} \times (\boldsymbol{n}+\mathbf{1}) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2n-3} \mathbf{K}\times \mathbf{ctg}\boldsymbol{\rho} \times \frac{Rt^2}{D^2}\left[(\mathbf{1}+\boldsymbol{sin}\,\boldsymbol{\rho})(\boldsymbol{a}\,\mathbf{1}+\sqrt{\boldsymbol{a}\mathbf{1}+\frac{8ERt\Delta h}{\pi(1+\mu)K\cos\rho}}\,)^{\frac{2\sin\rho}{1+\sin\rho}} - \mathbf{1}\right]$$

Où :

n : coefficient adiabatique de poisson; n=1,84

D : vitesse de détonation D = 4400 $^{m}\!/\!_{S}$

ρ : Angle de frottement interne ; pour l'hématite ρ=45°

R_{tr} : rayon de trou tiré

μ : coefficient de poisson ; μ=0,25

K : coefficient de frottement ; k= 0,55 ;

E : module de Young ; E=320 Gpa

Δh: épaisseur de la fente

1-La consommation spécifique par mètre linéaire pour :

- diamètre de trou Dtr =0,102m
- diamètre de cartouche Ø cart=80mm
- La largeur de la fente d'écran Δh =1 cm

- La distance entre les trous a1=3m

$$\mathbf{q} = \mathbf{3,14}\times\mathbf{9,8}\times(\mathbf{1,84}+\mathbf{1})\times\left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1{,}84-3} \mathbf{0,55}\times\mathbf{ctg45}\times\frac{0{,}051^2}{4400^2}\left[(\mathbf{1}+\boldsymbol{sin}\,\mathbf{45})(\mathbf{3}+\sqrt{\mathbf{3}+\frac{8\times320\times0{,}051\times1}{3{,}14(1+0{,}25)0{,}55\,\cos 45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - \mathbf{1}\right]$$

q= 0, 32 Kg/m

- La distance entre les trous a1=4 m

$$\mathbf{q} = \mathbf{3,14}\times\mathbf{9,8}\times(\mathbf{1,84}+\mathbf{1})\times\left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1{,}84-3} \mathbf{0,55}\times\mathbf{ctg45}\times\frac{0{,}051^2}{4400^2}\left[(\mathbf{1}+\boldsymbol{sin}\,\mathbf{45})(\mathbf{4}+\sqrt{\mathbf{4}+\frac{8\times320\times0{,}051\times1}{3{,}14(1+0{,}25)0{,}55\,\cos 45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - \mathbf{1}\right]$$

q= 0, 44 Kg/m

- La distance entre les trous a1=5 m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(5+\sqrt{5+\frac{8\times 320\times 0,051\times 1}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q= 0, 49 Kg/m

- **Pour La largeur de la fente d'écran Δh =3 cm**

- La distance entre les trous a1=3m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(3+\sqrt{3+\frac{8\times 320\times 0,051\times 3}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q=0,50Kg/m

- La distance entre les trous a1=4 m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(4+\sqrt{4+\frac{8\times 320\times 0,051\times 3}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q=0,52 Kg/m

- La distance entre les trous a1=5 m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(5+\sqrt{5+\frac{8\times 320\times 0,051\times 3}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q=0,57Kg/m

- **Pour La largeur de la fente d'écran Δh =5 cm**

- La distance entre les trous a1=3m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(3+\sqrt{3+\frac{8\times 320\times 0,051\times 5}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q=0,52Kg/m

- La distance entre les trous a1=4 m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(4+\sqrt{4+\frac{8\times 320\times 0,051\times 5}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q=0,58 Kg/m

- La distance entre les trous a1=5 m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(5+\sqrt{5+\frac{8\times 320\times 0,051\times 5}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q=0,59 Kg/m

- **Pour La largeur de la fente d'écran Δh =7 cm**

- La distance entre les trous a1=3m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(3+\sqrt{3+\frac{8\times 320\times 0,051\times 7}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q=0,57Kg/m

- La distance entre les trous a1=4 m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(4+\sqrt{4+\frac{8\times 320\times 0,051\times 7}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q=0,59 Kg/m

