N°: G.M/ : 2022/2023

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

République algérienne démocratique et populaire

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

Ministère de l'enseignement supérieur et de la recherche scientifiqu

جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي – تبسة

Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa

معهد المناجم

Institut des mines

قسم المناجم والجيوتكنولوجيا

Département des mines et de la géotechnologie

MEMOIRE

Présenté en vue de l'obtention d'un diplôme de Master académique

Filière : Génie minier

Option : EXPLIOTATION DES MINES

Intitulé du thème :

L'évolution des tirs séquentiels dans la mine de l'Ouenza

Présenté et soutenu par

(Mekhaznia taha nabil)

Devant le jury:

		Grade	Etablissement
Président :	(Nouioua ismaile)		Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi - Tébessa
Encadrant :	(Saadaoui Saleh)		Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa
Examinateurs :	(Dabouz mokhtar)		Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi - Tébessa

Promotion 2022-202

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

وزارة التعليم العالي والبحث العلمي

جامعة الشهيد الشيخ العربي التبسي- تبسة

مقرر رقم : مؤرخ في : 2023/05/29

يتضمن تعيين لجنة مناقشة مذكرة الماستر

إنّ مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،

- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قواسمية عبد الكريم" مديرا لجامعة العربي التبسي - تبسة،

-و بمقتضى المرسوم التنفيذي رقم : 12- 363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل و يتمم المرسوم التنفيذي رقم 09 - 08 المؤرخ في : 04 جانفي 2009 و المتضمن إنشاء جامعة العربي التبّسي بتبسة،

-وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 08-265 المؤرّخ في 17 شعبان عام 1429 الموافق 19 غشت سنة 2008 الذي يحدّد نظام الدراسات للحصول على شهادة الليسانس وشهادة الماستر وشهادة الدّكتوراه، لاسيما المادة 9 منه،

-وبموجب القرار رقم 362 المؤرّخ في 09 جوان 2014 الذي يحدّد كيفيات إعداد ومناقشة مذكّرة الماستر، لاسيما المادتان 10 و11 منه،

-وبموجب القرار رقم 1080 المؤرّخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمّن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة.

-وبموجب القرار رقم 375 المؤرّخ في 15 جوان 2020 المعدل لملحق القرار 1080 المؤرّخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمّن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة، اختصاص **استغلال المناجم**

-وبعد الاطّلاع على محضر المجلس العلمي لمعهد **المناجم** المؤرّخ في..... ،

يقرّر ما يأتي:

المادة الأولى: تُعيَّنُ بموجب هذا المقرّر لجنة مناقشة مذكّرة الماستر المحضَّرة من طرف الطّالب (ة):

مخازنية طه نبيل، المولود (ة) بتاريخ **2000/06/12** بـ **الونزة - تبسة** ،

والموسُومة ب

L'évolution des tirs séquentiels dans la mine de l'Ouenza

والمسجّل (ة) بمعهد **المناجم**

المادة 2: تتشكّل اللجنة المشار إليها في المادة الأولى من الأعضاء الآتي ذكرهم:

رقم	الاسم واللّقب	الرتبة	مؤسّسة الانتماء	الصّفة
1	نويوة اسماعيل	أستاذ محاضر – أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	رئيسا
2	سعداوي صالح	أستاذ مساعد – أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	مشرفا
3	دبوز مختار	أستاذ مساعد – أ	جامعة العربي التبسي - تبسة	ممتحنا

المادة 3: يكلّف رئيس قسم **المناجم والجيوتكنولوجيا** بتنفيذ هذا المقرّر الّذي يُسلّم نسخةً عنه إلى كلّ من الطّالب المعني والمشرف على المذكّرة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه.

المادة 4: تحفظ نسخة عن هذا المقرّر في الملفّ البيداغوجي للطالب المعني، وينشر في النّشرة الرّسمية لجامعة العربي التبسي.

حُرّر ب تبسة، في: 2023/05/29

عن المدير ، وبتفويض منه

مدير معهد المناجم

د. عواطي أوبير

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
وزارة الشهيد الشيخ التعليم العالي و البحث العلمي
جامعة العربي التبسي- تبسة

مقرر رقم: مؤرخ في: 2023/05/30

يتضمن الترخيص بمناقشة مذكرة الماستر

إنّ مدير جامعة العربي التبسي بتبسة،

- بموجب القرار الوزاري رقم 318 و المؤرخ في 05 ماي 2021 المتضمن تعيين السيد "قوامسية عبد الكريم" مديرا لجامعة العربي التبسي - تبسة،

-و بمقتضى المرسوم التنفيذي رقم : 12- 363 مؤرخ في 8 أكتوبر 2012، يعدل و يتمم المرسوم التنفيذي رقم 09 - 08 المؤرخ في : 04 جانفي 2009 و المتضمن إنشاء جامعة العربي التبّسي بتبسة،

-وبمقتضى المرسوم التنفيذي رقم 08-265 المؤرّخ في 17 شعبان عام 1429 الموافق 19 غشت سنة 2008 الذي يحدّد نظام الدراسات للحصول على شهادة الليسانس وشهادة الماستر وشهادة الدّكتوراه، لاسيما المادة 9 منه،

- وبموجب القرار رقم 362 المؤرّخ في 09 جوان 2014 الذي يحدّد كيفيات إعداد ومناقشة مذكّرة الماستر، لاسيما المادة 7 منه،

- وبموجب القرار رقم 1080 المؤرّخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمّن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة.

- وبموجب القرار رقم 375 المؤرّخ في 15 جوان 2020 المعدل لملحق القرار 1080 المؤرّخ في 13 أكتوبر 2015 والمتضمّن تأهيل ماستر الفروع ذات تسجيل وطني بجامعة تبسة، اختصاص **استغلال المناجم**

- وبموجب المقرّر رقم ..... المؤرّخ في 2023/05/29 والمتضمّن تعيين لجنة مناقشة مذكّرة الماستر،

- وبعد الاطّلاع على مقرر تعيين لجنة مناقشة مذكر ة الماستر المؤرّخ في .....

يقرّر ما يأتي:

المادة الأولى: يُرخّصُ للطالب(ة) **مخازنية طه نبيل**، المولود (ة) بتاريخ **2000/06/12** بـ **الونزة - تبسة**، بمناقشة مذكّرة الماستر والموسُومة بـ

L'évolution des tirs séquentiels dans la mine de l'Ouenza

المادة 2: يكلّف رئيس قسم **المناجم والجيوتكنولوجيا** بتنفيذ هذا المقرّر الّذي يسلّم نسخة عنه إلى الطّالب المعني بالمناقشة وأعضاء لجنة المناقشة فور توقيعه، وبضمان نشره عبر فضاءات المؤسّسة المادية والرقمية.

المادة 3: تُحفظ نسخة عن هذا المقرّر ضمن الملفّ البيداغوجي للطّالب المعني وينشر في النّشرة الرّسمية لجامعة العربي التبسي.

حُرّر ب تبسة، في: 2023/05/30

عن المدير، وبتفويض منه

مدير معهد المناجم

جامعة العربي التبسي - تبسة - المدير - معهد المناجم

علومي زوبير

مدير معهد المناجم

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
République Algérienne Démocratique et Populaire

Ministère de l'Enseignement Supérieur
et de la Recherche Scientifique
Université Echahid Cheikh Larbi Tebessi – Tébessa

وزارة التعليم العالي و البحث العلمي
جامعة الشهيد الشيخالعربي التبسي – تبسة
معهد المناجم

Année universitaire : 2022-2023

Tébessa le : 08.06.2023

Lettre de soutenabilité

Noms et prénoms de l'étudiant :

MEKHAZNIA Taha Nabil

Niveau : 2ème année Master Option : exploitation des mines

Thème : L'évolution des tirs séquentiels dans la mine de l'Ouenza-

Nom et prénom de l'encadreur : SAADAOUI Salah

Chapitres réalisés	Signature de l'encadreur
Chapitre 1 : CADERE GEOGRAPHIQUE ET GEQLOGIQUE	
Chapitre 2 : MODE D'OUVERTURE	
Chapitre 3 : METHODE D'EXPLOITATION	
Chapitre 4 : TRAVAUX DE FORAGE	
Chapitre 5 : TRAVAUX DE CHARGEMENT ET DE TRONSPORT	
Chapitre 6 : TIR ORDINAIRE	
Chapitre 7 : TIR SEQUENTIEL	

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) مجاز قبة طه نبيل ..... الصفة: طالب، أستاذ باحث، باحث دائم: ..... طالب .....

الحامل لبطاقة التعريف الوطنية/ رخصة السياقة رقم: 103811122 والصادرة بتاريخ 2022/12/03

المسجل بمعهد ..... قسم المناجم والبترول .....

والمكلف بإنجاز أعمال بحث (مذكرة التخرج، مذكرة ماستر، مذكرة ماجستير، أطروحة دكتوراه)، عنوانها:

.....

l'évolution des tirs séquentiels dans la mine de l'ouenza

أصرح بشرفي أني ألتزم بمراعاة المعايير العلمية والمنهجية ومعايير الأخلاقيات المهنية والنزاهة الأكاديمية المطلوبة في انجاز البحث المذكور أعلاه.

التاريخ: 2023/06/08

إمضاء المعني (ة)

رئيس قسم المناجم والبترول

طبقا لملحق القرار رقم: 933 المؤرخ في: 28 جويلية 2016، الذي يحدد القواعد المتعلقة بالوقاية من السرقة العلمية ومكافحتها.

Remerciement

Toute la gratitude et le merci à Dieu Allah Notre créateur qui nous a donné La force Et le courage pour effectuer ce modeste travail.

Nous remercions chaleureusement Notre promoteur Saleh Sadaoui pour son soutien, ses remarques pertinentes, son encouragement, sa disponibilité, et sa compréhension. On remercie également, le président et les membres de jury d'avoir accepté d'examiner notre travail. Nous remercions en deuxième lieu tous les personnels de mine de l'Ouenza,

Précisément, pour leurs aides et leurs conseils.
Je profite de l'occasion pour remercier toutes les personnes qui ont contribué de près ou de loin à la réalisation de ce projet de fin d'études.

DÉDICACE

I DEDICATE THIS MODEST WORK TO MY VERY DEAR PARENTS WHO GAVE ME ALWAYS SUPPORTED IN MY PROJECTS AND MY DREAMS AND WHICH HAVE NEVER CEASED TO ENCOURAGE AND SUPPORT ME. I OWE MY SUCCESS TO THEM.

I ALSO DEDICATE IT:

- TO MY BROTHERS AND MY SISTER.
- TO MY LOYAL FRIENDS.

LAST BUT NOT LEAST, I WANT TO THANK MYSELF, THANK MYSELF FOR WORKING HARD, THANK MYSELF FOR NOT GIVING UP, THANK MYSELF FOR BELIEVING IN MYSELF, AND THANK MYSELF FOR GROWING UP.

LISTE DES TABLEAUX

CHAPITRE I : CADER GEOGRAPHIQUE ET LA GEQLOGIQUE ET L'HISTORIQUE

TABLEAU I.1 : RESERVES GEOLOGIQUES DU GISEMENT DE L'OUENZA AU 31/12/2019. [1].. 12
TABLEAU I.2:RESERVES EXPLOITABLES DU GISEMENT DE L'OUENZA AU 31/12/2019.1] 13

CHAPITRE IV : TRAVAUX DE FORAGES

TABLEAU IV. 1: PARAMETRES ET CARACTERISANT L'ENGIN DE FORAG[5] 38

CHAPITRE V : TRAVAUX CHARGEMENT ET DE TRONSPORT

TABLEAU V. 1: CARACTERISTIQUES TECHNIQUES DE LA CHARGEUSE CAT 990 II. [7] 40
TABLEAU V. 2: CARACTERISTIQUES TECHNIQUES DU DUMPER CATERPILLAR 775E. [7]..... 45

CHAPITRE VI : TIR ORDINAIRE

TABLEAU VI. 1: CARACTERISTIQUES GENERALES DE L'EXPLOSEUR TYPE 815 [12] 55
TABLEAU VI. 2: PARAMETRES DE PLAN DE TIR ORDINAIRE (UTILISES). 63
TABLEAU VI. 3: LES NUMEROS DES DMR DANS LES TROUS POUR TIR ORDINAIRE. 63
TABLEAU VI. 4: LE TEMPS DE DETONATION DE CHAQUE TROU (MS) POUR TIR ORDINAIRE. . 63
TABLEAU VI. 5: PARAMETRES DE PLAN DE TIR ORDINAIRE (NE PAS ACCEPTE). 64
TABLEAU VI. 6: PARAMETRE DU BLOC HORS GABARIT 65

CHAPITRE VII : TIR SEQUENTIEL

TABLEAU VII. 1: CARACTERISTIQUES GENERALES DE L'EXPLOSEUR SEQUENTIEL BM 175 FK 10PT [14]..... 75
TABLEAU VII. 2: PLAN DE TIR SEQUENTIEL AVEC DIAMETRE DE TROU 165 MM 84
TABLEAU VII. 3: PLAN DE TIR SEQUENTIEL AVEC DIAMETRE DE TROU 110 MM 85

LISTE DES FIGURE

CHAPITRE I : CADERE GEOGRAPHIQUE ET GEQLOGIQUE

FIGURE I. 1 : SITUATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT DE L'OUENZA..... 2
FIGURE I. 2 : CARTE GEOLOGIQUE DU MASSIF DU DJEBEL OUENZA. [1]..... 9
FIGURE I. 3 : CARTE GEOLOGIQUE DU QUARTIER CHAGOURA PIC. [1] 10
FIGURE I. 4 : CARTE GEOLOGIQUE DU QUARTIER CHAGOURA SUD. [1] 10
FIGURE I. 5 : CARTE GEOLOGIQUE DU QUARTIER CHAGOURA NORD. [1] 11

CHAPITRE II MODE D'OUVERTURE

FIGURE II. 1 : LES PHASES DE CREUSEMENT DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES. [2]..... 18
FIGURE II. 2 : CREUSEMENT DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES PHASE 1[2] 18
FIGURE II. 5: CREUSEMENT DE LA DEMI- TRANCHEE D'ACCES PHASE 4[2] 19
FIGURE II. 3:CREUSEMENT DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES PHASE 2. [2] 19
FIGURE II. 4:CREUSEMENT DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES PHASE 3[2] 19

CHAPITRE III METHODE D'EXPLOITATION

FIGURE III. 1 : LARGEUR DE LA PLATE-FORME DE TRAVAIL. [4]..... 29

CHAPITRE IV : TRAVAUX DE FORAGE

FIGURE IV. 1 : FOREUSE HD 1600 D. [5] 38

CHAPITRE V : TRAVAUX CHARGEMENT ET DE TRONSPORT

FIGURE V. 1 : CHARGEUSE CAT 990 II [7]. 40
FIGURE V. 2 :CATERPILLAR 775E. [7] 46

CHAPITRE VI : TIR ORDINAIRE

FIGURE VI. 1 : CORDEAU [11]. 50
FIGURE VI. 2:DETONATEUR ELECTRIQUE 51
FIGURE VI. 3: DETONATEUR ELECTRIQUE INSTANTANE (0 SECONDE) – DEI [11] 52
FIGURE VI. 4:DETONATEUR ELECTRIQUE A RETARD – DER [11] 52
FIGURE VI. 5: FIL DE TIR [11] 53
FIGURE VI. 6: APPAREIL D'OHMMETRE [11] 53
FIGURE VI. 7: EXPLOSEUR TYPE 815 [12] 54
FIGURE VI. 8:PHASE1 DE LA DETONATION [13] 57
FIGURE VI. 9 :PHASE2 DE LA DETONATION [13] 57
FIGURE VI. 10:PHASE3 DE LA DETONATION 58
FIGURE VI. 11:PHASE4 DE LA DETONATION [13] 58
FIGURE VI. 12: SCHEMA DE CONNEXION ET DE MISE A FEU POUR LES TIRES ORDENER. 63
FIGURE VI. 13: TAS DES ROCHES ABATTUS ET LES EFFETS ARRIERES 65
FIGURE VI. 14: LES ROCHES HORS GABARIT POUR LE TIR ORDINAIRE 66
FIGURE VI. 15: PROJECTION DE ROCHES ABATTUES AVEC TIR ORDINAIRE 67

CHAPITRE VII : TIR SEQUENTIEL

FIGURE VII. 1 : L'EXPLOSEUR SEQUENTIEL SERIE BM175-10PT [14]. 72
FIGURE VII. 2 : SCHEMA DE PRINCIPE DE L'EXPLOSEUR SEQUENTIEL [14] 76
FIGURE VII. 3: PLANCHETTE DE TIR [14] 77
FIGURE VII. 4: SCHEMA DE CONNEXION ET DE MISE A FEU ET L'ORDRE DE DETONATION DES TROUS. 86
FIGURE VII. 5: AVANT TIR SEQUENTIEL [14] 87
FIGURE VII. 6: APRES TIR SEQUENTIEL [14] 87
FIGURE VII. 7: FICHIER D'ONDE SISMIQUE DE TIR SEQUENTIEL. [17] 88
FIGURE VII. 8: FICHIER D'ONDE SISMIQUE DE TIR ORDINAIRE. [17] 89

SOMMAIRE

LISTE DES TABLEAUX I

CHAPITRE I : CADER GEOGRAPHIQUE ET LA GEQLOGIQUE ET L'HISTORIQUE I

CHAPITRE IV : TRAVAUX DE FORAGES I

CHAPITRE V : TRAVAUX CHARGEMENT ET DE TRONSPORT I

CHAPITRE VI : TIR ORDINAIRE I

CHAPITRE VII : TIR SEQUENTIEL I

LISTE DES FIGURE II

CHAPITRE I : CADERE GEOGRAPHIQUE ET GEQLOGIQUE II

CHAPITRE II MODE D'OUVERTURE II

CHAPITRE III METHODE D'EXPLOITATION II

CHAPITRE IV : TRAVAUX DE FORAGE II

CHAPITRE V : TRAVAUX CHARGEMENT ET DE TRONSPORT II

CHAPITRE VII : TIR SEQUENTIEL III

CHAPITRE I : CADERE GEOGRAPHIQUE ET GEQLOGIQUE

INTRODUCTION GENERALE 1

I.1 CADER GEOGRAPHIQUE 2

I.2.1 Trias 4

I.2.2 Jurassique 5

I.2.3 Crétacé 5

I.2.3.1 Barrémien 5

I.2.3.2 Aptien 5

I.3. La géologie succincte du massif de l'Ouenza 6

I.3.1 Cadre tectonique 7

I.3.2 La tectonique de distension (NE_SW) 7

I.3.1.1 Au Crétacé 7

I.3.1.1.2 Au Miocène : 7

I.3.2.2 La tectonique compressive (NW-SE) 7

I.4 ETAT DES RESERVES 9

Quartier Ch-Sud-Pic : 9

Quartier Ch-Nord 10

Sainte-barbe 11

Conglomérat : 11

Hallatif et Douamis 11

Hallatif 12

Quartie Zerga 12

I.4. 1ESTIMATION DES RESERVES 12

I4.2 HYDROGRAPHIE DU GISEMENT 13

CHAPITRE II MODE D'OUVERTURE

II.1GENERALITE 14

II.2 LE CHOIX DU MODE D'OUVERTURE 14

II.3 LES FACTEURS DE CHOIX LE MODE D'OUVERTURE 14

Les facteurs géologiques 14

Les facteurs technico-miniers 14

Les facteurs économiques 15

II.4 LE CHOIX DU SCHEMA D'OUVERTURE DOIT ASSURER 15

II.5 PARAMETRES TECHNOLOGIQUES DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES .. 15

La pente longitudinale 16

Largeur du fond 16

L'angle du bord de la demi-tranchée 16

Volume de la demi-tranchée 17

II.6 LA DEMI-TRANCHEE DE DECOUPAGE 17

Volume de la demi-tranchée de découpage 17

II.7 LES PHASES DE CREUSEMENT DE LA DEMI-TRANCHEE 18

HAPITRE III METHODE D'EXPLOITATION

III.1 METHODE D'EXPLOITATION 20

GENERALITE 20

III.2…CLASSIFICATIONS DES METHODES D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT 20

III.3 CLASSIFICATIONS DES METHODES D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT D'APRES E. SCHESCHKO 21

Groupe A 21

Système d'exploitation du groupe A 21

Groupe B 22

Système d'exploitation du groupe B 22

Groupe C 22

Système d'exploitation du groupe C 23

III.4 CLASSIFICATIONS DES METHODES D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT D'APRES L'ACADEMICIEN V. RJEVSK 23

III.5 CLASSEMENT D'E.SCHESCHKO 25

III.6 DETERMINATION DES PARAMETRES D'UNE METHODE D'EXPLOITATION 25

HAUTEUR DES GRADINS 25

Largueur de l'enlevure 26

Largeur de la plate forme de travail 28

CHAPITRE IV : TRAVAUX DE FORAGE

INTRODUCTION 30

IV.1 TRAVAUX DE FORAGE 30

IV.CHOIX DU MATERIEL DE FORAGE 30

IV.3 PARAMETRES CARACTERISANT L'ENGIN DE FORAGE 31

IV.4TYPES DE PERFORATRICE 31

Perforatrices à percussion 31

Perforatrices rotatives 32

a) Perforation par taille 32

b) Perforation par abrasion 32
Perforatrice à rotation et percussion 32
Perforations à fond de trou 33
IV.5 CHOIX DU DIAMETRE DE FORATION 34
IV.6 VITESSE DE PERFORATION 34
IV.7 REALISATION DE LA FORATION 34
IV.8 TECHNIQUES DE FORATION 35
IV.9RENDEMENT DE LA FOREUSE 36
IV.10 Nombre des sondeuses 37

CHAPITRE V : TRAVAUX CHARGEMENT ET DE TRONSPORT

V.1 CHARGEMENT 39
V.1.1 DIMENSIONNEMENT DE CHARGEMENT 39
V.1.2 DETERMINATION DU TEMPS DE CYCLE DE LA CHARGEUSE 41
V.1.3 DETERMINATION DU COEFFICIENT DE REMPLISSAGE DU GODET DE LA CHARGEUSE 41
V.1.4 LE RENDEMENT DE LA CHARGEUSE 41
V.1.5 NOMBRE DES GODETS NECESSAIRES POUR LE CHARGEMENT D'UN DUMPER 42
V.1.6 LA DUREE DE CHARGEMENT D'UN DUMPER 43
V.2 LE TRANSPORT 43
V.2.1 Choix du mode de transport 44
V.2.2 Dimensionnement des engins de transport 45
V.2.3 Calcul du rendement d'un dumper par poste 46
V.2.4 Calcul du nombre de dumpers 47
Conclusion 48

CHAPITRE VI : TIR ORDINAIRE

INTRODUCTION 49
VI.1 DETONATION – EXPLOSION 49
VI.2ACCESSOIRES DE TIR 50
VI.2.1 LE CORDEAU 50

VI.2.1.1 LE CARACTERISTIQUES DE CORDEAU 50
VI.2.2 LES DÉTONATEURS 51
VI.2.2.1 LES TYPE DES DETONATEURS ELECTRIQUES 52
VI.2.3 Le Fil de Tir 53
VI.2.4 L'Ohmmètre 53
VI.2.5 L'Exploseur 54
VI.2.5.1 Définition de l'exploseur type 815 54
VI.2.5.2 Présentation 55
VI.2.5.3 Conditions d'utilisation 56
VI.3 LES PHASES DE LA DETONATION 57
Phase1 : temps t0+e 57
Phase2 : temps t0+0.7ms 57
Phase3: temps t0+1.3ms 58
Phase4: temps t0+1.3ms 58
VI.4 LES PARAMETRES ET PLAN DE TIR ORDINAIRE DANS LA MINE DE L'OUENZA 59
La longueur du trou Ltr 59
Consommation spécifique « $\boldsymbol{q}$ » 60
Ligne de moindre résistance « $\boldsymbol{W}$ » 61
La distance entre trou« a » 61
Distance entre deux rangées de trous « $\boldsymbol{b}$ » 61
La quantité d'explosif dans un trou « $\boldsymbol{Qtr}$ » 62
Longueur de la charge dans un trou « $\boldsymbol{Lch}$ » 62
Volume à abattre par un trou « $\boldsymbol{Vtr}$ » 62
Le nombre de trou dans un bloc à abattre « $\boldsymbol{Ntr}$ » 62
Volume du bloc à abattre « $\boldsymbol{Vbl}$ » 62
La quantité d'explosif dans un bloc à abattre « $\boldsymbol{Qtot}$ » 62
Rayon de sécurité « $\boldsymbol{Rs}$ » 62
VI.4.1 Bloc hors gabarit 65
VI.4.2 Projection de roches abattues avec tir ordinaire 67
LES PROBLEMES QUI EXISTENT DANS LA MINE DE L'OUENZA : 68
CHAPITRE VII : TIR SEQUENTIEL

INTRODUCTION 71

VII.1 INFORMATION GENERALES 72

VII.2 PRESENTATION DE L'EXPLOSEUR SEQUENTIEL 72

Principe 73

Objectifs 73

VII.3 ..... CARACTERISTIQUE DE L'EXPLOSEUR SEQUENTIEL 74

Description 75

VII.4 PLANCHETTE DE TIR 77

VII.5 ..... PROCEDURE GENERALE DE FONCTIONNEMENT DE L'EXPLOSEUR SEQUENTIEL 77

VII.6 AVANTAGES DES EXPLOSEURS SEQUENTIELS 79

VII.7 SECURITE D'UTILISATION 80

VII.8 LES REGLES DE TIR SEQUENTIEL 81

Règle n° :01 81

Règle n°: 02 81

Règle n° : 03 81

Règle n° : 04 82

Règle n° : 05 82

Règle n° : 06 82

VII.9 .... LES TYPE DE SCHEMA DE CONNEXION ET DE MISE A FEU DANS LES TIRS SEQUENTIEL 83

Tir en rangée 83

. Tir en éventail 83

Tir en escalier 83

Tir en V 83

VII.10 PROPOSITION UN PLAN DE TIR SEQUENTIEL 84

VII.11 TAS ABATTUS ET PROJECTION DE ROCHES ABATTUES AVEC TIR SEQUENTIEL 87

Un exemple de Tas abattus et Projection de roches abattues avec tir séquentiel 87

VII.12 VIBRATION ET ONDES SISMIQUE 88

Un exemple de la différence de vibrations entre la tire ordinaire et séquentielle 88

Interprétation 89

CONCLUSION GENERALE 90

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES 91

INTRODUCTION GENERALE

Il existe de nombreuses mines dans le monde, mais le statut de la ville de l'OUENZA est rare, et cela est dû à la présence de la mine au centre de la ville. Les opérations d'extraction de fer ont affecté négativement les habitants et la ville, en raison aux grandes ondes vibratoires, au bruit et aux gaz toxiques provenant des explosifs et de la poussière.

Aujourd'hui, nous étudions la situation de la ville et y trouvons une solution tout en préservant la productivité de la mine et essayons de développer leur méthode de tir et d'augmenter la productivité en proposant L'exploseur séquentiel car il donne une meilleure flexibilité que le L'exploseur utilisé

CHAPITRE I

CADRE GEOGRAPHIQUE ET GEQLOGIQUE

I.1 CADER GEOGRAPHIQUE

L'Ouenza se situe a la limite Est des hautes plaines constantinoise, elle présente les grands caractères de l'Atlas Saharien, formée par des hauts montagnes isolées, entourées par des abaissements morphologique

La région est caractérisée par des reliefs élevés, les altitudes maximales sont observées à Dj, Ouenza qui s'étend sur 12 km de longueur et 5 KM de largeur. Il Culmine au niveau du 1288m d'altitude puis il diminue graduellement,

641 m à Douamis et 621m au Kef Rekrma, puis se redressant complètement à l'Est vers la frontière avec la Tunisie.

Le relief hydrographique est assez dense, bien développé, peut abondant en eau, les principaux cours d'eau sont ; Oued mellague et Oued Kseub, leurs débit n'est pas permanant et dépend de la saison et la quantité de précipitation [1].

Ces deux Oueds délimitent Ouenza comme suite :

- Au SW deux Oueds, Meskiana et Chabro se rejoignent pour former Oued Mellague qui longe la limite Nord de la ville.
- Au sud, le bassin versant entouré par Dj. Ouenza et Dj. Boukhadra donne naissance à l'Oued Kseub (limite Sud de l'Ouenza) qui diverse ses eaux dans l'Oued Mellague a la limite de la frontière Algéro-Tunisienne

NB : À défaut d'une station météorologique dans la région de l'Ouenza, plusieurs travaux d'études et de recherche scientifique se base sur des données des stations des régions limitrophes comme Souk- Ahras et Tébessa, **[1]**



Figure I. 1 : Situation géographique du gisement de l'Ouenza.

I.2 HISTORIQUE DES TRAVAUX

Les débuts d'activité minière dans la région de l'Ouenza remontent a l'époque antique, leurs terrains sont les vestiges d'anciennes galléries situées à la carrière de Douamis et Hallatif, cette activité minière se base sur l'exploitation du cuivre pendant le 1er jusqu'au 4ème siècle par les romains, aucune donnée originale n'a été signalée sur l'exploitation de minerai de Fer pendant la période romaine ou médiévale (Aoudjehane, 1983, Ammar, 1984).

La première information sur le gisement de Fer a été révélée en 1875 par l'ingénieur minier J.Tissot et à partir de 1895, les travaux de recherches ont été entamés et par la suite répondus sur l'ensemble de la région frontalière, ces travaux ont été achevés en 1901, en 1902, F.R. Pascal a reçu une concession lui permettant de fonder une société concessionnaire de la même qui en 1913 est devenu une société actionnaire de l'Ouenza, à la fin de 1913, la société a entamé les travaux préparatoires pour l'exploitation qui a augmenté considérablement pendant la première guerre mondiale. **[1]**

La première étape des travaux préparatoires a pris fin en 1918, mais les travaux de recherches ont continués jusqu'en 1927, L'accroissement de l'exploitation a eu lieu dans les années 50 à 60 Au cours desquelles les travaux préparatoires et de recherche ont largement progressés**[1]**

En 1927, la société de l'Ouenza obtient la concession de la mine de Boukhadra, Ain Chania, Ouend Kbarite.

Le 06 Mai 1966, se fut la nationalisation des sociétés minières en Algérie et la mise sous contrôle de la SONAREM.

Le 16 Juillet 1983 fut décrétée la loi ministérielle sur la restriction des entreprises et leurs décentralisations ce qui donne de l'ancienne SONAREM, EN FERPHOS, (Entreprise Nationale du Fer et du Phosphate). **[1]**

En 1990 Fut décrété l'autonomie des entreprises public, Dans le cadre du M.O.U signé le 25 Juin 2001 entre FERPHOS et LNM Holding NV, un projet de partenariat a été initié, négocié et s'est soldé par la signature d'un contrat de partenariat le 18 Octobre2001.

En 2006 la mine de l'Ouenza est dirigée par le groupe mondial ArcelorMittal.

Le 25 juillet 2016, le transfère des actions à l'état.

Le 09 Août 2016, la création de l'entreprise M.F.E, (MINES DE FER DE L'EST).

Le périmètre minier est de 8011 Hectare. **[1]**

I.2.1 Trias

Les formations les plus anciennes rencontrées à l'affleurement appartiennent au Trias. Il s'agit essentiellement de marnes bariolées à gypse et de l'halite qui renferment des dolomies et des calcaires dolomitiques à fins lits micro quartzique ainsi que des grès rouges et des cargneules. **[1]**

Les formations triasiques ont généralement une extension remarquable orientée NE-SW. Ces formations affleurent à la faveur d'extrusion, soit sous forme de masse chaotique où dominent, le Gypse, les Argiles et Dolomies, soit organisée en unités stratifiées localisées sur les flancs des structures. Les chlorures signalés dans le salifère principal du NE Saharien, (Busson et Cortnée, 1989) in Bouzenoune et Al, (1995) sont présents dans la région.

Des études récentes ont montrés une analogie existante entre le Trias diapirique de la « Gulf-Coast » (USA) et ceux des confins Algéro-Tunisiens. Ainsi il a été signalé que le Trias est constitué par un noyau de sel surmonté par un « Cap-Rock ». Ce dernier recèle parfois des concentrations minérales Bouzenoune, 1993), ces « Cap-Rock » résultent de la dissolution du piston salifère lors de sa migration vers les zones superficielles, induisant généralement des zonations minéralogique verticales. Les zones les plus profondes qui sont en contact du sel sont les plus récentes et les zones les moins profondes sont les anciennes (Bouzenoune, 1993)

En Gulf-Coast le modèle de la mise en place a mis en évidence trois zones (Goldman, 1925-1933-1952 ; Hana et al, 1934 ; Murray, 1966 ; in Bouzenoune, 1993).

- Une zone essentiellement à Anhydrite.
- Une zone à Gypse.
- Une zone à Calcite.

L'épaisseur totale de Trias n'est pas connu, on sait cependant que la puissance des dépôts du Trias peut dépasser les 1000 m dans l'Atlas Saharien (Alier et al, 1971 ; Busson et Corné, 1989 ; in Bouzenoune et al, 1995).

A l'Ouenza les formations triasiques sont principalement constituées de marne gypsifères bariolées, de sédiment marno-argileux à intercalation de dolomies grises et de calcaire dolomitique, le sondage P103, effectué par l'E.R.E.M, a traversé la halite à une profondeur de 130m (Bouzenoune, 1993). **[1]**

I.2.2 Jurassique

Les dépôts du Jurassique n'ont pas été observés jusqu'à présent dans la région de l'Ouenza. Toute fois G. Dégourdie(1956) a signalé dans le « Socle » de la série carbonatée de l'Ouenza (secteur Conglomérat) la présence d'une brèche gypsifère sédimentaire renfermant de gros débris de calcaires dolomitiques avec des fossiles radiolaires que l'on peut dater du Jurassique et Crétacé inférieur. **[1]**

I.2.3 Crétacé

I.2.3.1 Barrémien

Les formations barrémiennes représentent les terrains les plus anciens observés en position normale dans la région de l'Ouenza. Les seules formations rapportées au Barrémien affleurent au N-E de la région envisagée au Dj. Harraba et dans son

Voisinage immédiat ainsi que dans le petit anticlinal de Sidi Emmbarka au Sud- Est, Il s'agit des marnes assez argileuses non **[1]**

Fossilifères dont la partie supérieure renferme quelques intercalations de bancs de calcaire gris noduleux à patine ocre (Dubourdieu, 1956). Le Barrémien est gréseux au Dj. Sidi Rghiss (Masse et Thieuloy, 1979) ainsi qu'a Messloula (Dubourdieu, 1959 ; Masse et Thieuloy, 1979).

À l'Ouenza les formations barrémiennes sont absentes à l'affleurement.

I.2.3.2 Aptien

L'activité diapirique dans la zone des dômes a gouvernée l'évolution tectono-sédimentaire des différents massifs de la région qui sont essentiellement carbonatés, ces formations carbonatées constituent l'un des plus importants réservoirs des minéralisations, l'étude de leurs âges, leurs postions structurales, leurs épaisseurs et leurs relations avec les diapirs de la région permet d'apporter beaucoup d'éclaircissements ou d'explications dans ce vaste domaine de plate-forme de l'Atlas-Saharien. **[1]**

Les études faites sur les séries carbonatées des différents massifs tel que à l'Ouenza (Thibieroz et Madre, 1976 ; Masse et Chikhi, 1982 ; Bouzenoune 1993), à Boukhadra (Nedjari, Bellahsene et Nedjari et al. 1984), montrent que les épais dépôts carbonatés résultent

de l'accumulation de faciès différents superposés sur une même coupe ; Calcaire à polypiers et débris à la base, calcaire à Milioles et Rudiste au milieu et calcaires à débris au sommet dont lesquels la part de calcaire construits est très faible et où prédomine une sédimentation mécanique bioclastique déposée dans un milieu de plate-forme. **[1]**

Ce terme « plate-forme »a été introduit par J.M. Masse et J.P. Thieuloy, dans une étude régionale approfondie au profit de

L'ancienne nomination « Haute-fonds récifaux » de G. Dubourdieu (1956).

L'ensemble des plates-formes carbonatées de l'Atlas Saharien oriental sont des dispositifs à caractère local ayant une extension réduite (Auodjehane et al. 1992), et subissent d'importantes variations de faciès et d'épaisseurs. Elles présentent un nombre élevé de faciès lithologiques des séries de calcaire aptien qui les composent, ce qui rend la comparaison entre massifs très difficile. **[1]**

Les dépôts calcaires d'une structure à l'autre, sont synchrones d'Est en Ouest, mais présentent un certain diachronisme du Nord vers le Sud (Masse et Thieuloy, 1979) et semble-t-il du bassin vers le « TOP » des diapirs, (Aoudjehane et al, 1992).

I.3. La géologie succincte du massif de l'Ouenza

Le massif de l'Ouenza est constitué des sédiments du Mésozoïque plissés, du Tertiaire et du Quaternaire. Ce pli est crevé en son cœur et en sa partie NE par des formations argilo-Gypseuses Triasiques, les formations jurassiques sont absentes dans le massif, à l'exception des évaporites du trias, les terrains plus anciens que le Barrémien n'affleurent pas à l'Ouenza et la série post-traisique débute par les formations aptiennes qui sont essentiellement carbonatées subsidentes au niveau de la fermeture périclinale (>500m) et réduites à proximité des aires diapiriques $\approx$ 100m. (Bouzenoune, 1993). **[1]**

Ces formations carbonatées, constituées par des calcaires à madréporaires représentent le premier terme de la série carbonatée et sont surmontées par des calcaires à Rudistes qui constituent la masse principale des calcaires du Dj. Ouenza (200m au Pic).

Les termes sommitaux de l'Aptien sont constitués par des calcaires argileux. **[1]**

I.3.1 Cadre tectonique

La géologie de l'Atlas Saharien Oriental est influencée par trois épisodes tectoniques majeurs. **[1]**

I.3.2 La tectonique de distension (NE_SW)

I.3.1.1 Au Crétacé

Les failles normales syn-sédimentaires affectant le substratum antétriasique et sa couverture ont créés des variations de puissances de faciès.

- Des discontinuités et des lacunes aux seins des séries.
- Une contribution au déclanchement de l'ascension des diapirs.
- Un contrôle pour la formation des fossés d'effondrements et la géométrie des plis atlasiques. **[1]**

I.3.1.1.2 Au Miocène :

La phase de distension qui a réactivé les anciens accidents a permis la création des fossés d'effondrements (Fossés de Tébessa, Morsott , Ouled Boughanem, (NNW-SSE).). **[1]**

I.3.2.2 La tectonique compressive (NW-SE)

Cette phase a donné à l'Atlas Saharien sa configuration actuelle en faisant des faisceaux de plis orientés (NE-SW).

- La phase atlasique (éocène) différemment datée, à plissé la région en une multitude d'anticlinaux et de synclinaux orientés (NE-SW) à (ENE-SSE).
- Au Quaternaire ancien une phase compressive a replissé les mégas structures miocènes.
- Au Quaternaire récent, une nouvelle phase compressive NNW-SSW a réactivé les accidents majeurs en décrochement dextres. **[1]**

I.3.2.3 Le diapirisme

Les diapirs sont des structures très particulières qui se produisent lorsque les roches de faible densité se comportent de façon plastique et montent à travers leurs couvertures sous l'effet de leurs poids et de la tectonique.

Les étapes de percement du trias et des diapirs sont enregistrées dans différents formations, dans l'Aptien et le Vraconien, le Lutétien en domaine de sillon.

Ces étapes de percement depuis leurs déclanchement jusqu'à l'actuel ont induit les effets suivants. **[1]**

- Des changements de faciès et variations importantes et rapides des épaisseurs.
- Des lacunes de sédimentations dues à l'émersion des hauts fonds causées par l'ascension des masses triasiques (Dubourdieu, 1956 ; Smati, 1986 ; Bouzenoune, 1993).
- Renversement de la série Albo-Aptienne scellée par la discordance du Vraconien transgressif notamment à Slata (Smati, 1986) et à l'Ouenza (Bouzenoune, 1993)
- Désorganisations pétrographiques et structurales des formations
- triasiques (Bouzenoune. 1993).
- Réactivation d'anciens accidents qui ont déterminés ces fossés d'effondrements

La structure du massif de l'Ouenza est celle d'un anticlinal, ce grand plis d'axe SW_NE est interrompu au Nord par l'effondrement de Beni Barbar (Ouled soukies) et au Sud-Est par le fossé d'effondrement de Ouled Boghanem, ce dispositif percé au centre par un diapir triasique allongé sur 23 KM, est flanqué à ses extrémités par des périclinaux redressés de calcaires massifs d'âge Albo-Aptien, le massif de l'Ouenza est constitué par un périclinal en demi ellipse, un trias central diapirique, des structures renversées et des épaulement de Trias limités par des séries réduite (Bouzenoune, 1993).

La structure complexe du massif de l'Ouenza avec une forme paticulière en double hélice de ses flancs, résulte de l'action d'une tectonique halo-cinétique remodelée par la suite par le plissement néogène, il est affecté par deux systèmes de failles

- Le premier système est constitué par des failles principales orientées sub-parallèlement à l'axe de l'anticlinal. **[1]**
- Les failles du 2ème système sont caractérisées par des rejets moins importants et des pendages de l'ordre de 60°, ces failles sont presque perpendiculaires aux failles principales.