- La distance entre les trous a1=5 m

$$q = 3,14 \times 9,8 \times (1,84+1) \times \left(\frac{5}{4}\right)^{2\times 1,84-3} \quad 0,55 \times ctg45 \times \frac{0,051^2}{4400^2}\left[(1+sin\,45)(5+\sqrt{5+\frac{8\times 320\times 0,051\times 7}{3,14(1+0,25)0,55\,cos\,45}}\,)^{\frac{2Sin\,45}{1+Sin\,45}} - 1\right]$$

q=0,60 Kg/m

TableauIV06: la consommation spécifique linéaire pour diamètre 102 mm

Diamètre de trou Dtr, mm	**Diamètre de cartouche d_{car},mm**	**La largeur de la fente Δh, cm**	**Distance entre les trous de prédécoupage a1,m**	**La consommation Spécifique q ,kg/m**
102	80	1	3 4 5	0,32 0,44 0,49
102	80	3	3 4 5	0,50 0,52 0,57
102	80	5	3 4 5	0,52 0,58 0,59
102	80	7	3 4 5	0,57 0,59 0,60

TableauIV07: la consommation spécifique linéaire pour diamètre 110 mm

Diamètre de trou Dtr, mm	**Diamètre de cartouche d_{car},mm**	**La largeur de la fente Δh, cm**	**Distance entre les trous de prédécoupage a1,m**	**La consommation Spécifique q ,kg/m**
110	80	1	3 4 5	0,42 0,46 0,47
110	80	3	3 4 5	0,49 0,50 0,52

110	80	5	3 4 5	0,55 0,58 0,60
110	80	7	3 4 5	0,62 0,67 0,68

TableauIV08:la consommation spécifique linéaire pour diamètre 165 mm

Diamètre de trou Dtr, mm	**Diamètre de cartouche d_{car},mm**	**La largeur de la fente Δh, cm**	**Distance entre les trous de prédécoupage a1,m**	**La consommation Spécifique q ,kg/m**
165	80	1	3 4 5	0,52 0,61 0,67
165	80	3	3 4 5	0,61 0,63 0,70
165	80	5	3 4 5	0,74 0,75 0,79
165	80	7	3 4 5	0,82 0,87 0,97

Calcule de paramétrer de tir :

1. **Longueur de sous forage ; m**

Lsf=Ks×Dtr ;m

Ks : coefficient qui tient compte des propriétés des roches

Ks = (10-15)

Dtr :diamètre du trou ;m

Dtr =102 mm

Lsf=15×0,102 =1,53 m

2. Longueur de trou ; m

Ltr=$\frac{Hg}{\sin\beta} + Lsf$

Hg :Hauteur du gradin; m

Hg=15 m

β :l'angle d'inclinaison des trous

β =90°

Ltr=$\frac{15}{\sin 90} + 1{,}53$

Ltr=16,5 m

3. La ligne de la résistance au pied du gradin ; m

W=$\frac{\sqrt{0{,}5\times P^2+4\times m\times q\times Hg\times P\times Ltr} - 0{,}75\times P}{2\times m\times q\times Hg}$; m

m : coefficient de rapprochement des trous ;

m=0,9

q : consommation spécifique d'explosif ; Kg/m

q=0,45 Kg/m

p : capacité métrique du trou ; Kg/m

P=$\frac{\pi\times Dtr^2\times\Delta}{4}$; Kg/m

P=$\frac{3{,}14\times 0{,}102^2\times 1060}{4}$

P=8,7 Kg/m

Dtr : diamètre du trou

Dtr=0,102 m

Δ : Densité de l'explosif ; Kg/m^3

Δ =1060; Kg/m^3

W=$\frac{\sqrt{8{,}7^2+4\times 0{,}9\times 0{,}45\times 15\times 8{,}7\times 16{,}5} - 8{,}7}{2\times 0{,}9\times 0{,}45\times 15}$; m

W=4,15 m

4. vérification de condition de la sécurité de travail :

$W_s \geq H_{gr}$ ctgβ + c ,

Où :

β = L'angle d'inclinaison du trou, β = 90°.

C =distance minimale admissible entre l'arête supérieure du gradin et l'axe du trou de la première rangée, C ≥ 3 m.

Donc:

Ws = 15 ctg 90 + 3 = 3,16 m,

Ws = 3,16 m

Verification: $W \geq W_{s,}$

W = 4,15 m, Ws = 3,16m

4,15> 3,16 . La relation est vérifiée.