I.4 ETAT DES RESERVES

Suite à la structure et la nature des roches, le gisement est divisé en 07 (Sept) gîtes (Quartiers) principaux dont ;Zerga, Chagora-Sud pic, Chagora-Nord, Sainte-Barbe, Conglomérat , Hallatif, Douamis**[1]**

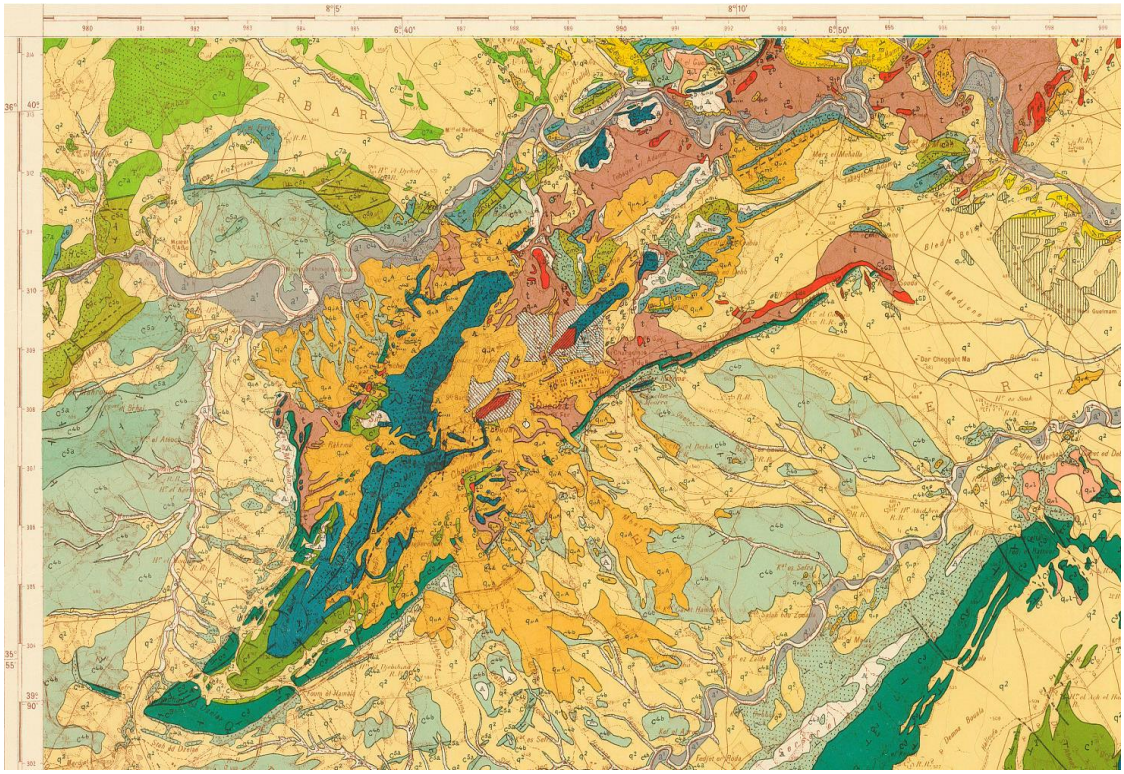


Figure I. 2 : Carte géologique du massif du Djebel Ouenza. [1]

Quartier Ch-Sud-Pic **:**

Ce gisement se trouve dans une structure anticlinale très fracturée d'où il dispose de deux (02) filons (couches) dont le premier est souvent riche et friable et le deuxième de couleur brune et extrêmement dure d'où il représente une grande importance en mesure de qualité et quantité **[1]**

Réserves géologiques Ch-Sud Pic : **19065229** T avec une teneur moyenne de 50%.

Réserves exploitables de Chagoura -pic; **6628327** T avec une teneur moyenne de 53, 5%, et les réserves exploitables de Ch-sud : **3090138 T** avec une teneur moyenne de 48.1%.

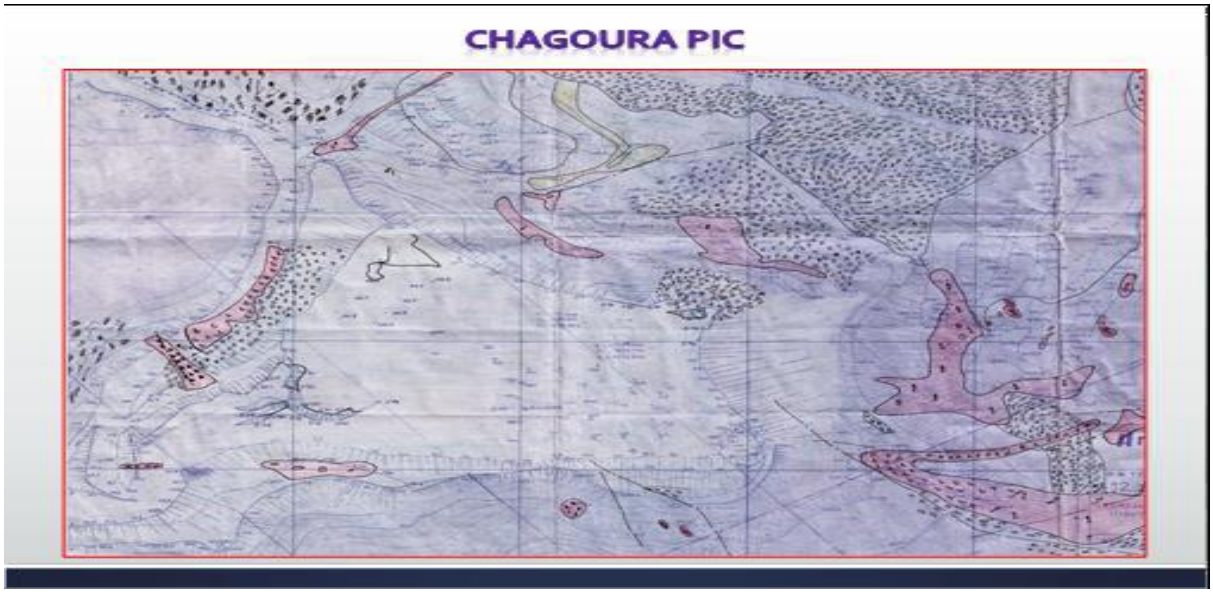


Figure I. 3 : Carte Géologique du Quartier Chagoura Pic. [1]

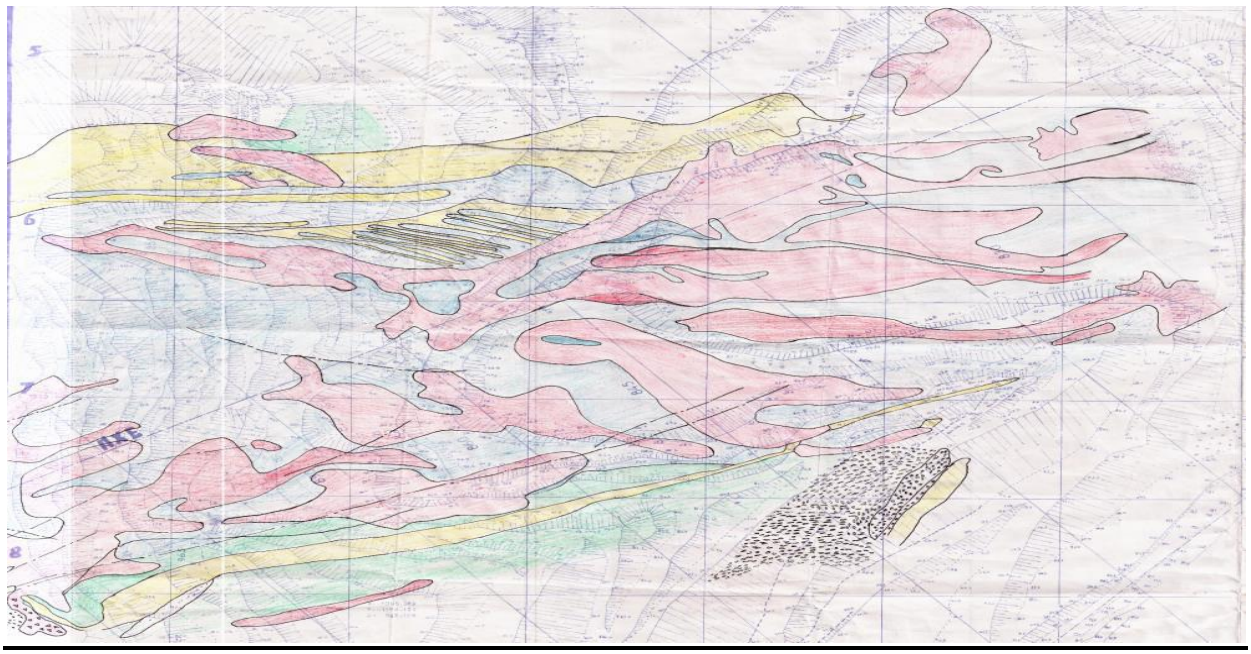


Figure I. 4 : Carte Géologique du Quartier Chagoura Sud. [1]

Quartier Ch-Nord

Les réserves de ce quartiers sont de l'ordre de :

Réserves géologiques **; 19930562 T** avec une teneur moyenne de 48,9%.

Réserves exploitables ; **9379306 T** avec une teneur moyenne de 49,7%.

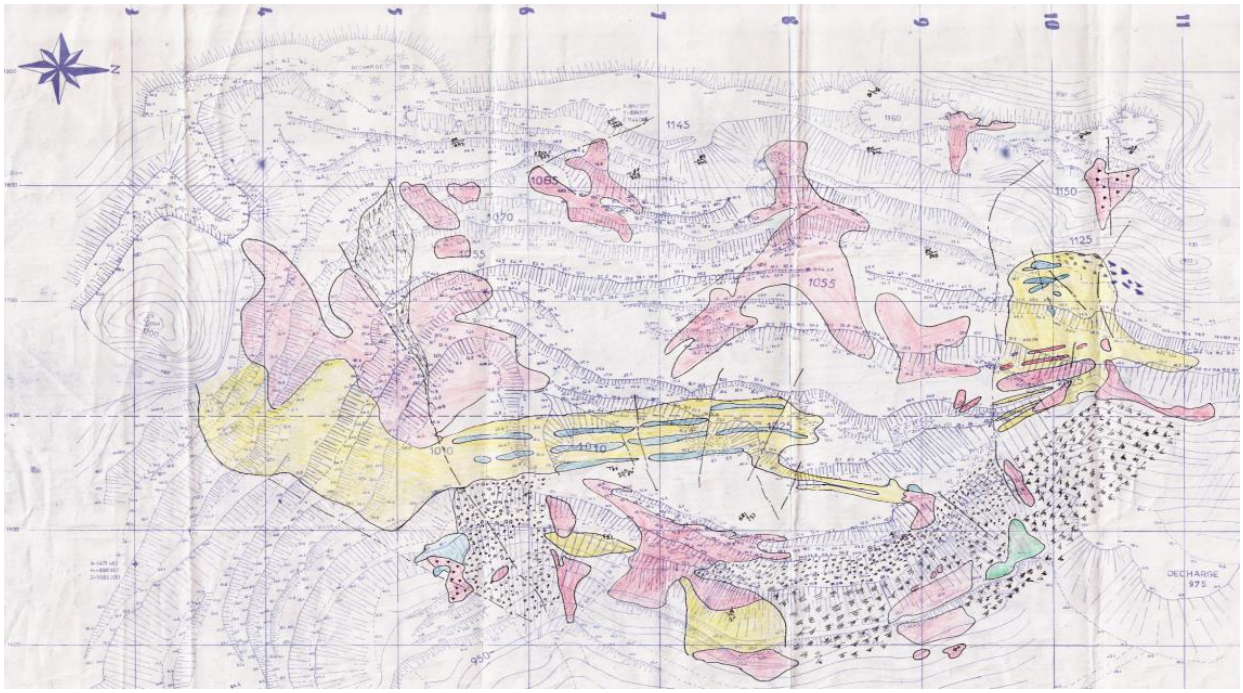


Figure I. 5 : Carte géologique du Quartier Chagoura Nord. [1]

Sainte-barbe

IL représente le prolongement des formations de Ch-Sud décalé vers le Nord par un décrochement.

Réserves Géologiques : **12813168** T avec une teneur moyenne de 47,8%.

Réserves exploitables : **4602653** T avec une teneur moyenne de 48,4%.

Conglomérat **:**

Réserves Géologiques : **6011290** T avec une teneur moyenne de 47.4%.

Réserves exploitables : **376686** T avec une teneur moyenne de 46,6%.

Hallatif et Douamis

Ces deux (02) gisements se prolongent vers le NE de la région conglomérat jusqu'aux collines des calcaires non minéralisée en surface de Douamis

Douamis

Réserves géologiques : **11327458**T avec une teneur moyenne de 53%.

Réserves exploitables : **8425289**T avec une teneur moyenne de 53.9%

Hallatif

Réserves géologiques : **4931028** T avec une teneur moyenne de 51%.

Quartie Zerga

Réserves géologiques : **3196457** T avec une teneur moyenne de 42,7%.

Réserves exploitables : **2350266** T avec une teneur moyenne 42,7%.

I.4. 1ESTIMATION DES RESERVES

Quartiers	Catégorie B	Fe %	Catégorie C1	Fe%2	Catégorie C2	Fe%3	Catégorie B+C1+C2	Fe%4
Chagoura Pic-Sud	3,715,871	51.00	15,349,358	49.50			19,065,229	50
Chagoura Nord	398611	50.70	12755560	49.00	6776391	48.60	19,930,562	48.9
Sainte Barbe	1281317	47.80	6790979	47.30	4740872	48.60	12,813,168	47.8
Conglomérat	1,863,500	48.20	4147790	47.00			6,011,290	47.4
Hallatif	345,172	49.40	3747581	51.30	838275	50.10	4,931,028	51.0
Douamis	6,230,102	53.00	5097356	53.00			11,327,458	53.0
Zerga	1,758,051	43.90	639292	42.20	799114	40.50	3,196,457	42.7
Koura ouenza			25,643,863.77		11,870,190.79		37,514,055	47.97
TOTAL	15,592,624	50.36	74,171,780	49.26	25,024,843	48.20	114,789,247	48.9

Tableau I.1 : Réserves géologiques du Gisement de l'Ouenza au 31/12/2019. [1]

Quartiers	Catégorie B	Fe %	Catégorie C1	Fe% 2	Catégorie C2	Fe% 3	Catégorie B+C1+C2	Fe%4
Chagoura Pic	3,579,297	51.6	3,049,030	55.8			6,628,327	53.5
Chagoura Sud	185,408	47.7	2,904,730	48.1			3,090,138	48.1
Chagoura Nord	329,471	48.4	7,373,459	49.7	1,676,376	50.1	9,379,306	49.7
Sainte Barbe	460265	45.8	2669539	48.8	1472849	48.6	4,602,653	48.4
Conglomérat	139,374	48.7	237,312	45.3			376,686	46.6
Douamis	7,667,013	54.0	758,276	52.5			8,425,289	53.9
Zerga	1,316,149	43.4	470,053	42.2	564,064	41.4	2,350,266	42.7
TOTAL	13,676,977	52	17,462,399	51	3,713,289	49.0	34,852,665	50.6

Tableau I.2:Réserves exploitables du Gisement de l'Ouenza au 31/12/2019.1]

I4.2 HYDROGRAPHIE DU GISEMENT

En dehors de la source thermale de hammam sidi Yahia, de quelques suintements à la base des grès miocène et de quelques sources dans les oueds (Oued Kseub et Oued Mellegue), les points d'eau naturels sont rares. **[1]**

Nappes phréatique : la seule qui ait un peu d'importance est celle de la plaine qui s'étend au pied W. du Djebel Hameima : l'eau circule sur un fond marneux dans les limons contenant des lits de cailloutis ou galets ; de nombreux puits y sont creusés et permettent l'établissement d'une population assez dense. **[1]**

Nappes profondes : des sondages pourraient être entrepris dans la cuvette miocène de l'Oulija, ou les grès sont très perméable. Dans la plaine du Kseub. En misant sur une perméabilité suffisante des calcaires vraconiens, on pourrait tenter des forages artésiens**[1]**

CHAPITRE II

MODE D’OUVERTURE

II.1 GENERALITE

L'ouverture d'un gisement a pour but la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation. Elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitations (préparer le champ à l'abattage).

II.2 LE CHOIX DU MODE D'OUVERTURE

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

Généralement l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend de plusieurs facteurs dont les principaux sont : les facteurs géologiques, miniers et économiques. **[2]**

II.3 LES FACTEURS DE CHOIX LE MODE D'OUVERTURE

Les facteurs géologiques

- Relief de terrain.
- Forme et dimensions du gisement.
- Puissance, profondeur et pendage de gîte. **[2]**

Les facteurs technico-miniers

- Productivité de la carrière.
- Durée de service de la carrière.
- Moyen de mécanisation et sécurité de travail. **[2]**

Les facteurs économiques

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

Le relief de la surface du sol est un facteur de départ pour le choix de la méthode d'ouverture la méthode d'exploitation et la position du gisement dans l'espace prédétermine :

* la forme du contour de la mine.

*les dimensions du champ de la mine.

Le creusement de la demi-tranchée d'accès lors du relief montagneux s'effectue généralement du bas vers le haut. **[2]**

II.4 LE CHOIX DU SCHEMA D'OUVERTURE DOIT ASSURER

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

Dans la mine de Ouenza le creusement des demi-tranchées d'accès est effectuer par les travaux de forage et de tir, afin d'obtenir une plateforme de travail. Et toutes les roches abattues sont déplacées par le "BULLDOZER" directement sur la descente. **[2]**

II.5 PARAMETRES TECHNOLOGIQUES DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES

Parmi les principaux paramètres des demi-tranchées capitales on peut citer :

- La pente longitudinale.
- La largeur.
- La largeurdu fond.
- Les angles du talus des bords.(une seule bord pour la demi-tranchées)
- Le volume. **[2]**

La pente longitudinale

Elle se détermine en fonction des types de transport utilisée. Dans la mine de l'Ouenza le transport se réalise par camion, donc la valeur de cette pente est de : 6 à 8% **[2]**

Largeur du fond

La largeur du fond de la demi-tranchée se détermine en fonction des paramètres du type de transport utilisé, du nombre de voie de transport et des paramètres des engins utilisés lors de creusement.

Dans la mine de l'Ouenza (quartier Chagoura Nord) le transport d'effectue par les camions avec deux voies. **[2]**

La formule selon laquelle on détermine la largeur de la demi-tranchée est la suivante :

$T=2a+2b+d$; (m)

Où :

- a : le bas-côté (l'accotement)
- b : largeur du camion
- d : distance de croisement

L'angle du bord de la demi-tranchée

Il dépend de la durée de service de la demi-tranchée et de la propriété physico-mécanique des roches. **[2]**

Le bord de la demi-tranchée doit avoir une stabilité assez durable.

L'angle du bord de la demi-tranchée

Volume de la demi-tranchée

Nous pouvons déterminer le volume de la demi-tranchée d'accès par la formule suivante :

$$V_t = \frac{T^2.\sin\alpha_d.\sin\beta_f.L}{2.\sin(\alpha_d - \beta_f)} \qquad \text{(II.1)}$$

Où :

T : largeur de la demi-tranchée d'accès

α_d ; Angle du bord de la demi-tranchée d'accès égale

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

L : longueur de la demi tranchée d'accès

II.6 LA DEMI-TRANCHEE DE DECOUPAGE

Les demi-tranchées de découpage se détermine sur chaque gradins, afin de créer le 1er front de travail, elles sont le prolongement des demi-tranchées capitales, les demi-tranchées de découpage possèdent une faible pente (0,3 à 0,5%) pour permettre l'évacuation des eaux à la surface des gradins. **[2]**

La largeur du fond de la demi-tranchée de découpage est égale à la largeur de la demi-tranchée d'accès.

Volume de la demi-tranchée de découpage

Il est déterminé par la formule suivante : **[2]**

$$V_d = \frac{T^2_{dec}.\sin\alpha_d.\sin\beta_f.L}{2.\sin(\alpha_d - \beta_f)} \qquad \text{(II.2)}$$

Où :

$T_{déc}$: largeur de la tranchée de découpage

$$T_{déc} = 2(R_b + 0{,}5b + a). \qquad \text{(II.3)}$$

R_b : rayon de braquage du camion

b : largeur du camion

a : le bas-côté (l'accotement)

$\alpha_{déc}$ **:** Angle de bord de la tranchée de découpage

L : longueur de la tranchée de découpage

II.7 LES PHASES DE CREUSEMENT DE LA DEMI-TRANCHEE D'ACCES

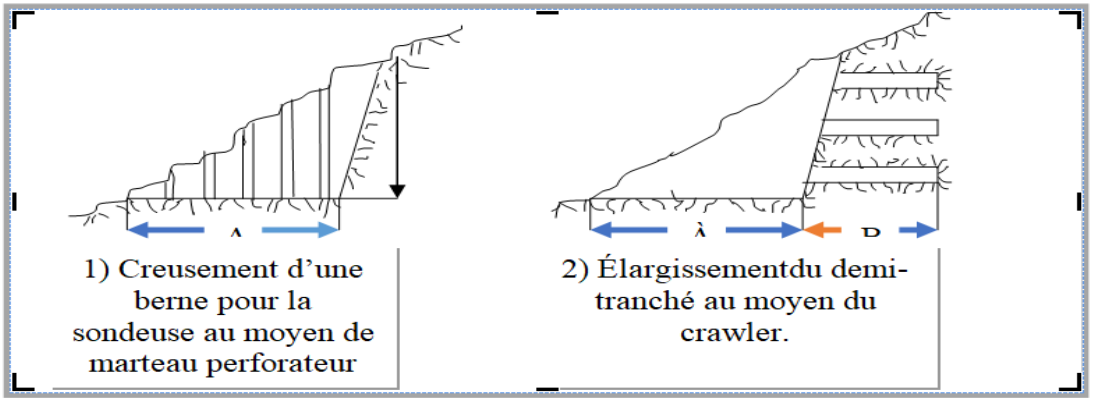


Figure II. 1 : Les phases de creusement de la demi-tranchée d'accès. [2]

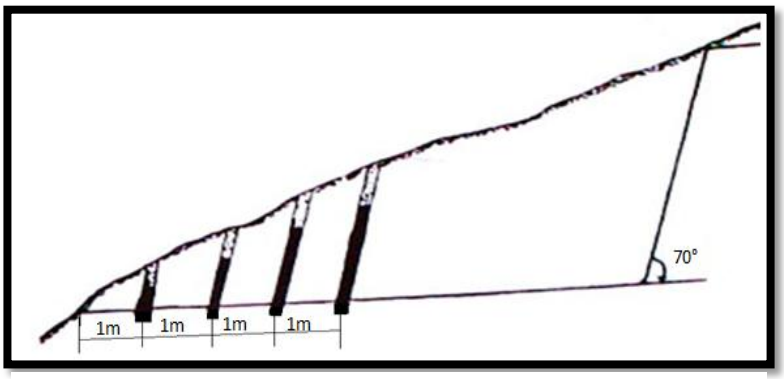


Figure II. 2 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 1[2]

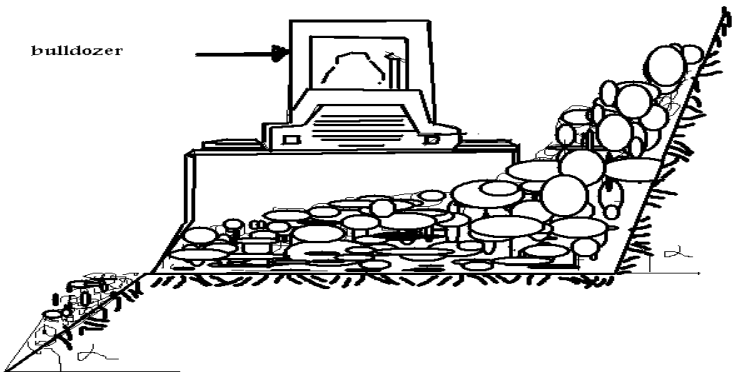


Figure II. 3:Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 2. [2]

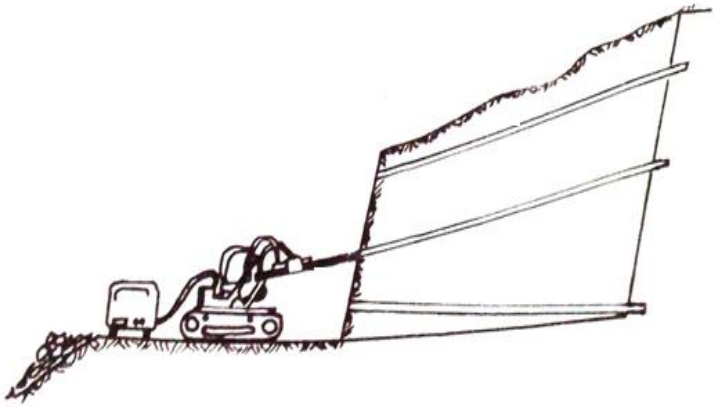


Figure II. 4:Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 3[2]

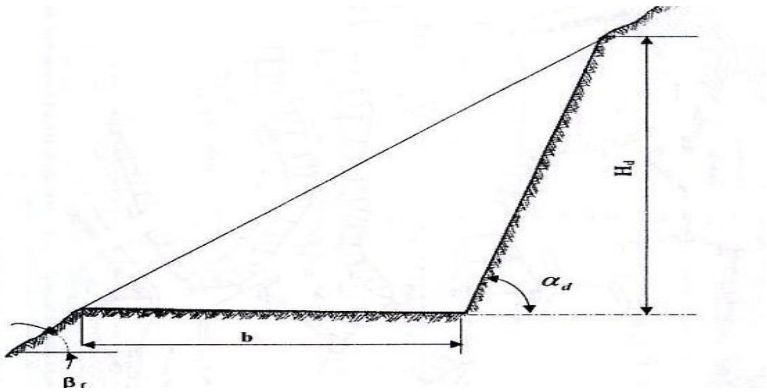


Figure II. 5: Creusement de la demi- tranchée d'accès phase 4[2]

CHAPITRE III
METHODE
D'EXPLOITATION

III.1 METHODE D'EXPLOITATION

GENERALITE

La méthode d'exploitation est l'ordre d'exécution des travaux de creusement et d'extraction du gisement dans le temps et dans l'espace d'une façon organisée et rationnelle. Le choix d'une méthode d'exploitation dépend des facteurs suivants : **[3]**

- La topographie du gisement.
- Les caractéristiques géologiques du gisement.
- La qualité et les réserves exploitables du gisement.
- La production annuelle planifiée par la carrière.
- Le mode d'ouverture adopté du gisement.
- Les dimensions des engins miniers et de transport

Les mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

III.2 CLASSIFICATIONS DES METHODES D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT

En tenant compte des conditions géologiques et minières des gisements, les systèmes d'exploitation ont été classés suivant plusieurs facteurs. Parmi ces classifications, on a celles proposées par E. scheschko (professeur à l'institut des mines de Moscou) et V. Rjesky (académisaient et recteur de l'institut des mines Moscou). **[3]**

III.3 CLASSIFICATIONS DES METHODES D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT D'APRES E. SCHESCHKO

L'indice principal utilisé dans cette classification est la direction de déplacement des stériles à l'intérieur de la carrière ou mine à ciel ouvert. **[3]**
D'après cette classification ; on distingue trois groupes de méthodes, à savoir :

- Groupe A : on y retrouve toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travaux de la carrière ou mine à ciel ouvert.

- Groupe B : il comporte les méthodes d'exploitation avec le déplacement de stérile en direction de la carrière.

- Groupe C : ce sont des méthodes avec le déplacement mixte des stériles.

Ce dernier classement est moins considérable que le classement de rjevsky

Groupe A

On a retrouvé toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travers de la carrière ou mine à ciel ouvert

Système d'exploitation du groupe A

Les méthodes d'exploitation qui se définissent (ou se caractérisent) par le déplacement des stériles en travers de la carrière (du groupe A) sont celles qui utilisent les excavateurs à longue flèche. On n'y utilise pas par conséquent les moyens de transport des roches stériles. **[3]**

Cela veut dire que celles-là sont déplacées par des excavateurs au terril intérieur.

Ce groupe comprend des systèmes d'exploitation très variés dont les plus utilisés sont :

- A1-systèmes d'exploitation dit sans transport.

- A2-systèmes d'exploitation sans transport avec l'excavation réitérative (avec remaniement) des roches stériles.

- A3-système d'exploitation avec emploi d'installation spéciale de transfert des stériles au terril intérieur.

Groupe B

Il comporte les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en direction de la carrière.

Système d'exploitation du groupe B

Les méthodes d'exploitations avec le déplacement des stériles le long des fronts de travail du groupe B sont caractérisés par l'application pendant les travaux de découverture des moyens de transport tels que les camions, les convoyeurs, les wagons etc…

Ce groupe comprend parmi le principal système d'exploitation : **[3]**

- B1-méthodes d'exploitation avec l'évacuation des stériles par moyens de transport jusqu'aux terrils intérieurs.

- B1-méthodes d'exploitation avec l'évacuation des stériles par moyens de transport jusqu'aux terrils extérieurs.

Groupe C

Ce sont des méthodes avec des déplacements mixtes des stériles.

Système d'exploitation du groupe C

Les méthodes d'exploitation du groupe C utilisent les principes de celles des groupes A et B.

Lors de l'adoption des systèmes d'exploitation du groupe C, les stériles des gradins inférieurs sont transférés au terril intérieur par les draglines ou autres. **[3]**

Ce groupe de méthodes d'exploitation est particulièrement utilisé lors des gisements horizontaux et inclinés avec une puissance de découverte très importante.

III.4 CLASSIFICATIONS DES METHODES D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT D'APRES L'ACADEMICIEN V. RJEVSK

V.Rjevsky a proposé une classification qui tient compte de plusieurs indices dont :

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

Suivant ce dernier indice, V. Rjevsky a divisé tous les systèmes d'exploitation en deux groupes :

- Méthodes d'exploitation continues : pour les gisements horizontaux et peu inclinés.
- Méthodes d'exploitation de fonçage : pour les gisements semi-dressant et dressant.

Tous les systèmes d'exploitation de ces deux groupes peuvent être classés de nouveau en quatre sous-groupes suivant la position des fronts de travail. **[3]**

1. Longitudinale.

2. Transversale.

3. En éventail.

4. Annulaire.

Les systèmes d'exploitation du sous-groupe 1 et 2 peuvent être nommés suivant le nombre de bord exploitable comme suit : **[3]**

- A bord unique.

- A deux bords.

Le sous-groupe 3 comprend deux classes :

- Avec un seul point d'inflexion du front de travail (méthode centrale).

- Avec deux ou plusieurs points d'inflexion (méthode dispersée).

Le sous-groupe 4 comprend lui aussi deux classes :

- Centrale.

- Périphérique.

-

III.5 CLASSEMENT D'E.SCHESCHKO

L'indice principale utilisé dans cette classification est la direction de déplacement des stériles à l'intérieur de la carrière ou mine à ciel ouvert. D'après cette classification, on distingue trois groupes de méthodes, à savoir : **[3]**

- **Groupe A** : on y retrouve toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travaux de la carrière ou mine à ciel ouvert.

- **Groupe B** : il comporte les méthodes d'exploitation avec le déplacement de stérile en direction de la carrière.

- **Groupe C** : ce sont des méthodes avec le déplacement mixte des stériles. Ce dernier classement est moins considérable que le classement de rjevsky.

III.6 DETERMINATION DES PARAMETRES D'UNE METHODE D'EXPLOITATION

HAUTEUR DES GRADINS

Lors de la détermination de la hauteur des gradins, il faut tenir compte des plusieurs facteurs dont : [4]

- La sécurité des travaux

- La productivité de la carrière.

- La qualité des minéraux.

- Les caractérisations du gisement.

- Le mode d'extraction.

- Les moyens de production.

- Le volume des travaux capitaux.

En général, lors de l'exploitation des gisements horizontaux et peu inclinés, la hauteur du gradin est déterminée en fonction de la puissance des couches des minerais et de stériles. D'habitude toutes les couches sont divisées en gradin séparés de structure homogène. [4]

Dans le cas des gisements dressant et semi-dressant, la hauteur est définie par les indices de perte et dilution du minerai, et la productivité de la carrière ou mine à ciel ouvert.

De point de vue économique, on sait que les dépenses d'exploitation diminuent avec l'augmentation de la hauteur des gradins, les prix de revient d'une tonne de minerai sont minimisés avec l'emploi de grandes hauteurs.

D'après la dureté de la roche, la hauteur des gradins dépend de la hauteur de creusement des excavateurs (Hc) : [4]

- Roche tendre : $Hg \leq Hc$ max.

- Roche dures : $Hg \leq 1{,}5Hc$ max.

Dans le cas de notre mine, Hg = 15m

Largueur de l'enlevure

Lors du choix du largueur d'enlevure, on prend en considération :

- Les propretés des roches.

- Le mode d'abattage des roches

- Le type et les dimensions des engins de chargement.

Dans le cas des roches tendres, on détermine la largeur d'enlevure d'après la relation suivante : [4]

$$A = Rc\ (\sin\alpha+\sin\varphi);(m) \qquad (III.1)$$

Ou :

- Rc : Rayon de creusement de l'excavateur. (m)

- α : L'angle entre l'axe de translation et l'axe de la flèche de l'excavateur en position normale de creusement. (°degré)

- φ : L'angle entre l'axe de mouvement et l'excavateur et l'axe de la flèche dans sa position extrême. (°degré)

- φ max : (45°-50°).

Dans les positions extrêmes de travail de creusement de l'excavateur, la largeur d'enlevure est égale à : [4]

$$A\ max=Rc\ (Sin90°+Sin45°).\ m \qquad (III.2)$$

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage a l'explosif, la largueur d'enlevure se détermine par la formule suivante :

$$A= w + (n-1)\ b\ ;(m) \qquad (III.3)$$

Où :

- w : Ligne de moindre résistance.

- n : Nombre de rangés de trous.

- b : Distance entre deux rangés de trous. M

Largeur de la plate forme de travail

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

Dans l'exploitation minières à ciel ouvert, on tache toujours de minimiser la largeur des plateformes afin de réduire le taux de découverture, mais aussi elle doit être suffisante pour assurer des bonnes conditions de travail aux équipements miniers afin qu'ils puissent assurer les meilleurs rendements. [4]

Lors des roches tendres, la largeur minimale des plateformes en activités peut être définie comme suit :

$$Lpt = A/2+Rd+Lc/2+a+Z \ ; (m) \qquad (III.4)$$

Où :

A : Largeur d'enlevure. m

Lc : Largeur du camion. M

Rd : Rayon de déversement de l'excavateur. m

a : Accotement. m

Z : Largeur du prisme d'éboulement. m

$Z = Hg\ (ctg\alpha - ctg\Upsilon) \ ; (m)$

Lors de l'emploi des travaux de forages et de tirs, on détermine la largeur minimale de la plateforme de travail de la façon suivantes : [4]

$$Lpt = A+X+C+T+Ba+Z \text{ ; (m)} \quad \text{(III.5)}$$

Sachant que :

- A : Largeur d'enlevure. m
- X : Largeur réduite du tas de roches abattue. M

$$X = A\,(2Kf.\,(Hg/Ht) - 1) \text{ ; (m)} \quad \text{(III.6)}$$

- Kf : Coefficient de foisonnement des roches dans le tas.
- Hg, Ht : sont respectivement les hauteurs des gradins et du tas de roches abattues. M
- C : Distance de sécurité comprise entre le tas et la bande de transport (T). m
- T : Largeur de la bande de transport (chaussée). m
- Ba : Largeur de la bonde auxiliaire destinée à l'emplacement des engins ou installations auxiliaires. m [5

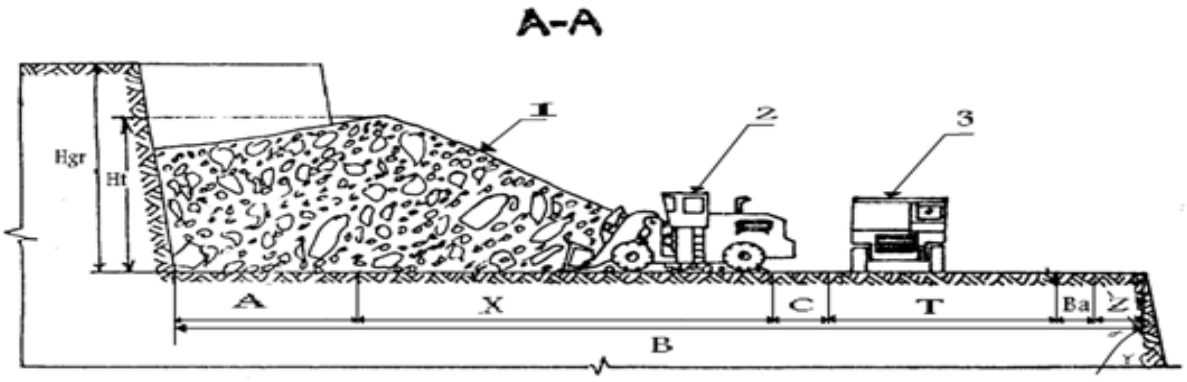


Figure III. 1 : Largeur de la plate-forme de travail. [4]

CHAPITRE IV

TRAVAUX DE FORAGE

INTRODUCTION

L'abattage des roches par explosif est très répandu dans les exploitations à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures, et ceci avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise).

Le forage des trous dans le massif de roche s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'actions : cisaillement, coupe et abrasion. Le forage des trous peut être effectué sans action mécanique des outils lorsqu'on applique les phénomènes de l'action physique sur la roche. **[5**]

IV.1 TRAVAUX DE FORAGE

L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement, jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs. Il est donc nécessaire de forer les trous de mines à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur et le bon diamètre ,la précision avec laquelle ces paramètres seront respectés aura une grosse influence sur les résultats . **[5**]

IV.2 CHOIX DU MATERIEL DE FORAGE

Le matériel de forage est généralement choisi en fonction de : **[5**]

- La forabilité de la roche, qui dépend de la nature de cette dernière et de ses caractéristiques (résistance à la compression et abrasivité) ;

- la structure du massif : hétérogénéités et discontinuités ;

- Les caractéristiques générales d'exploitation : granulométrie recherchée, objectif de production ;

- l'environnement: présence d'habitations, vibrations, bruits, poussières.

IV.3 PARAMETRES CARACTERISANT L'ENGIN DE FORAGE

Le matériel de forage à utiliser peut être caractérisé par : **[5**]

- le diamètre de forage : dans les travaux miniers d'abattage, le diamètre de forage varie de 45 à 152 mm ;

- la profondeur de forage : elle détermine la plage de diamètres utilisables, et peut, dans certains cas, imposer une technique de foration. Par exemple, les engins légers ne permettent que la foration à faible ;

- la quantité de matériaux à abattre : elle est directement liée au rythme de production, et définit les besoins en mètres forés en fonction des dimensions de la maille. Par exemple dans le cas d'une production importante, profondeur et en diamètre réduit. Un autre exemple peut être donné par l'imposition de la technique de foration avec marteau fond de trou pour les profondeurs importantes ;

- la vitesse de perforation ;

- le choix peut se faire soit sur une machine puissante à haute performance, soit sur plusieurs machines moins importantes.

IV.4 TYPES DE PERFORATRICE

Perforatrices à percussion

Ces perforatrices sont habituellement pneumatiques. Toute leur énergie est pratiquement utilisée pour la percussion. Ce sont les plus anciennes, et elles ont atteint actuellement un maximum de progrès technique; mais elles seront remplacées peu à peu par d'autres types. **[5**]

Perforatrices rotatives

Toute l'énergie y est employée pour la rotation. Elles ont un rendement optimum dans les roches tendres. Leur pénétration est déterminée par le profil de la couronne. Leur commande est électrique ou hydraulique.

a) **Perforation par taille** : le forage est exécuté à l'aide de pointes disposées sur le Pourtour de la couronne. C'est ce qu'on nomme les drags bits

b) **Perforation par abrasion :** elle est effectuée à l'aide d'une couronne diamantée et sert principalement au creusement de puits, aux sondages, etc.…

c) Perforation par rupture : utilisé pour les forages pétroliers.

Perforatrice à rotation et percussion

L'énergie y est utilisée pour 80 % dans la rotation, et pour la quantité restante dans la percussion. Leur actionnement est hydraulique-pneumatique ou pneumatique. **[5**]

Le diamètre dealeur sondage va de 20 mm à 50 mm. Les types les plus communs de perforatrices à rotation et percussion emploient peu d'air comprimé en vue de la percussion, leur piston étant totalement libre. Elles présentent essentiellement les caractéristiques suivantes :

- séparation complète de la rotation et de la percussion ;
- Pression constante et élevée sur la couronne, atteignant jusqu'à 1 000 kg
- Contrôle indépendant de la rotation et de percussion, permettant son adaptation àchaque sorte de roche ;

- Profil spécial de la couronne, en forme de pastille et constitué selon la nature de la roche

Les principaux avantages de ce type de perforatrice résident en :

- Une diminution du nombre de pièces mobiles en vue de la percussion permettant un meilleur rendement et une moindre consommation d'air comprimé ;
- Unr rotation appropriée imprimée par un moteur hydraulique permettant une meilleure efficacité

- Une transmission directe de la puissance à la douille d'emmanchement, permettant de diminuer le nombre des parties mobiles par comparaison avec les perforatrices à axe à cliquet

- Une plus grande économie, due à une vitesse plus élevée de pénétration, à une diminution des frais d'entretien, à une moindre consommation d'air comprimé et à une plus longue durée de l'équipement d'allonge

Perforations à fond de trou

A commande hydraulique-pneumatique ou pneumatique, elles sont identiques à celles dont nous avons parlé ci-dessus, mais elles exécutent des trous plus grands et plus profonds (0,10 à 0,25 m de diamètre). Elles sont composées de deux parties, le mécanisme de rotation (généralement hydraulique) reste hors du trou, et celui de percussion (généralement pneumatique) étant à l'intérieur de celui-ci, puisqu'il accompagne la couronne. **[5]**

L'unique inconvénient de ces modèles réside dans leur faible vitesse de forage, maison commerce à le surmonter, tout au moins partiellement, en employant une plus forte pression d'air, comme dans le type Holman (10 atm et 100 mm) et le type Mission (17 atm et150 mm), qui ont permis d'obtenir une augmentation de la vitesse de forage allant presque jusqu'à 100%.**[5]**

IV.5 CHOIX DU DIAMETRE DE FORATION

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs : **[5**]

- nature de la roche à abattre, dureté, abrasivité
- homogénéité, taille du massif
- production journalière désirée, fragmentation recherchée
- performances techniques, prix et servitudes du matériel de foration.

IV.6 VITESSE DE PERFORATION

Pour une roche donnée, il s'agit de la vitesse, exprimée en cm/mn, avec laquelle une perforatrice fait avancer une fleur et dans celle-ci.