5. La distance entre deux trou :

a =m× w ;m

a =0,9× 4,15

a≈ 4 m

6. La distance entre les rangée :

b≈ a ; m

b≈ 4 m

7.**La longueur du bourrage :**

Lb =(20-30)× Dtr ; m

Lb =25× 0,102

Lb =2,5m

7. Largeur du tas de roche abattues :

Btas =Kr×Kβ ×Hg× $\sqrt{q}$; m

Où:

Kr =coefficient qui depend de la résistance des roches au tir

Pour le fer , Kr =2,5

$K\beta = 1 + 0{,}5 \sin 2(90° - \beta)$

$K\beta = 1 + 0{,}5 \sin 2(90° - 90)$

$K\beta = 1$

Btas =2,5×1×15× $\sqrt{0,45}$

Btas =26 m

8. Hauteur du tas de roche abattues :

Htas =(0,5-0,8) ×Hg ; m
Htas =0,8 ×15 =12m

Htas =12m

9. Quantité d'explosif nécessaire dans un trou

Pour les trous à une seule rangée :

Q = q. a. W. H_{gr} ; kg

Où :

q : Consommation spécifique d'explosif ; q = 0,45 kg/m³.

a : Distance entre deux trous ; a = 4 m.

W : Ligne de moindre résistance ; W = 4,15 m

H_{gr} : Hauteur du gradin ; H_{gr} = 15 m.

Donc : Q = 0,45×4× 4,15×15 = 112.05kg

Q = 112,05kg

10. **. Volume du bloc á abattre**

$V_{bl} = \frac{Pan}{(\gamma .Nt .Ns)}$, m

Où :

P_{an} : Productivités annuelle ; Pan = 280000 t

N_t : Nombre de tir par semaine, N_t = 3 tirs.

N_s : Nombre de semaine par an ; N_s = 52 semaine.

γ : Masse volumique ; γ= 2,75 t/m³.

Donc :

$V_{bl} = \frac{280000}{2,7×3×52} = 665\ m^3$

12. La surface du bloc

$S_{bl} = \frac{Vbl}{Hgr'}$; m²

Où :

V_{bl} : Volume du bloc ; V_{bl} = 665m^3

H_{gr} : Hauteur du gradin ; H_{gr} = 15 m

Donc :

$S_{bl} = \frac{665}{15}$ =45 m²

S_{bl} = 45 m²

13. Longueur du bloc

$L_b l = Sbl / A$, m

Où :

S_{bl} : Surface du bloc, S_{bl} = 45 m²

A : Longueur d'enlevure, A = 5,29 m

Donc : L_{bl} = 45/ 5,29 = 8,6 m

14. Nombre de trous dans un bloc

$N_{tr} = Lbl / a$, trous

Ou :

L_{bl} : Longueur du bloc, L_{bl} = 8.6m.

a : Distance entre deux trous, a = 4 m

Ntr=8,6/ 4

$N_{tr} \approx$ 3trous

15 .Quantité de la charge d'explosif nécessaire dans un bloc

Q_{tot} = Q. $N_{tr,}$ kg ;

Où :

Q : La quantité d'explosif dans un trou ,kg

Q=P× Ltr ;Kg

Q=8,7×16,6 =145 Kg

Q=145 Kg

N_{tr} : Nombre de trous dans un bloc, N_{tr} = 3 trous.

Donc :

Q_{tot} =145× 3

Q_{tot} = 435 kg / volée. ;

Tableau **IV09** : **récapitulatif des résultats de calcul des travaux de forage et de tir**

Paramètre	*Désignation*	*Unité*	*Valeur*
La résistance à la compression	δ_{comp}	kgf/cm^2	***700***
La résistance au déplacement	δ_{dep}	kgf/cm^2	***210***
La résistance à la traction	δ_{tr}	kgf/cm^2	***70***
La dureté	***F***		***7***
Consommation spécifique de l'explosif	***Q***	kg/m^3	***0.45***
Diamètre de trou	D_{tr}	***m***	***0.102***
Angle d'inclinaison de trou	***B***	°	***90***
Hauteur du gradin	H_{gr}	***m***	***15***
Longueur du trou	L_{tr}	***m***	***16.5***
Longueur de l'excès de forage	L_{ex}	***m***	***1.5***
Ligne de moindre résistance	***W***	***m***	***4,15***
Distance entre deux trous	***A***	***m***	***4***
La charge métrique	***P***	***kg/m***	***8,7***
Nombre de rangé	***N***		***01***
Largeur d'enlevure	***A***	***m***	***5,2***
Longueur de la charge	L_{ch}	***m***	***14***
Longueur de bourrage	L_b	***m***	***2,5***
Quantité de la charge dans un trou	Q_{ch}	***kg***	***145***
Volume du bloc à tiré	V_{bl}	m^3	***665***
Longueur du bloc	L_{bl}	***m***	***8 ,6***
Nombre des trous dans un bloc	N_{tr}		***3***