Cette définition implique que la vitesse de forage peut être très variable, dépendant de la perforatrice, du diamètre du fleuret, de la percussion de l'air, etc…**[5**]

IV.7 REALISATION DE LA FORATION

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

Dans tous les cas, chaque forage doit être rigoureusement implanté en x, y, z, et α (Inclinaison) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'uneplate-forme bien réglée : **[5**]

- le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue

- le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plate-forme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement : les sur profondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration

- l'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre, intéressent un volume de matériaux bien défini. **[5**]

IV.8 TECHNIQUES DE FORATION

Toutes les techniques de forage existant actuellement utilisent : **[5**]

- un mouvement de rotation

- un mouvement d'avancement accompagné ou non d'un mouvement de percussion

- un soufflage d'air comprimé destiné à permettre la remontée des débris de foration (l'air comprimé peut, dans certains cas, être remplacé par une injection d'eau, de boue ou de mousse)

Les mouvements de rotation et de descente, ainsi que le soufflage d'air sont assurés par un train de tiges ou de tubes solidaires d'un outil (taillant, tricône, outil de coupe) situé à la base du trou. **[5**]

La roto percussion nécessite l'utilisation d'un marteau (frappeur) situé soit en surface (hors du trou), soit entre le taillant et le train de tiges (fond de trou). A partir de là, on distingue quatre techniques de foration :

- foration par roto percussion avec marteau hors du trou

- foration par roto percussion avec marteau fond de trou

- foration par coupe rotative avec outil à lames

- foration rotary avec outil tricône.

IV.9 RENDEMENT DE LA FOREUSE

Le rendement de la foreuse durant un poste de travail est déterminé par la relation suivante **[5]** :

$$R_s = \frac{T \times Ku}{Tf} \qquad \text{(IV.1)}$$

T : Durée d'un poste de travail effectif(T=6.5 heures=390 min)

K u : Coefficient d'utilisation de la sondeuse, (0,85)

Tf : Temps nécessaire pour la foration d'un trou.

Avec :

$$Tf = \frac{Ltr}{Va} \rightarrow Tf = \frac{Hg + Ls}{Va} \qquad \text{(IV.2)}$$

Où :

– Va : Vitesse d'avancement de taillant dans la roche

– Ltr : Longueur de trou

– Ls : Profondeur sur-forage

– Hg : Hauteur de gradin

IV.10 Nombre des sondeuses

Le nombre de la sondeuse déterminé par la relation suivant **[5**]:

$$Ns=\frac{Pan\times Kres}{Rs\times Npj\times Njan\times Qtr} \qquad (IV.3)$$

$$Qtr = W \times Hg \times a \times \rho \quad (IV.4)$$

P an : Production annuel

K res : Coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ÷ 1.25),

P J N : Nombre de postes de travail par jour

J an : Nombre de jours ouvrable par an

Qtr : La quantité de la roche abattue par un trou

W : Ligne de moindre résistancea : Distance entre deux trous

ρ: La masse volumique de la roche



Figure IV. 1 : foreuse HD 1600 D. [5]

Marque	**BBURG**
Type	HD 1600 D
Puissance du moteur	180Kw
Diamètres du trou	165mm
Direction de forage	60°- 90°
Vitesse de rotation	0-132 tr/min
Vitesse de déplacement	3km/h
Profondeur maximale de forage	30m
Force de traction	78,5kN

Tableau IV. 1: paramètres et caractérisant l'engin de forag[5]

CHAPITRE V
TRAVAUX DE CHARGEMENT ET DE TRONSPORT

V.1 CHARGEMENT

La production de la carrière est conditionnée par les engins de chargement. Le choix des engins de chargement dépend essentiellement de la production escomptée. Il s'avère comme le principal poumon de la chaine technologique de l'exploitation minière à ciel ouvert.

On constate l'obsession des entreprises à produire plus, ce qui les pousse à accroitre considérablement les capacités des engins de chargement. Les engins de chargement et d'excavation utilisé dans les carrières sont les excavateurs à godet unique (ou multiple).

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement se base sur les factures suivants [6] :

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

V.1.1 DIMENSIONNEMENT DE CHARGEMENT

Le chargement de la matière du front de taille est assuré par des chargeuses sur pneu de capacité de godet de 9 m^3. Ce type de chargeuse offre l'avantage d'être mobile ce qui permet un déplacement rapide d'une plateforme de chargement à l'autre.

Dans les conditions de la mine de l'Ouenza**,** les chargeuses sont de type Caterpillar 990 II.

Paramètres	Unités	Valeurs
Type CAT 990	/	/
Longueur	Mm	12341
Largeur	Mm	4450
Hauteur	Mm	8091
Rayon de braquage	Mm	2000
Puissance du moteur	Kw	503
Capacité du godet	M^3	9
Vitesse maximale de déplacement	Km/h	20,8
Poids de la chargeuse	Kg	23100
Moteur	/	3412EDITA ATAAC

Tableau V. 1: Caractéristiques techniques de la chargeuse CAT 990 II. [7]



Figure V. 1 : chargeuse CAT 990 II [7].

V.1.2 DETERMINATION DU TEMPS DE CYCLE DE LA CHARGEUSE

Le tempe de cycle moyen t_c de la chargeuse est donné par :

$$tc=tr+tmc+tdé+tmv \qquad (V.1)$$

V.1.3 DETERMINATION DU COEFFICIENT DE REMPLISSAGE DU GODET DE LA CHARGEUSE

Pour les roches fragmentées à l'explosif avec fragmentation moyenne et aptitude au cavage difficile, la valeur du coefficient de remplissage est comprise entre 0,75÷0,9.

Nous prenons Kr : coefficient de remplissage du godet, kr = 0,8.

V.1.4 LE RENDEMENT DE LA CHARGEUSE

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

$$Rch=\frac{3600\times V\times Kr\times Ty\times Ku}{Tc\times Kf}\ \text{t/poste} \qquad (V.2)$$

V : la capacité du godet de la chargeuse

Kr : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse (Kr=0.8) ;

T : durée d'un poste de travail (T = 7 heures);

γ : masse volumique ; γ = 2.5 t/m3 ;

Ku : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail (Ku = 0.90) ;

Kf : Le coefficient de foisonnement, Kf = 1.5 ;

tc : durée d'un cycle de chargement ; ;

$$tc = tr + tmc + td + tmv \text{ (s)} \qquad \text{(V.3)}$$

tr : temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement.

tmc : temps de parcoure (marche) de la chargeuse chargée vers le lie de déchargement

tdé : temps de déchargement du godet ;

tmv : temps de parcoure (marche) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus).

V.1.5 NOMBRE DES GODETS NECESSAIRES POUR LE CHARGEMENT D'UN DUMPER

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

$$Ng=\frac{Qc\times Kf}{V\times Kr\times y} \qquad \text{(V.4)}$$

Qc : capacité du camion, Qc=30 T.

kf : coefficient de foisonnement, kf = 1,5 ;

V : capacité du godet de la chargeuse;

kr : coefficient de remplissage du godet, kf = 0,9 ;

γ : Poids volumique de la roche

V.1.6 LA DUREE DE CHARGEMENT D'UN DUMPER

La durée de chargement d'un dumper est calculée par la relation suivante :

$$Tch = tc \times Ng \quad (s) \qquad (V.5)$$

tc : la durée d'un cycle de chargeuse.

Ng : nombres de godets nécessaires pour le chargement d'un camion de

V.2 LE TRANSPORT

Le transport à ciel ouvert prédétermine dans une très large mesure. Le but principal du transport de la carrière est le déplacement qui sont le stérile pour les roches stériles et le calcaire pour les stocks ou la trémie de la réception des installations de traitement.

Dans carrières contemporaines, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières. La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte. La simplicité des constructions des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport. [8]

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

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

- La méthode d’exploitation.

- La méthode d’ouverture.

V.2.1 Choix du mode de transport

Le choix du mode de transport tient compte [6] :

- Des propriétés de la roche extraite

- Des conditions géologiques du gisement

- Des dimensions de la carrière

- De la distance de transport

- Du rendement de la carrière

Les différents modes de transport possibles sont les suivants :

- Par camion.

- Par voie ferrée.

- Par convoyeur à bandes.
- Par skip.

- Par couloir de chute.

Le transport de la roche abattue dans notre cas se fait avec des dumpers CATERPILLAR 775E de capacité de 75 tonnes.

Le parcours du transport maximal est de 1500 m (longueur de la piste qui relie le niveau supérieur et la station de concassage primaire).

V.2.2 Dimensionnement des engins de transport

Le type de dumper utilisé dans la carrière de Meftah est CATERPILLAR CAT775E.

Les caractéristiques techniques de ce dumper sont données dans le tableau V.2 ci-dessous.

Paramètres	UNITES	VALEURS
Type CAT775	/	/
Capacité de charge	Tonne	65
Capacité de la benne	m^3	31.4
Puissance du moteur	KW	544
Rayon de braquage	mm	9200
Poids à vide	Tonne	47.5
Poids à charge	Tonne	112.5
Longueur	mm	9209
Largeur	mm	5076
Hauteur	mm	4410
Vitesse maximale avant	Km/h	65.8
Vitesse maximale arrière	Km/h	12

Tableau V. 2: Caractéristiques techniques du dumper Caterpillar 775E. [7]



Figure V. 2 :Caterpillar 775E. [7]

V.2.3 Calcul du rendement d'un dumper par poste

Il est déterminé par la formule suivante :

$$Rd=\frac{3600\times Qd\times Tp\times Kq\times Ku}{Tc\times Kf}\ t/poste \qquad (V.6)$$

Tel que :

Qd : La capacité de la benne d'un dumper (t) ;

tp: La durée d'un poste (7 h) ;

Kq : Le coefficient d'utilisation de la capacité de charge d'un dumper

Ku : Le coefficient d'utilisation d'un dumper durant un poste de travail

Tc : Le temps de réalisation d'un cycle (s).

$$Tc = tr + tmc + tdé + tmv + tm \qquad (V.7)$$

Avec :

tr : Le temps de remplissage d'un dumper ;

tmc : Le temps de marche à charge ;

tdé: Le temps de déchargement ;

tmv : Le temps de marche à vide.

tm : Le temps du manœuvre.

Kf : Coefficient d foisonnement

V.2.4 Calcul du nombre de dumpers

Le nombre des dumpers nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est donné par la formule suivante :

$$Rd=\frac{Pj\times Ki}{Rd\times Np} \qquad (V.8)$$

Tel que :

Nd : Nombre de dumpers ;

P: La production journalière souhaitée par l'entreprise (t/j) ;

K: Coefficient d'irrégularité de travail

R : Rendement d'un camion durant un poste de travail (t/poste) ;

N: Le nombre de poste par jour.

Conclusion

Dans ce chapitre nous avons présenté, d'une part, les différents paramètres d'exploitation, en commencent par les éléments de la carrière, le mode d'abattage, les conditions de travail suivant le régime de travail de la carrière.

Et d'autre part, on a dimensionnée les matériels utilisés toute en assurent la production projetée par l'entreprise, la sécurité du personnels.

CHAPITRE VI
TIR ORDINAIRE

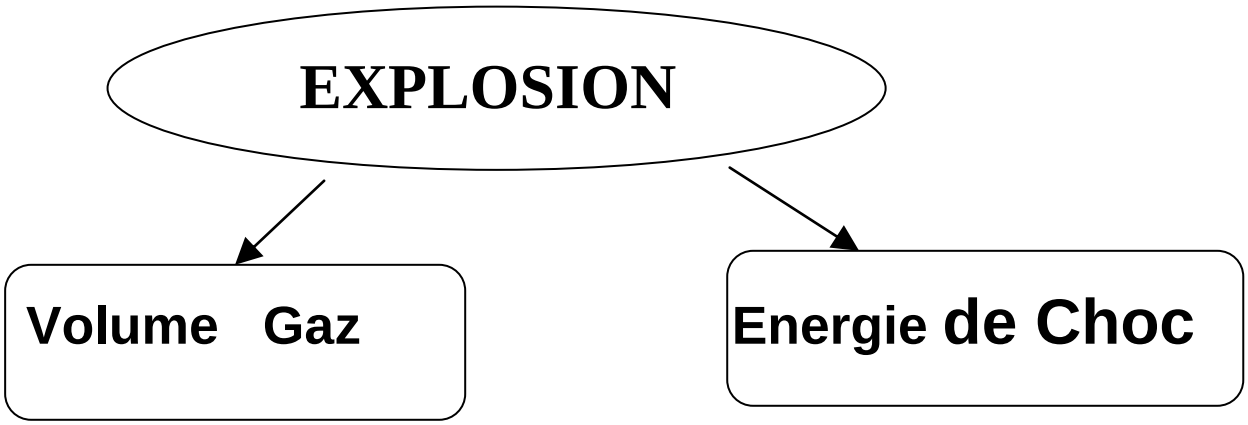
INTRODUCTION

La méthode d'abattage à l'explosif est en général utilisée dans les carrières de roches massives et dures. En effet, dans le cas de roches dures, les procédés d'extraction continus ne sont pas possibles, l'abattage à l'explosif est alors une alternative qui présente l'avantage de fragmenter des volumes de roche importants, et ce avec des moyens limités en termes d'enginiste une mise en œuvre assez restreinte à partir d'une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs **[9]**.

Le tir électrique donne la possibilité d'assurer la sécurité maximale, une grande efficacité, ainsi permet l'amorçage et la mise à feu électriquement d'une volée à un moment précis, soit instantanément ou dans un ordre déterminé à des intervalles exacts et très courts **[10]**.

VI.1 DETONATION – EXPLOSION

C'est un mélange de produits chimiques qui Dégagement voloume de gaz et énergie des ondes de choc



Énergie de choc : afin de créer des fissures dans les blocs

Volume de gaz : pour démolir les blocs

VI.2 ACCESSOIRES DE TIR

VI.2.1 LE CORDEAU

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans du textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage. [11]

VI.2.1.1 LE CARACTERISTIQUES DE CORDEAU

- Permet de détoner l'explosif secondaire.
- Composé à base d'explosif primaire renfermant 12 ou 20 grammes de **Pentrite** par mètre linéaire de gaine.
- Commercialisé généralement sous forme de bobines de 75, 100 et 125 mètres linéaires

Il sert principalement à:

- L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact.
- L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois.
- L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation.
- Dans les trous de mines profonds où les charges explosives sont étalées et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation. [11]



Figure VI. 1 : cordeau [11].

VI.2.2 LES DÉTONATEURS

Les détonateurs sont des éléments indispensables au tir. Se présentent sous forme de petites capsules métalliques contenant 6 grammes d'explosif primaire (pentrite). Servent à amorcer le cordeau détonant et/ou l'explosif primaire directement. Peuvent être pyrotechniques ou électriques

Les relais de détonation sont également des éléments importants dans l'opération de tir.

Composés d'explosif primaire. Se présentent sous forme de capsules métalliques ou en plastique, fixées comme jonction de part et d'autre du cordeau détonant.

Servent à réduire la charge instantanée du tir et l'atténuation des vibrations (onde de choc). [11]

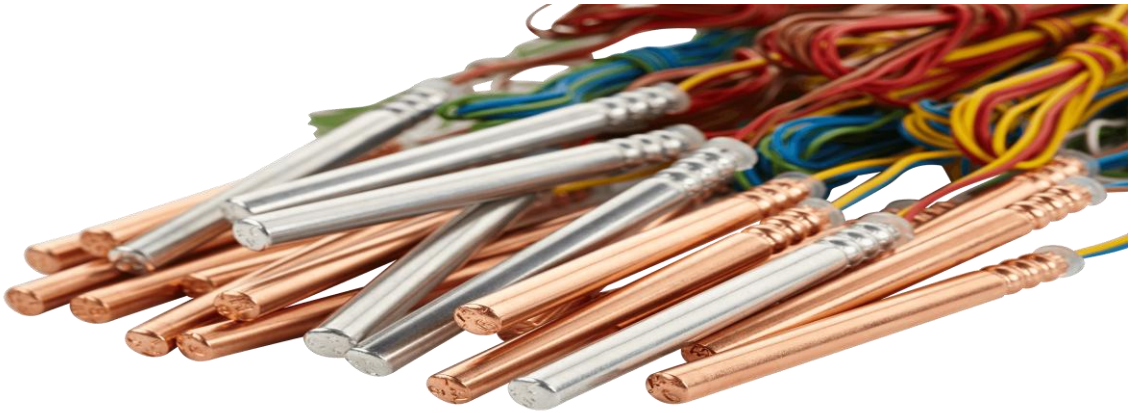


Figure VI. 2:détonateur électrique

VI.2.2.1 LES TYPE DES DETONATEURS ELECTRIQUES

Détonateurs Electriques Instantanés D.E.I

Leur réaction à l'impulsion électrique est immédiate. Les détonateurs instantanés portent le numéro 0, et sont généralement placés en début de série dans les tirs programmés [11]

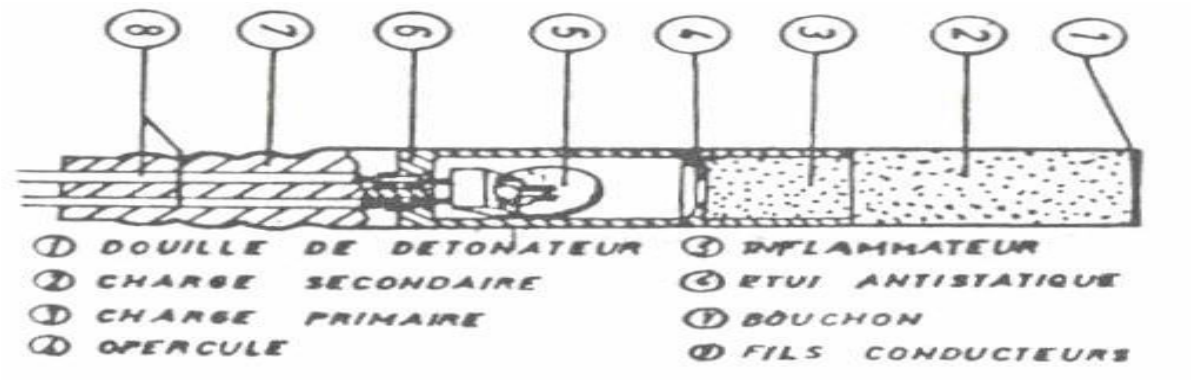


Figure VI. 3: Détonateur électrique instantané (0 seconde) – DEI [11]

Détonateurs Electriques à Retard D.E.R

Ceux-ci sont divisés en détonateurs à retard ordinaires, le temps de réaction entre chaque numéro est d'un demi-second [11]

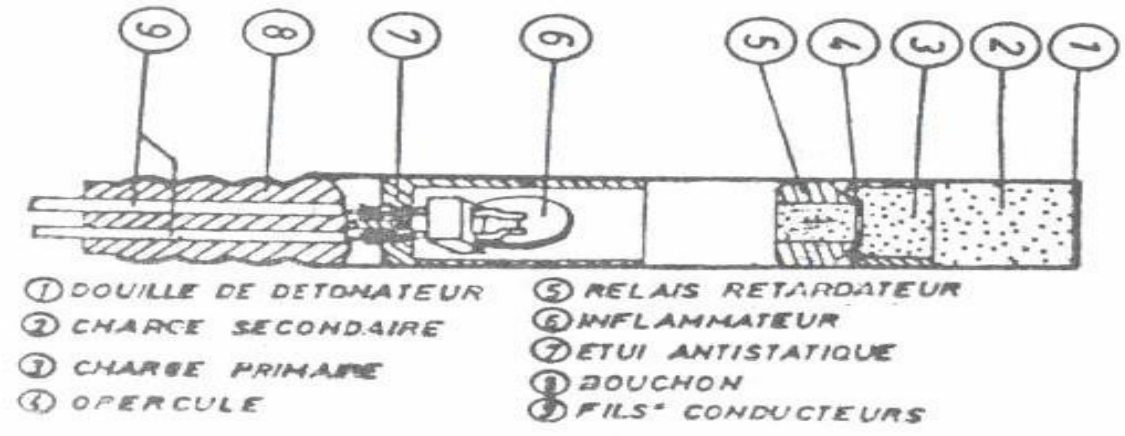


Figure VI. 4:Détonateur électrique à retard – DER [11]

Détonateurs Electriques Microretard D.M.R

Le temps de réaction entre chaque numéro est de 20 millisecondes [11]

VI.2.3 Le Fil de Tir

C'est un fil électrique en cuivre de faible résistance. destiné à relier le détonateur électrique à l'exploseur. Se présente sous forme de bobine de 500 et 1000 ml. Noter que les fils électriques ordinaires présentent généralement des résistances supérieures. [11]



Figure VI. 5: fil de tir

VI.2.4 L'Ohmmètre

Est un appareil de mesure de la résistance électrique, laquelle se mesure en ohms. La mesure est effectuée en plaçant les deux électrodes de l'instrument aux bornes du circuit de raccordement électrique du tir. Permet de vérifier les anomalies de raccordement du circuit de tir [11]



Figure VI. 6: Appareil d'ohmmètre

VI.2.5 L'Exploseur

Est un appareil électrique générateur d'impulsions suffisantes pour la mise à feu des détonateurs électriques d'une volée de tir.