Conclusion :

Nous avons pu démontrer que la cause structurale de l'instabilité est battue en brèche, et que la technologie d'exploitation (sens de progression, d'approfondissement des travaux miniers, fissuration engendrée par le tir) sont les véritables causes avérées de l'instabilité des talus.

Afin de réduire l'effet arrière du tir, le tir de Contour est la méthode la plus adaptée plus encore que le tir dans un milieu serré.

Conclusion générale et Perspectives

Sur le registre fragmentation, on note ceci l'étude d'optimisation repose alors sur la détermination d'un schéma de tir théorique adapté aux caractéristiques du massif rocheux. A partir de ce schéma de tir, des tirs d'essais et d'ajustement peuvent être effectués : en jouant sur l'un et l'autre des paramètres, et en mesurant les répercussions de ces variations, on optimise le résultat de l'abattage aux contextes amont et aval du tir.

Il faut tout de même voir que cette opération d'optimisation est une démarche pas à pas, pour l'obtenir d'une fragmentation acceptable ou formidable car il est impossible de réaliser une granulométrie parfaite après le tir. Donc le travail de mineur c'est de chercher la meilleure méthode pour obtenir une fragmentation selon les paramètres géotechniques et les composantes du massif à l'extraire.

L'abattage par explosif a des objectifs influant sur la démarche du travail de la mine tel que la granulométrie de minerai, la production, le prix de revient ; on peut les classer en deux types d'objectifs : **Technique & Economique.**

- ✓ Technique : puisque l'explosif choisis a une influence positive sur la roche à fragmenter lors d'accouplement de la charge-massif par l'énergie libérée pendant la détonation de la masse explosive, ce qu'il nous donne la meilleure qualité de fragmentation et même aussi un meilleur produit.
- ✓ Economique : la meilleur fragmentation de la roche consiste à démineur les dimensions des blocs dans le tas abattu ce signifie à la démunissions des blocs hors gabarit par ailleurs une réduction des dépenses pour l'achat des explosives tel quelle utilisent dans le débitage secondaire et la facilité du travail de concasseur ce qui fait une augmentation de leur débit.

La méthode de calculs proposé consiste à facilite le travail de l'ingénieur minier en première des choses dans leur calcul du plan de tir par des formules simples et empiriques ; tend qu'ils donnent des résultats optimales sur terrain. Ces améliorations se traduisent par une augmentation de la production au niveau de la mine ce qui implique une réduction de prix de revient de celle-ci, d'une autre façon une

augmentation de bénéfice d'exploitation, ce qu'il fait le succès de l'entreprise minière.

Sur le registre stabilité, on note ceci la réduction des vibrations dans les talus des gradins de minerai de fer en exploitation de Boukhadra est essentielle pour préserver la stabilité du site. Les vibrations, souvent causées par les activités d'extraction minière, telles que l'utilisation d'explosifs à haute énergie de choc (Anfomil marmanit), l'exploitation de matériel lourd (comme des excavateurs, des camions, ou des chargeuses), peuvent provoquer des instabilités dans les talus, augmenter les risques de glissements de terrain et endommager les infrastructures. Voici, pour Boukhadra, des stratégies détaillées pour réduire ces vibrations et ainsi améliorer la stabilité des talus :

1. Contrôle des explosifs et des dynamitages

Réduction de la charge explosive : L'utilisation de charges explosives plus petites et mieux réparties dans les zones d'extraction permet de réduire l'intensité des vibrations générées. En adaptant la taille de la charge aux caractéristiques géotechniques du sol et aux conditions du site, on peut limiter les effets sur la stabilité des talus.

Contrôle du temps de détonation : Un détonateur bien calibré et des séquences de détonation appropriées peuvent permettre de réduire l'effet cumulatif des explosions. Par exemple, l'utilisation de techniques de détonation simultanée ou de détonation progressive peut réduire les amplitudes des vibrations.