Se présente sous forme d'un boitier renfermant (02) deux bornes de raccordement et un dispositif pour actionner le condensateur grâce à une manivelle.

Chaque type d'Exploseur présente des caractéristiques spécifiques qu'il ya lieu de respecter lors de son usage, notamment la résistance limite du circuit en fonction du type de détonateur utilisé

VI.2.5.1 Définition de l'exploseur type 815

L'exploseur **type 815** utilisé par LAFARGE est un exploseur à condensateur à commande manuelle directe, il est destiné au tir en série de détonateurs moyenne intensité [**12]**



Figure VI. 7: Exploseur Type 815 [12]

Tension nominal	450 volts
Capacity du condensateur	16 microfarads
Energies électrique	1,6 joule
Possibilités de tir avec détonateur électrique moyenne intensité (mi - intensité : 1,70 a)	Résistance extérieure maximale : 55 ohms ligne de tir comprise, permettant d'initier 20 détonateurs mi tige cuivre 4 mètres, type Davey.
Masse	1.9 kg
Dimension	122 mm x 80 mm x 157 mm

Tableau VI. 1: Caractéristiques générales de l'exploseur type 815 [12]

VI.2.5.2 Présentation

L'exploseur **type 815** se compose [**12]** :

- D'une petite génératrice.
- D'un condensateur chargé par la génératrice à l'aide de redresseurs.
- D'un thyristor mettant automatiquement en contact le circuit de décharge du Condensateur avec les bornes de la ligne de tir.
- D'un boîtier en matière Duro-plastique NEONIT.
- D'une courroie.
- De l'axe de commande de la poignée.
- De deux bornes de raccordement de la ligne de tir.

VI.2.5.3 Conditions d'utilisation

Après avoir contrôlé l'état et les caractéristiques du circuit de tir à l'ohmmètre [**12]** :

1. Maintenir l'exploseur dans la main gauche.

2. Insérer la ligne de tir dans les bornes de connexion.

3. Emmancher sur la tige de commande la poignée tenue fermement de la main Droite.

4. Tourner cette poignée d'un coup sec dans le sens des aiguilles d'une montre, Jusqu'à la butée.

5. Le tir se déclenche automatiquement dès que la tension du condensateur atteint la tension nominale.

VI.3 LES PHASES DE LA DETONATION

Phase1 : temps t0+e

La colonne d'explosif est trasformee en quelques millisecondes en colonne de gaz animee d'une vitesse u ces gaz a haute pression (600 a 900MPA) et haute vitesse (1800 A 2200 m/s) entret violemment cotact avec la parois **[13]**



Figure VI. 8:Phase1 de la détonation [13]

Phase2 : temps t0+0.7ms

Cette onde de choc se oropage dans la roche en s'amortissant rapidement .

Au voisinage direct du trou on est largement au-dessus de la resistance a la compression (Rc).

Enter 6 et 12 a (a : rayon du trou) on depasse la zone de pre-rupture. Ce la induit des fisseration radiales B qui ne depassent pas la limite C.

Au-dela de 6 a 12 a(limet C) , on est en zone elastique, l'onde de choc traverse le massif a la vitess C0 (vitesse du son dans la roche) sans la detruire. **[13]**

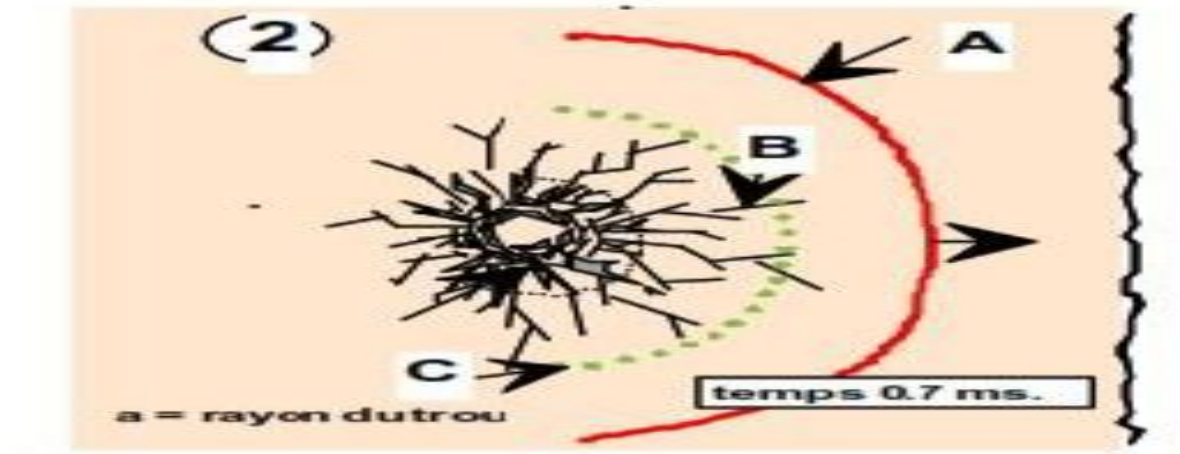


Figure VI. 9 :Phase2 de la détonation [13]

Phase3: temps t0+1.3ms

Lorsque l'onde de choc atteint le front de taille , elle se reflechit. La rouche etant tres resistante a la compression mais pue a la tractoin (Rt=Rc/20), l'ond reflechie depasse largement Rt, elle provoque un phenomene de fissuratoin sensiblement parallele au front de faille ou ecaillage (effeet HOPKINSON).

Cette onde reflechie se propage vers larriere et va croiser le reseau de fissuration radiales precedement form.

Partiquement dans les fissures et les ecartent (effet GRIFFITH etudie plus tra). La pression diminue. **[13]**

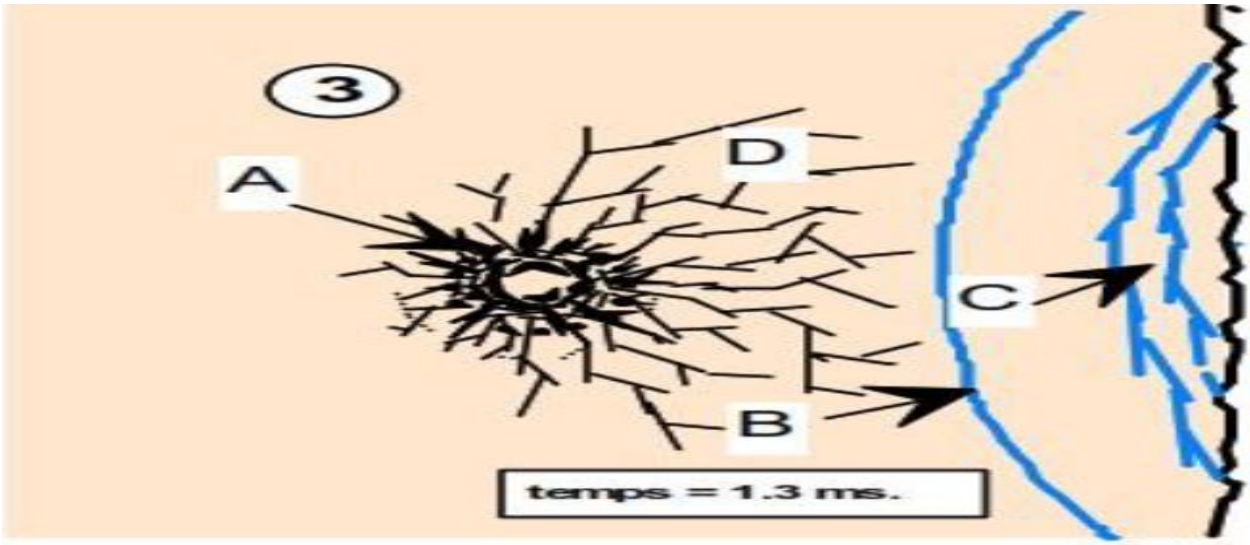


Figure VI. 10:Phase3 de la détonation

Phase4: temps t0+1.3ms

La roche est maintenant fragmentee par l'effet combine de la fracturation radial et de la fracturation reflechie.

Les gaz residuels propulesnt les materiaux hors de la cavite **[13]**

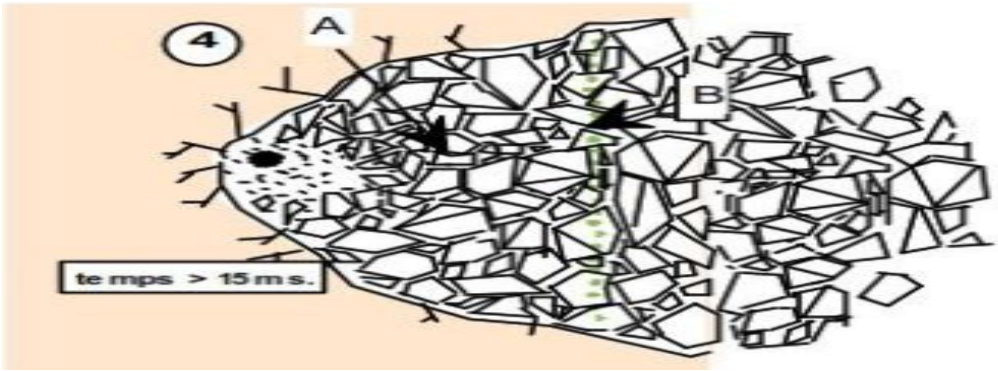


Figure VI. 11:Phase4 de la détonation [13]

VI.4 LES PARAMETRES ET PLAN DE TIR ORDINAIRE DANS LA MINE DE L'OUENZA

Le plan de tir sera élaboré à partir des résultats des essais préliminaires et après reconnaissance géologique du terrain. Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés. [16]

Dans le tableau au-dessous on trouvera les paramètres utilisés lors d'un tir ordinaire, les données ont été prises par l'ingénieur de la mine

La longueur du trou Ltr

Ltr= $\frac{Hg}{sin\beta} + Ls$ (VI.1)

Hg : hauteur de gradin

Hg = 15 m

β : angel d'inclinaison de trou(°)

β = 80°

Ls : Longueur de sou forag

Ls= Ks×D (VI.2)

Ks : coefficient tenat comptedes propretes des roch et d'inclinaison du trou

Ks=(10+15)

Ls=2

Ltr=17

Consommation spécifique « q »

La détermination de la consommation spécifique d'explosif théoriquement est terminée par la formule suivante :

$q = qet \times kex \times kf \times kd \times kc \times k$v $\times$; k$g/m3$ (VI.3)

Où :

qet : La consommation spécifique étalon, k$g/m3$

Kex : Coefficient de conversion

kf : Coefficient tenant compte l'influence de fissuration, $Kf = 1{,}2 \cdot lm + 0{,}2$

lm: dimension moyenne du bloc dans le massif.

kd: Coefficient qui tient compte la degré de fragmentation et Kd =0.5/ $dmoy$

$dmoy$: la démontions moyenne nécessaire du morceau de la roche fragmentée

kc : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge.

Kv : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif, dont : $Kr = \sqrt[3]{\frac{15}{H}}$

Ksd: Coefficient tenant compte du nombre de surfaces dégagées.

Dans ce plan, la consommation spécifique est donnée

$q = qet \times kex \times kf \times kd \times kc \times k\text{v} \times ksd = 0.5$ kg/$m3$

Ligne de moindre résistance « W »

$$W=\frac{\sqrt{0.5p^2+4\times m\times q\times Hg\times Ltr\times p}-0.75p}{2\times m\times qp\times Hg}\ ;\ \text{m}$$

P : capacité métrique Kg/m

$$P=785\times D^2\times \Delta \quad \textbf{(VI.4)}$$

D : diametre de trou

D= 165 mm

Δ: densite de l'explosif , kg/dm^3

Δ=(0.8+1.6 kg/dm^3)

Δ=0.925 kg/dm^3

m : coeffioient de rapprochement des trou

m =1.1

q : consommation spécifique d'explosif

Hg : Hauteur de gradin

Ltr : La longueur du trou

$$W=\frac{\sqrt{0.5p^2+4\times m\times q\times Hg\times Ltr\times p}-0.75p}{2\times m\times q\times Hg}=5.5\ \text{m}$$

La distance entre trou« a »

$a = m \times w\ ;\ (m)$ (VI.5)

a = 6 m

Distance entre deux rangées de trous « b »

b = a ; (m) (VI.6)

b = 6 m

La quantité d'explosif dans un trou « Qtr »

$Qtr = q \times a \times b \times Ltr$; $(kg/trou)$ (VI.7)

Qtr = 306 $/trou$

Longueur de la charge dans un trou « Lch »

Lch=$\frac{Qtr}{P}$ (VI.8)

Lch = 15.5 m

Volume à abattre par un trou « Vtr »

$Vtr = a \times b \times$Hg ; $(m3)$ (VI.9)

Vtr = 540 $m3$

Le nombre de trou dans un bloc à abattre « Ntr »

Ntr=50

Volume du bloc à abattre « Vbl »

Vbl =Ntr×Vtr $(m3)$ (VI.10)

V_{bl} = 27000 $m3$

La quantité d'explosif dans un bloc à abattre « $Qtot$ »

$Q_{tot} = Q_{tr} \times N_{tr}$; (kg) (VI.11)

Q_{tot} = 15300 kg

Rayon de sécurité « Rs »

Rs= $29\sqrt{\frac{\text{Qtot}}{N}}$ (m) (VI.12)

N : Est le nombre de détonation.

Rs=841.33 m

parameter	SYMBOLES	UNITÉS	MESURES
Masse volumique	γ	Kg/m	2.6
hauteur de gradin	Hg	m	15
angel d'inclinaison de trou	β	°	80
La longer du trou	Ltr	m	17
Longueur de sou forag	Ls	m	2
Consommation spécifique	q	Kg/dm^3	0.5
Ligne de moindre résistance	W	m	5.5
diamètre de trou	**D**	**mm**	**165**
densité de l'explosif	**Δ**	Kg/m^3	0.925
capacité métrique	P	Kg/m	19.76
La distance entre trou	a	m	6
Distance entre deux rangées de trous	b	m	6
Volume à abattre par un trou	Vtr	m^3	540
Le nombre de trou dans un bloc à abattre	Ntr	/	50
Le nombre de rangées	Nr	/	1
La quantité d'explosif dans un	Qtr	Kg/trou	306
Volume du bloc à abattre	**Vbl**	m^3	**27000**
La quantité d'explosif dans un bloc à abattre	**Qtot**	**Kg**	**15300**
Rayon de sécurité	**Rs**	**m**	**1035.5**

Tableau VI. 2: Paramètres de plan de tir ordinaire (utilisés).

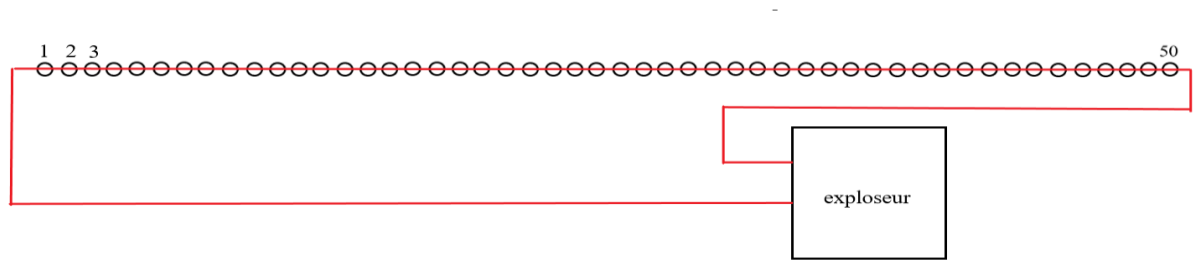


Figure VI. 12: Schéma de connexion et de mise à feu pour les tires Ordener.

1	**2**	**3**	**4**	**5**	**6**	**7**	**8**	**9**	**10**	**11**	**12**

Tableau VI. 3: les numéros des DMR dans les trous pour tir ordinaire.

25	**50**	**75**	**100**	**125**	**150**	**175**	**200**	**225**	**250**	**275**	**300**

Tableau VI. 4: le temps de détonation de chaque trou (ms) pour tir ordinaire.

Remarque :

Chaque DMR connecte enter 4 trou

paramètre	SYMBOLES	UNITÉS	MESURES
Masse volumique	γ	Kg/m	2.6
hauteur de gradin	Hg	m	15
angel d'inclinaison de trou	β	°	80
La longer du trou	Ltr	m	17
Longueur de sou forag	Ls	m	2
Consumation spécifique	q	Kg/dm^3	0.5
Ligne de moindre résistance	W	m	4
diamètre de trou	**D**	**mm**	**110**
densité de l'explosif	**Δ**	Kg/m^3	0.925
capacité métrique	P	Kg/m	8.78
La distance entre trou	a	m	4
Distance entre deux rangées de trous	b	m	4
Volume à abattre par un trou	**Vtr**	**m^3**	**240**
Le nombre de trou dans un bloc à abattre	Ntr	/	**150**
Le nombre de rangées	Nr	/	3
Longueur de la charge dans un trou	Lch	m	15.4
La quantité d'explosif dans un trou	Qtr	Kg/trou	136
Volume du bloc à abattre	**Vbl**	**m^3**	**36000**
La quantité d'explosif dans un bloc à abattre	**Qtot**	**Kg**	**20400**
Rayon de sécurité	**Rs**	**m**	**1195.70**

Tableau VI. 5: Paramètres de plan de tir ordinaire (ne pas accepte).



Figure VI. 13: Tas des roches abattus et Les effets arrieres

VI.4.1 Bloc hors gabarit

Paramètre	Symbole	Valeur	Unité
Dimension moyenne d'un bloc hors gabarit	V_{Hg}	27 20	m^3
Nombre de blocs hors gabarit	N_{Hg}	40 75	/
Volume total du bloc hors gabarit	V_{tHg}	2580	m^3

Tableau VI. 6: Paramètre du bloc hors gabarit



Figure VI. 14: les roches hors gabarit pour le tir ordinaire

Calculer Y (%), le taux des roches hors gabarit pour le tir ordinaire :

27000 ⟶ 100%

2580 ⟶ Y

Y = 9.55 %

VI.4.2 Projection de roches abattues avec tir ordinaire



Figure VI. 15: Projection de roches abattues avec tir ordinaire

LES PROBLEMES QUI EXISTENT DANS LA MINE DE L'OUENZA :

- Les tirs dans la mine de l'Ouenza cause de vibration et bruit et la poussière qui a un effet négatif sur la population et les construction

- La production annuelle n'est pas suffisante pour rencontrer la demande

- Mauvaise résultats de tir (mauvaise projection et hors gabarit)

- Les cout d'exploitation sont élève

CHAPITRE VII
TIR SEQUENTIEL

INTRODUCTION

D’après Mémento, le terme de "tir séquentiel" désigne tout schéma de tir mettant en œuvre des techniques d'amorçage destinées à affecter à chaque charge explosive sa propre temps de détonation, en optimisant le tir du point de vue de l’efficacité et du respect de l’environnement **[15]**.

L’utilisation de la technologie de la mise à feu (exploseur séquentiel), permet de réduire les coûts par rapport à un tir ordinaire, c’est la raison pour laquelle on a fait une étude comparative entre les deux tirs (ordinaire, séquentiel), afin de voir la différence entre les deux résultats de tir (blocs hors gabarit, vibration, projection arrière, tas de roche abattus, les dépenses). **[15]**.

VII.1 INFORMATION GENERALES

Les exploseurs séquentiels sont des machines modernes et conviviales dotées de programmation de chronométrage qui répondent aux besoins spécifiques des opérations de tir.

Grâce aux exploseurs séquentiels, le boutefeu peut utiliser une seule machine à circuit unique pour déclencher de nombreux détonateurs à intensité moyenne. Les exploseurs séquentiels électriques permettent l'initiation de plusieurs lignes de détonateurs électriques avec une séquence à pas fixe ou variable entre le départ de chaque ligne, ce qui empêche l'accumulation de charges.

En outre, les exploseurs séquentiels peuvent également être utilisés pour contrôler des lignes mixtes combinant des détonateurs électriques et non électriques (TCOC). [14]

VII.2 PRESENTATION DE L'EXPLOSEUR SEQUENTIEL

L'exploseur **BM 175 FK 10PT** utilisé par LAFARGE est un exploseur séquentiel électrique permettant la mise à feu séquencée de 10 lignes de tir, espacées entre elles d'un délai

Fixe ou variable, réglable par pas de 1 milliseconde, il offre ainsi la possibilité d'augmenter le nombre de charges mises à feu en respectant les contraintes d'environnement. L'emploi de cet équipement nécessite une formation complémentaire au CPT [14]

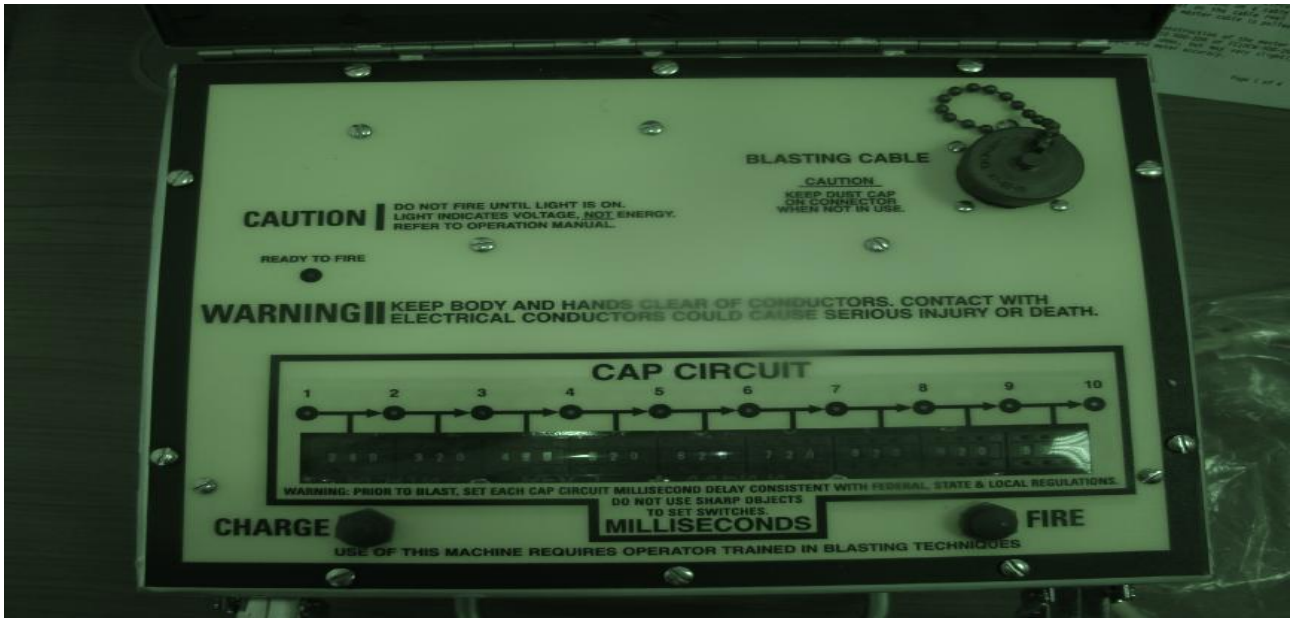


Figure VII. 1 : L'exploseur séquentiel série BM175-10pt [14].

Principe

- L'impulsion est envoyée successivement dans 10 lignes avec un pas de temps prédéfini.
- Chaque ligne de détonateur en série
- Les détonateurs d'une même ligne sont initiés en même temps.
- Chaque ligne est initiée avec un décalage. (Contrôle de chaque ligne à l'ohm-mètre indépendamment)
- 8 ms entre dates (non cumul de Qi)
- 17 ms entre lignes et entre trous voisins (limiter les désensibilisations dyn) [14]

Objectifs

L'objectif essentiel de l'exploseur séquentiel a été établit :

- Améliorer la fragmentation des roches abattues
- La réduction des effets secondaire de tir que la
  - ✓ La projection des pierres
  - ✓ Le tas de roches abattues
  - ✓ Les vibrations et les ondes sismiques
- Les charges liées à l'abattage secondaire (BLOC HORS GABARIT) [14]

VII.3 CARACTERISTIQUE DE L'EXPLOSEUR SEQUENTIEL

1. Permet d'amorcer des explosions plus importantes tout en respectant des règlements de dynamitage rigoureux.

2. Aide à contrôles les vibrations et le bruit.

3. Améliore la fragmentation grâce à un dynamitage précis ou amélioré.

4. Chois de tout intervalle ms de 1 ms à 999ms par incrément de 1ms. La synchronisation en microsecondes est disponible sur commande spéciale.

5. Modèles à distance disponibles.

6. Le maître permet d'ajouter des unités asservies à 10 circuits si nécessaire.

7. Faible. L'exploseur ne se déclenchera pas ou ne se déchargera pas tant qu'il n'aura pas été complètement chargé à la tension nominale.

8. Construction robuste pour une durée de vie prolongée.

9. Boitier robuste en acier inoxydable résistant à l'eau et la corrosion.

10. Les circuits à semi-conducteur assurent une excellente fiabilité durée de vie.

11. Les circuits composés en température facilitent le fonctionnement par temps froids. [14]

Alimentation	Batteries rechargeables (FKN) ou piles alcalines étanches (FK)
Autonomie	Tirs (batteries) ou environ 50 tirs (Piles)
Dimensions (mm) L x l x H	171 x 317 x 298
Poids (kg)	Avec batteries : 9 kg Avec piles : 4 kg
Agrément ou certification	MA N°92 / 02
Type de détonateurs	Moyenne intensité
Tension nominal (volts)	450
Nombre de circuits	10
Capacité totale (microfarads)	100
Débit d'énergie par circuit (joules)	10
Résistance limite (ohms)	/
Détonateurs MI	175
Détonateur HI	Interdit

Tableau VII. 1: Caractéristiques générales de l'exploseur séquentiel BM 175 FK 10PT [14].

Description

L'exploseur séquentiel à pas variable est équipé de 10 condensateurs qui sont chargés par un kit de batteries internes rechargeables ou alcalines. [14]

Chaque circuit de l'exploseur séquentiel à pas variable est associé à un condensateur et par conséquent à une ligne de tir. Le panneau de contrôle permet de régler individuellement le délai de décharge dans chacun des 10 circuits, avec une plage de retard de 5 à 999 ms, par pas de 1 ms entre deux circuits.

L'exploseur séquentiel est constitué d'un boîtier en acier inoxydable pouvant être verrouillé avec un cadenas. Le panneau de contrôle est situé sur le dessus du boîtier et comprend les éléments suivants [14] :

- Neuf (9) ensembles de boutons poussoirs pour régler des délais (les retards) entre lignes.

- Une prise de sortie pour le branchement du câble de tir.

- Une clé de contact pour autoriser la mise en charge des condensateurs.

- Un bouton poussoir pour la charge des condensateurs.

- Un voyant « Prêt à tirer ».

- Un bouton poussoir pour la mise à feu « Tir ».

- Dix voyants pour contrôle de la bonne marche de chaque circuit.

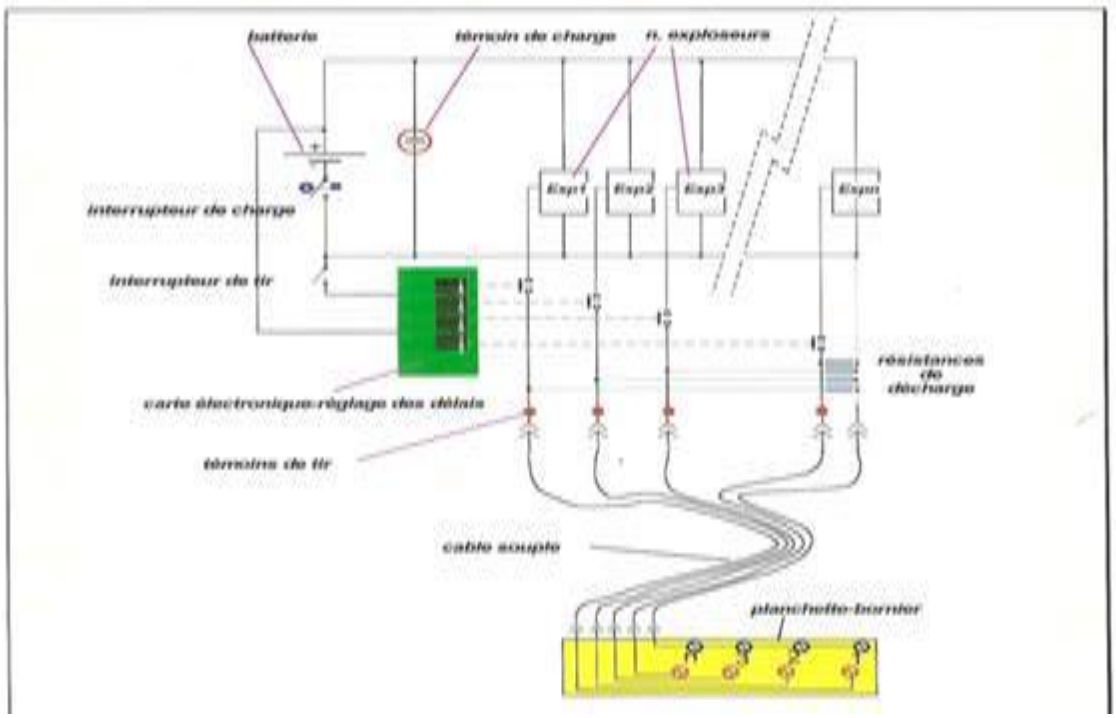


Figure VII. 2 : schéma de principe de l'exploseur séquentiel [14]

VII.4 PLANCHETTE DE TIR

Le borner TB15 est un circuit imprimé compact, léger, robuste et durable doté de 10 paires de bornes de raccordement permettant de connecter jusqu'à 10 circuits. Le borner est également équipé d'une prise permettant de connecter des câbles d'extension [14]

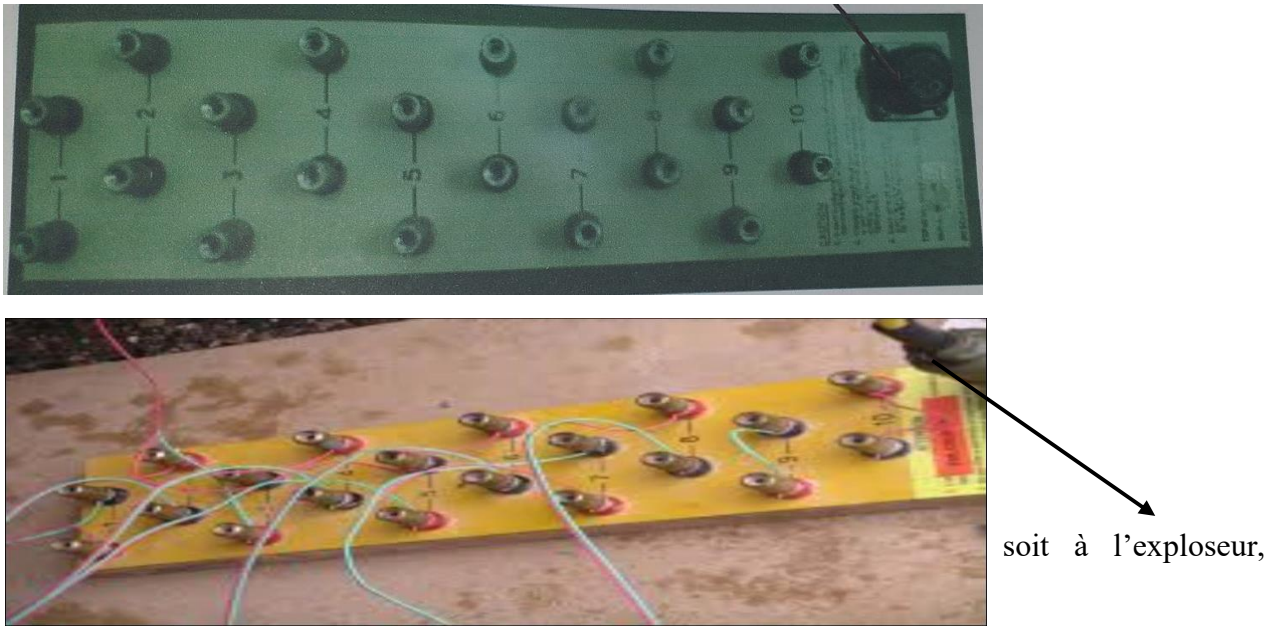


Figure VII. 3: planchette de tir [14]

soit à l'exploseur, ou au commutateur

VII.5 PROCEDURE GENERALE DE FONCTIONNEMENT DE L'EXPLOSEUR SEQUENTIEL

1) Effectuer le test fonctionnel (y compris la mesure d'énergie produite) avant d'amener l'exploseur sur le site de dynamitage.

2) Se procurer les recommandations de mise à feu des détonateurs électrique auprès du fournisseur. Vérifier les calculs effectués pour les circuits de dynamitage avant de raccorder à l'exploseur.

3) Régler la synchronisation voulue sur chacun des commutateurs de temporisation à trois chiffres.

4) Raccorder les câbles du détonateur électrique au bornier. Les détonateurs électriques de chaque circuit devront être câblés en circuit monté en série simple (les circuits montés en séries parallèles ne sont pas autorisés).

5) Le bornier sera raccordé au câble d'extension. S'assurer que le câble d'extension soit correctement shunté à l'enrouleur de câble.

6) S'assurer que tout le personnel se soit rendu à un endroit protégé.

7) Vérifier la conductivité ainsi que la résistance du circuit de détonateurs électriques (y compris le câble) en se servant de l'ohmmètre d'exploseur B01999-10 ou d'un commutateur.

8) Après vérification des circuits, shunter le câble d'extension en insérant la prise du câble dans la prise shuntée de l'enrouleur de câble.

9) Vérifier que les commutateurs de synchronisation en millisecondes soient bien réglés sur les valeurs de temporisation voulues.

10) Retirer la prise de la prise shuntée de l'enrouleur de câble et insérer la prise du câble de dynamitage sur l'exploseur.

11) Appuyer sur le commutateur de charge et tenir celui-ci enfoncer. L'indicateur prêt à mis à feu se mettre ensuite à briller lorsque les condensateurs auront atteint la charge voulue.

12) Lorsque l'indicateur prêt pour mise à feu brille, continuer de maintenir le commutateur de charge vers le bas et appuyer fermement sur le commutateur de mise à feu. Maintenir les deux interrupteurs vers le bas jusqu'à ce que la séquence de mise à feu soit terminée.

13) Une fois les séquences de mise à feu terminées, attendre 5 secondes et relâcher ensuite les 2 commutateurs.

14) Déconnecter et shunter le câble de dynamitage.

15) L'opérateur devra assurer l'appareil après l'usage. [14]

VII.6 AVANTAGES DES EXPLOSEURS SEQUENTIELS

L'exploseur séquentiel présente un intérêt majeur en permettant à l'utilisateur de générer des retards personnalisés, choisis arbitrairement. Il peut être utilisé pour tous les types de tirs classiques, mais est particulièrement utile pour la réalisation d'amorçages séquentiels. De plus, l'utilisateur peut choisir librement d'utiliser une seule ligne ou toutes les 10 lignes de l'exploseur, ce qui offre une grande flexibilité et s'adapte aux besoins spécifiques de chaque opération de tir. [14]

L'utilisation des exploseurs séquentiels Permettrait :

- Abattre un grand volume de roche
- Sécurité de mise en œuvre
- Maîtrise temporelle de tous les départs des charges explosives
- Réduction des vibrations par lissage des pointes vibratoires.
- Excellent résulta de tire. [14]

VII.7 SECURITE D'UTILISATION

Pour assurer la sécurité lors de l'utilisation de l'exploseur séquentiel, un mécanisme de sécurité actif exige que l'opérateur maintienne le bouton de charge enfoncé pendant toute la durée de la charge et de la séquence de tir.

De plus, une sécurité complémentaire permet d'arrêter la séquence de tir en cas de risque de raté, en détectant une intensité de courant de décharge insuffisante pendant un intervalle de temps donné.

Cette double sécurité contribue à minimiser les risques d'accidents lors des opérations de tir. [14]

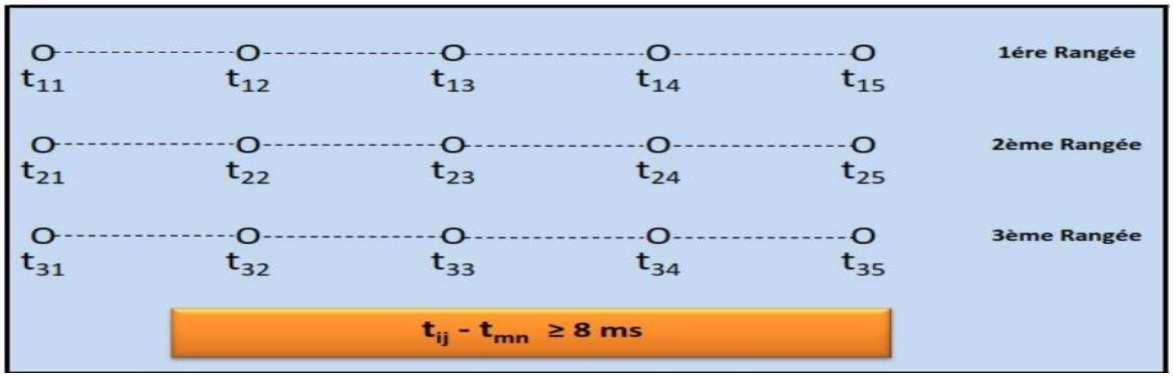
Remarque :

Ainsi, il convient de noter qu'une règle spéciale s'applique à l'utilisation de cet appareil dans les excavations souterraines, concernant l'intervalle de retards pour assurer le respect de la résistance électrique admissible par ligne.

VII.8 LES REGLES DE TIR SEQUENTIEL

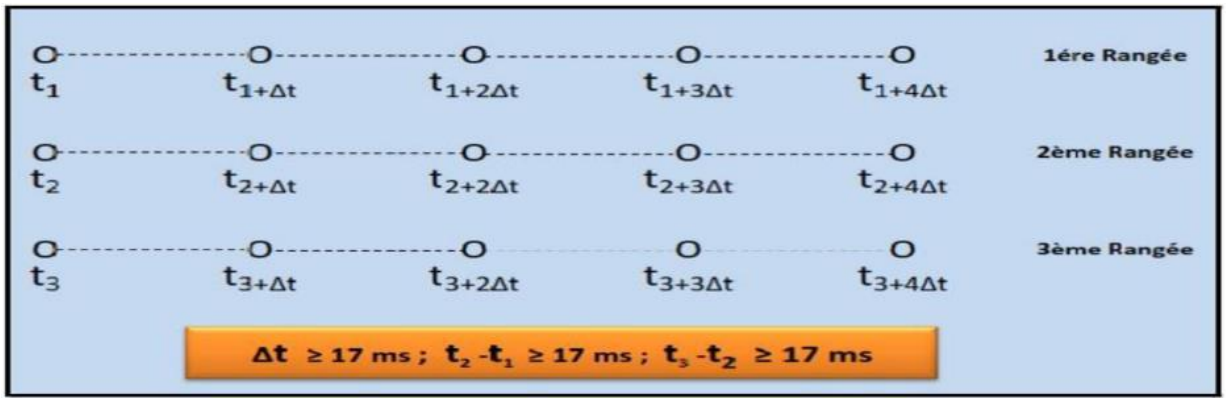
Règle n° :01

La différence des dates (temps) de mise à feu de toutes les charges prise deux à deux ne doit pas être inférieure à 8ms. tij - tmn > 8 ms[14]



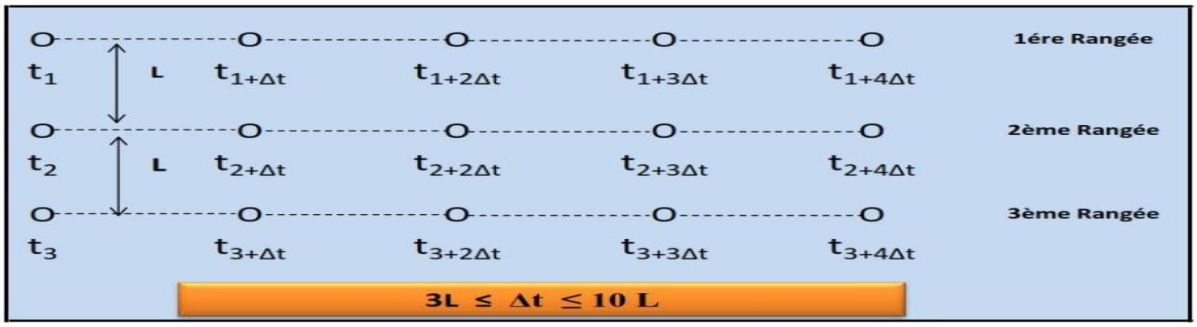
Règle n°: 02

La différence des dates (temps) de détonation de deux charges contiguës ne doit pas être inférieure à 17ms. $\Delta t > 17$ms ; $t_2 - t_1 > 17$ms ; $t_3 - t_2 > 17$ms[14]



Règle n° : 03

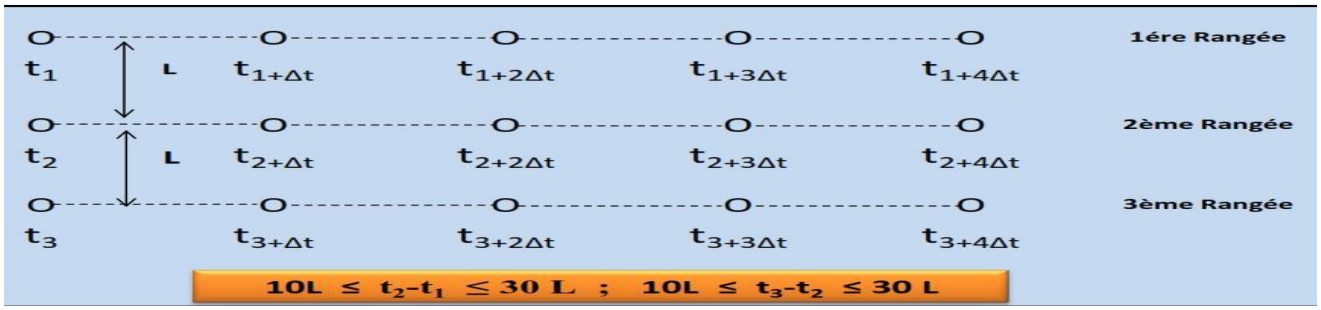
L'intervalle entre les dates (temps) de détonation de deux charges d'une même rangée être compris entre 3 et 10ms par mètre de banquette selon le comportement de massif. $3L < \Delta t < 10L$ [14]