Utilisation de techniques de dynamitage sans explosifs : Il existe des alternatives au dynamitage classique, comme les techniques de "dynamitage à faible énergie" ou même l'utilisation de matériaux expansifs pour le forage contrôlé. Ces méthodes génèrent moins de vibrations.

2. Utilisation de matériels adaptés et entretien des machines

Machines à faibles vibrations : Il existe des équipements miniers spécialement conçus pour minimiser les vibrations. Par exemple, des pelles hydrauliques et des bulldozers munis de systèmes antivibrations intégrés peuvent réduire les vibrations générées lors de l'extraction.

Entretien régulier du matériel : Les machines mal entretenues, comme les camions de transport ou les pelles mécaniques, peuvent générer davantage de vibrations à cause de déséquilibres, de pièces usées ou de problèmes mécaniques. Un entretien rigoureux, incluant l'équilibrage des machines et le remplacement des pièces usées, permet de réduire la production de vibrations.

3. Réduction de la vitesse et du poids des véhicules

Limitation de la vitesse des véhicules lourds : La vitesse des camions et autres engins lourds transportant le minerai peut influencer les vibrations. En réduisant la vitesse des véhicules, on limite les impacts de leur passage et l'intensité des vibrations.

Contrôle de la charge des véhicules : Les poids excessifs sur les véhicules augmentent les vibrations qu'ils génèrent, notamment lorsqu'ils circulent sur des terrains irréguliers ou fragiles. Assurer que les véhicules ne sont pas surchargés contribue à diminuer les effets négatifs sur les talus.

4. Amortissement des vibrations

Installation de systèmes d'amortissement ou de suspension : L'utilisation de systèmes d'amortissement sur les équipements lourds et les engins miniers permet de réduire la transmission des vibrations au sol. Des suspensions hydrauliques ou pneumatiques de haute qualité peuvent réduire la répercussion des vibrations dans le sol.

Systèmes antivibrations dans les zones sensibles : Dans les zones particulièrement sensibles, des plateformes spéciales peuvent être utilisées pour absorber et dissiper les vibrations, telles que des amortisseurs de sol ou des matériaux en caoutchouc ou polymères sous les roues des véhicules ou sous les bases des équipements.

5. Modification des techniques d'extraction

Extraction par étapes : Plutôt que d'effectuer de grandes excavations d'un seul coup, l'extraction progressive par étapes ou par sections permet de mieux contrôler les forces générées et de réduire l'impact des vibrations. Cela permet aussi de minimiser les zones de talus affectées simultanément.

Exploitation souterraine : Si les conditions géotechniques et économiques le permettent, l'exploitation souterraine est une méthode qui génère beaucoup moins de vibrations en surface que l'exploitation à ciel ouvert. Cela peut être une solution à long terme pour certaines exploitations.

6. Surveillance et modélisation des vibrations

Systèmes de surveillance en temps réel : L'installation de capteurs géotechniques et d'inclinomètres dans les talus permet de surveiller en temps réel les vibrations et leur effet sur les pentes. Cela permet d'identifier immédiatement les zones qui risquent de devenir instables en raison de vibrations excessives.

Modélisation des vibrations : Des logiciels spécialisés permettent de simuler la propagation des vibrations dans le sol en fonction des types d'activités minières et des caractéristiques géotechniques du site. Cela peut aider à anticiper les zones de vulnérabilité et à ajuster les méthodes d'exploitation en conséquence.

7. Réglementation et protocoles de sécurité

Normes et limites de vibrations : Il est essentiel de mettre en place des normes de sécurité concernant les niveaux de vibrations acceptables dans les zones sensibles des talus. Cela peut inclure des seuils maximaux de vibrations que les activités d'extraction ne doivent pas dépasser.

Formation et sensibilisation des opérateurs : Les travailleurs doivent être formés aux bonnes pratiques pour minimiser les vibrations, telles que la gestion des charges, la conduite en douceur des véhicules et l'utilisation de matériel adapté.

8. Utilisation de barrières et de dispositifs de protection

Barrières vibratoires : Dans certaines situations, des murs ou des barrières en matériaux absorbants peuvent être installés pour empêcher ou limiter la propagation des vibrations dans les talus. Ces structures peuvent réduire l'impact direct des vibrations en les dissipant.

Protection de zones sensibles : Certaines zones des talus, plus susceptibles de se déplacer, peuvent être protégées par des filets de

sécurité, des ancrages ou des stabilisations supplémentaires afin de mieux gérer les effets des vibrations.

En combinant ces diverses stratégies, il est possible de réduire significativement l'impact des vibrations sur la stabilité des talus des gradins de minerai de fer en exploitation. Cela nécessite une approche intégrée, prenant en compte les technologies disponibles, la géotechnique du site, les méthodes d'extraction et de transport, ainsi qu'une surveillance continue du tir à l'explosif pour garantir la sécurité à long terme de l'exploitation.

On recommande d'utiliser des géophones pour enregistrer les vitesses particulaires des essais de tir réalisés en utilisant le logiciel **Delta Seis** afin de déterminer les déplacements de terrain associés à ces vitesses. Nous proposons également l'utilisation du logiciel **Plaxis** 8.2 pour simuler la stabilité du talus sous l'effet du tir à l'explosif en calculant le facteur de sécurité pour toute la mine.

Références bibliographiques :

Ouvrage et guides :

[1] BELHAMRI. I, (2011) '*Elaboration d'un plan de tir*', support de cours. Université Badj Mokhtar- Annaba, Algérie

[2] V. Boky "*Exploitation des mines* "; Edition Mir, Nedra Moscou 1968

[3] CHAIN .R & BOUHEDJA .A, (2011) « *Guide pour l'élaboration des projets de cours : exploitation à ciel ouvert U. Annaba* »

[4] Plusieurs auteurs. « *Abattage des roches* » Ecole des Mines de Douai; Ceficem 3 rue des frères Chausson 92600 Asnières

[5] Kamulete.M.N.P, "*Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert*" Professeur à l'Université de Lubumbashi

[6] Mindelli. E., et **Krassavine. L. G**., '*Machines minières et complexes*', Editions Nedra, Moscou. 1975

[7] Merabet Dj, Stepanov V, (1989), '*Principes de l'élaboration des projets des mines à ciel ouvert*' (1er partie). Edition OPU, Alger, 1989

[8] N.Chibka. "*Exploitation des gisements métallifères".* Université d'Annaba. Edition N°623, Office des publications universitaires, Hydra, Alger. Pages (176-179)

[9] RJEVSKY. V. V, et d'autres, '*Les bases scientifiques des projets de carrières'*, Editions NEDRA, Moscou, 1971, pp 314-316.

[10] V.Kovalenko, N.Ambartsoumian, K.M. Lahmer '*Exploitation des carrières'*. Office des publications universitaires : Juin 1986

[11] V.V. Rzhevsky, '*Open cast mining; unit operations*', Edition Mir, USSR 129820 Moscou 1985, traduis de la Russie vers l'anglais par S.M. Semyonov .

Théses et mémoires :

[12]. Y.Benguesmia, A.Baali. Elaboration d'un plan de tir en vue d'amélioration de la fragmentation des roches abattues - Cas de la carrière de Chouf Amar W. M'Silla.

[13]. H.Boulahbel, S.Nahal. Diagnostic de l'effondrement dans la carrière de

Boukhadra. Mémoire Master 2 2019. Dirige par Dr Saadaoui Salah.

[14]. Derbal. Ch. Application du tir de prédécoupage en vue d'assurer la stabilité des talus des gradins dans les conditions de Hadjar -Soud. Mémoire d'ingénieure. Prof Maitre Zakhartchouk. B. Annaba. 1987.

[15]. Derbal. Ch. Elaboration d'une méthodologie d'abattage à l'explosif dans les conditions des carrières de calcaire d'Algérie Cas de la cimenterie Hadjar-Soud.1992 directeur de thèse Hannachi E.B .U.Annaba.288 pages.

[16]. Beddiar.F. Recherche du coefficient de foisonnement suivant les caractéristiques géométriques des récipients miniers et la granulométrie du minerai (Conditions de l'Ouenza). Thèse au magister. Directeur scientifique Ambartsoumian N. Annaba. 1984.

[17]. N.Bouchoucha et E.Salem. Etude des travaux de forage et de tir dans les conditions de la mine de Boukhadra- Tébessa. Algérie Mémoire de Licence 2018. Dirigé par Dr Saadaoui Saleh.

[18] Ch.Derbal Analyse numérique des techniques d'exploitation du calcaire, Thèse de Doctorat, prof mettre : A. Djellali U. Tébessa année 2024. 153 Pages.