Règle n° : 04

L'intervalle entre les dates (temps) de détonation de deux charges contiguës de deux rangées successives doit être compris entre 10 et 30ms par mètre de banquette selon le comportement de massif. [14]

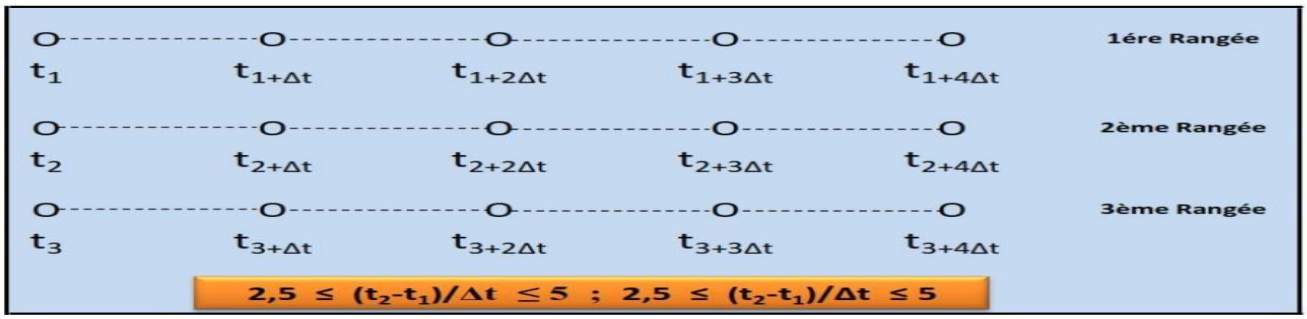
$10L < t_2 - t_1 < 30L$; $10L < t_3 - t_2 < 30L$



Règle n° : 05

Le rapport entre les différences des dates (temps) de détonation de rangée successives et les dates (temps) de détonation des trous de même rangée doit être compris entre 2,5 et 5. [14]

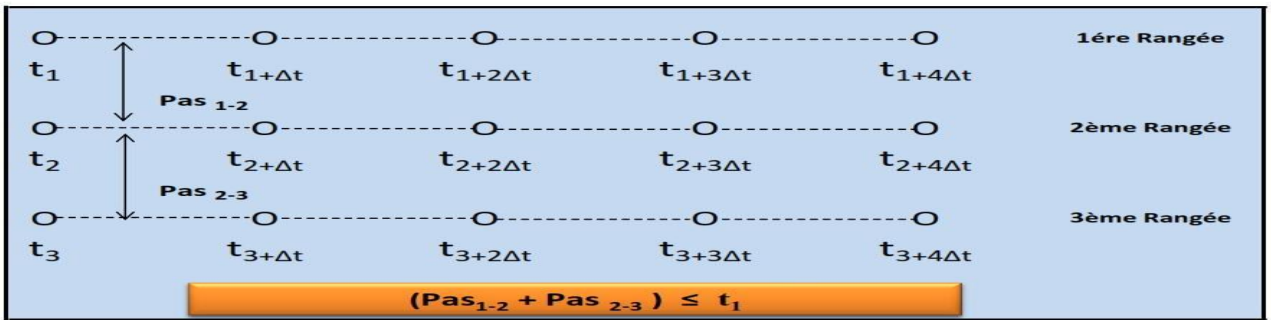
$2{,}5 < (t_2 - t_1) / \Delta t < 5$; $2{,}5 < (t_3 - t_2) / \Delta t < 5$



Règle n° : 06

La date (temps) d'initiation de toutes les rangées doit être inférieure à la dates (temps) de détonation du premier trou. [14]

$(Pas_{1_2} + Pas_{2_3}) < t_1$



VII.9 LES TYPE DE SCHEMA DE CONNEXION ET DE MISE A FEU DANS LES TIRS SEQUENTIEL

Les Schéma de connexion et de mise de tirs séquentiels dans les mines à ciel ouvert sont une méthode de fragmentation des roches qui implique le forage et le tir de zones spécifiques de la mine en séquence.

Voici quelques-unes des techniques de tirs séquentiels les plus courantes utilisées dans les mines à ciel ouvert :

Tir en rangée

Cette technique implique le forage et le tir de rangées de trous de mine dans une séquence spécifique pour créer une ligne de front uniforme. Cette méthode est souvent utilisée pour les bancs supérieurs d'une mine à ciel ouvert

. Tir en éventail

Cette technique implique le forage et le tir de trous de mine en éventail à partir d'un point central. Cette méthode est souvent utilisée pour les bancs inférieurs d'une mine à ciel ouvert.

Tir en escalier

Cette technique implique le forage et le tir de trous de mine dans une séquence spécifique pour créer une ligne de front en escalier. Cette méthode est souvent cette méthode est souvent utilisée pour les bancs intermédiaires d'une mine à ciel ouvert.

Tir en V

Cette technique implique le forage et le tir de trous de mine en forme de V pour créer une ligne de front en forme de V. Cette méthode est souvent utilisée pour les bancs supérieurs d'une mine à ciel ouvert.

VII.10 PROPOSITION UN PLAN DE TIR SEQUENTIEL

parameter	SYMBOLES	UNITÉS	MESURES
Masse volumique	γ	Kg/m	2.6
hauteur de gradin	Hg	m	15
angel d'inclinaison de trou	β	°	80
La longer du trou	Ltr	m	17
Longueur de sou forag	Ls	m	2
Consommation spécifique	q	Kg/dm^3	0.5
Ligne de moindre résistance	W	m	5.5
diamètre de trou	D	mm	165
densité de l'explosif	**Δ**	Kg/m^3	0.925
capacité métrique	P	Kg/m	19.76
La distance entre trou	a	m	6
Distance entre deux rangées de trous	b	m	6
Volume à abattre par un trou	Vtr	m^3	540
Le nombre de trou dans un bloc à abattre	Ntr	/	150
Le nomber de rangées	Nr	/	1
La quantité d'explosif dans un	Qtr	Kg/trou	306
Volume du bloc à abattre	**Vbl**	$\boldsymbol{m^3}$	**81000**
La quantité d'explosif dans un bloc à abattre	**Qtot**	**Kg**	**45900**
Rayon de sécurité	**Rs**	**m**	**507.30**

Tableau VII. 2: plan de tir séquentiel avec diamètre de trou 165 mm

parameter	SYMBOLES	UNITÉS	
Masse volumique	γ	Kg/m	2.6
hauteur de gradin	Hg	m	15
angel d'inclinaison de trou	β	°	80
La longer du trou	Ltr	m	17
Longueur de sou forag	Ls	m	2
Consommation spécifique	q	Kg/dm^3	0.5
Ligne de moindre résistance	W	m	4
diameter de trou	D	mm	110
densité de l'explosif	**Δ**	Kg/m^3	0.925
capacité métrique	P	Kg/m	8.78
La distance entre trou	a	m	4
Distance entre deux rangées de trous	b	m	4
Volume à abattre par un trou	Vtr	m^3	240
Le nombre de trou dans un bloc à abattre	Ntr	/	**150**
Le nomber de rangées	Nr	/	3
Longueur de la charge dans un trou	Lch	m	15.4
La quantité d'explosif dans un trou	Qtr	Kg/trou	136
Volume du bloc à abattre	**Vbl**	$\boldsymbol{m^3}$	**36000**
La quantité d'explosif dans un bloc à abattre	**Qtot**	**Kg**	**20400**
Rayon de sécurité	**Rs**	**m**	**338.19**

Tableau VII. 3: plan de tir séquentiel avec diamètre de trou 110 mm

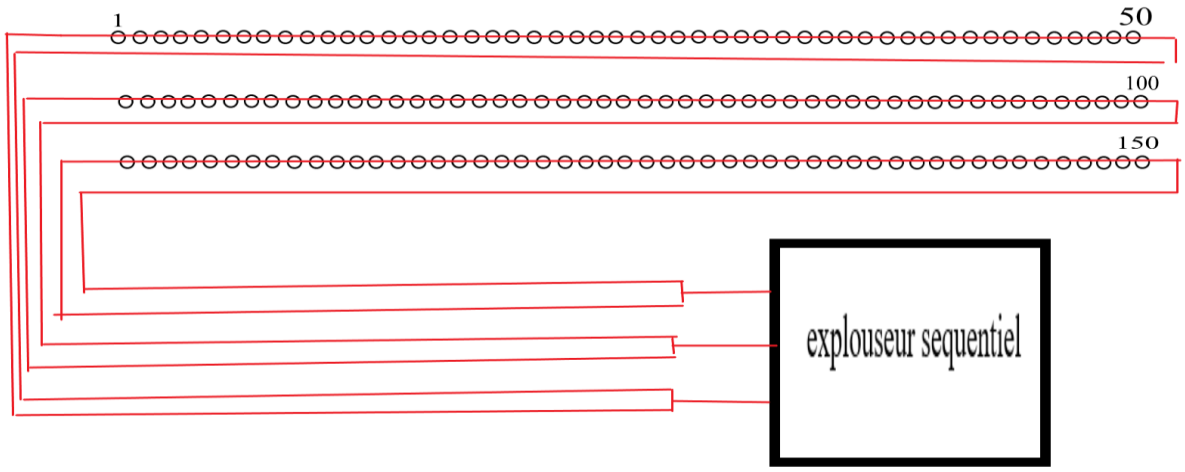


Figure VII. 4: Schéma de connexion et de mise à feu et l'ordre de détonation des trous.

Remarque : le temps de détonation de chaque trou 25 ms et le Détonateurs utilisateur est **D.E.I** 150 unités (**Détonateurs Electriques Instantanés)**

VII.11 TAS ABATTUS ET PROJECTION DE ROCHES ABATTUES AVEC TIR SEQUENTIEL

Un exemple de Tas abattus et Projection de roches abattues avec tir séquentiel



Figure VII. 5: avant tir séquentiel [14]



Figure VII. 6: après tir séquentiel [14]

VII.12 VIBRATION ET ONDES SISMIQUE

La technique d'extraction en carrière par l'abattage à l'explosif requiert un grand nombre de tirs de mines. Au fil des années, les avancées technologiques dans ce domaine, en particulier avec le tir séquentiel, ont permis de réduire les nuisances, notamment les vibrations sismiques générées par les charges explosives utilisées lors de ces tirs. [17]

Effectivement, lors de la détonation d'un explosif en carrière, une onde de choc est générée et se propage dans le sous-sol, engendrant des vibrations sismiques. Ces vibrations peuvent avoir des conséquences plus ou moins importantes sur l'environnement proche de la carrière, notamment sur les constructions et le bien-être des riverains. C'est pourquoi l'utilisation de techniques d'abattage plus récentes, telles que le tir séquentiel, permettent de réduire ces nuisances. [17]

Un exemple de la différence de vibrations entre la tire ordinaire et séquentielle

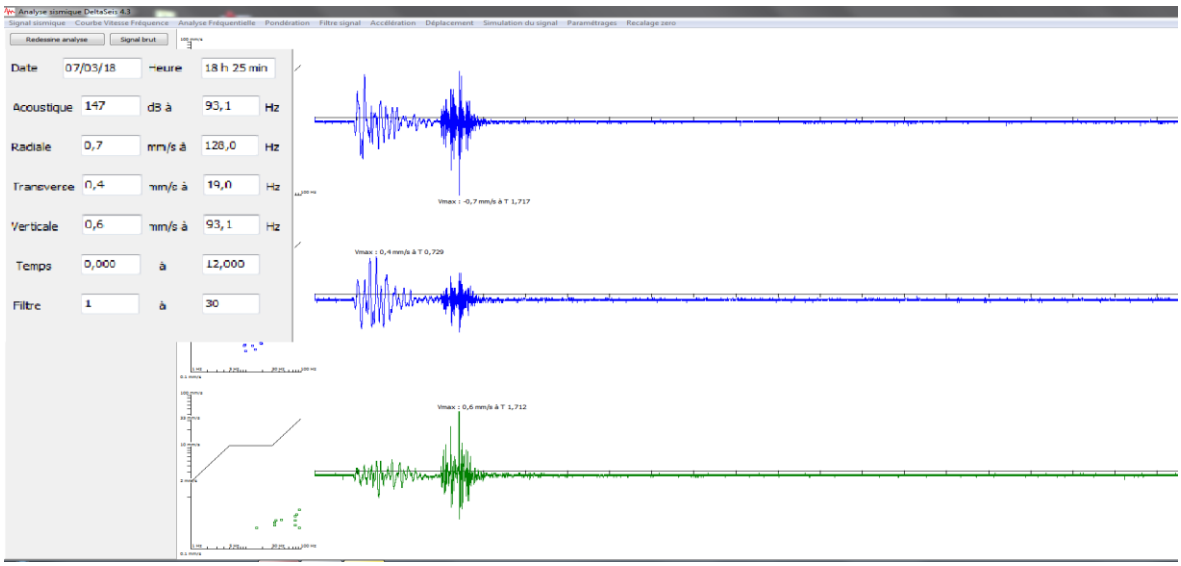


Figure VII. 7: Fichier d'onde sismique de tir séquentiel. [17]

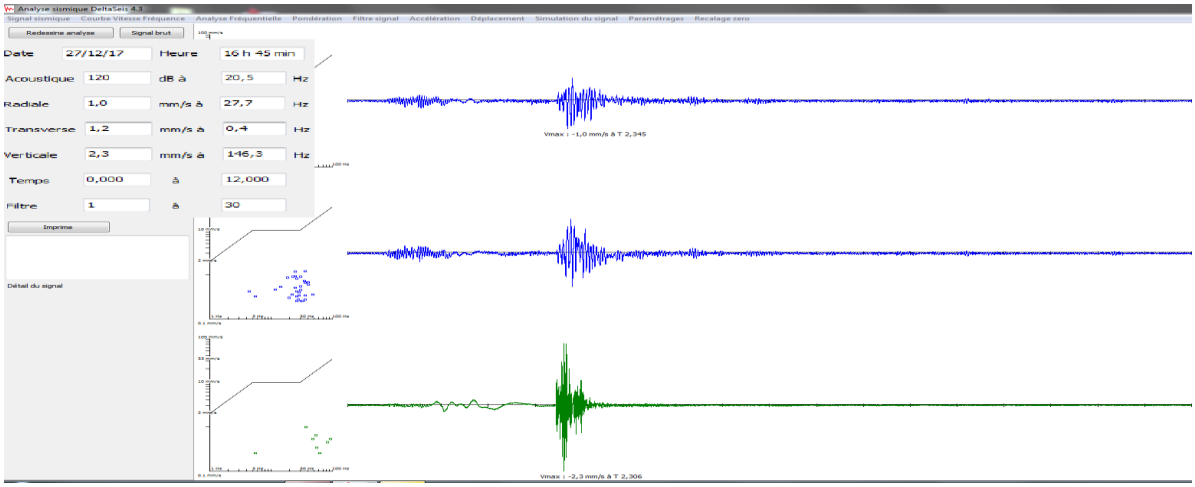


Figure VII. 8: Fichier d'onde sismique de tir ordinaire. [17]

Interprétation

A partir de l'évaluation des résultats faites par LAFARGE, qui a était établit par le logiciel d'analyse sismique DELTA-SEIS 4.3, on trouve dans la Figure III.2 qui représente l'analyse sismique par tir séquentiel que le niveau de pression acoustique dépasse la norme 147 dB (la pression limitée par 125 dB), avec une vitesse maximale de vibration selon les trois axes (radial, transversal, vertical) de (0,20 mm/s) reste très loin sous les valeurs règlementaire (10 mm/s), donc une faible probabilité des dommages, et une fréquence de coupure (auscultation) dans le seuil normal (les fréquences usuelle sont de 10 Hz et 100 Hz) [17]

Par contre dans le tir ordinaire Figure III.3, le niveau de pression acoustique est dans la norme 120 dB, avec une vitesse maximale de vibration selon les trois axes et de (4,5 mm/s) reste sous les valeurs règlementaire (10 mm/s), et une fréquence de coupure (auscultation) dans le seuil normal (les fréquences usuelles sont de 10 Hz et 100 Hz). [17]

CONCLUSION GENERALE

Au terme de notre projet de fin d'études :" L'évolution des tirs séquentiels dans la mine de l'Ouenza ", nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

À la lumière de l'étude au sommet, le tir séquentiel permet d'abord de contrôler plusieurs détonateurs séparément, et réduit également la montée des poussières, du bruit et des ondes vibratoires, et tout cela est détaillé dans notre travail et augmente la productivité à 3 fois et réduit les vibrations de la moitié ou moins

REFERENCES BIBLIOGRAPHIQUES

[1] RAPPORT GEOLOGIQUE [2022], "RAPPORT GEOLOGIQUE ", actualise et réalisé par l'expert de miné

[2] PLAN DE DÉVELOPPEMENT ET D'EXPLOITATION DE LA MINE DE L'OUANZA, actualise et réalisé par l'expert de la miné de l'Ouenza

[3] : METHODE D'EXPLOITATION ANISTRATON .principe de l'exploitation à ciel ouvert .édition universités. Annaba. **[1970]**

[4] Cours d'exploitation à ciel ouvert .Université Abderrahmane mira Bejaia.

[5] : HERRMANN K. ; [1971] " Précis de forage des roches ". Edition DUNOD Paris.

[6] : BOUDJELLAL H. BOUKLOUHA H.;[2015] "Optimisation des paramètres d'abattage à l'explosif pour améliorer les résultats de tir (carrière Chouf-Amar) **".** Mémoire de fin d'études de l'ECOLE NATIONALE SUPERIEURE DES MINES ET METALLURGIE

[7]: CATERPILLAR PERFORMANCE HANDBOOK EDITION 33; Wheel Loaders Integrated Tool carriers.

[8] : KOVALENKO V. ; [1986] " exploitation des carrières" OPU.

[9] : MISSOUM SOUFIANE, L'optimisation des travaux d'abattage par l'utilisation de tir séquentiel dans les conditions de la carrière DJEBEL NFOUS-MASCARA, projet de fin d'étude en master Contrôle des terrains avancés, Génie minier, présenté à ENSMM d'Annaba, Octobre 2016.

[10] : GHARBI KOUIDER, L'adaptation du plan de tir à la blocométrie : Un enjeu capital pour un haut rendement minier, projet d'ingénieur présenté à l'ENP d'Alger, 2007.

[11] : O.N.E.X., Guide technique des explosifs et accessoires de tir.

[12] : NITRO BICKFORD, (Organisme de formation enregistré sous le n° 11.75.00.68.8.75).

[13] : CECILE C. ; [2011] " Analyse et optimisation des pratiques d'abattage a l'explosif dans une carrière de granulats ". L'école des mines de Paris.

[14] : NITRO BICKFORD, (Organisme de formation enregistré sous le n°11.75.00.68.8.75).

[15] : MEMENTO DES MINES ET CARRIERE, Aide-mémoire de l'exploitant, 622/15. 1997.

[16] : V. RJEVESKY, Processus des travaux miniers à ciel ouvert, NEDRA, Moscou, 1978.

[17] **MEGUEDDEM MOUSSAB ET GUETTAL NASSIM ABDELDJALIL 28 / 06 / 2018** : Étude comparative entre le tir séquentiel et le tir ordinaire (à microretard) Cas étudié (carrière d'EL GUETAIA – W. B.B.A.)

ملخص

الهدف الرئيسي من هته الدراسة :

اولا الحفاظ على الامان و تقليل من الاهتزازات و الغازات

ثانيا رفع انتاج المنجم

ثالثا الحصول على نتيجة جيدة من الرمي من حيث التفتت و رفع الكمية

يعني ان الرمي التسلسلي افضل بكثير من الرمي العادي من حيث الامان و التقنية و لاقتصاد

الكلمات المفتاحية :

ونزة ,تطوير ,منجم, حديد, تفتيت, صخور, اهتزازات, متفجرات, تسلسلي, عادي, الامن

Résumé:

L'objectif principal de cette étude :

Premièrement, pour maintenir la sécurité et réduire les vibrations et les gaz

Deuxièmement, augmenter la production de la mine

Troisièmement, obtenir un bon résultat du lancer en termes de fragmentation et d'augmentation de la quantité

Cela signifie que le lancer séquentiel est bien meilleur que le lancer régulier en termes de sécurité, de technique et d'économie

Mots-clés

Mine, fer, fragmentation, Roch, vibrations, ’explosif, séquentiel, ordinaire, Security

Abstract:

The main objective of this study:

First, to maintain safety and reduce vibration and gas

Second, increase mine production

Third, get a good result of throwing in terms of fragmentation and increasing the amount

This means that sequential throwing is much better than regular throwing in terms of safety, technique and economy.

Key-words:

Mine, Iron, Fragmentation, Rock, Vibrations, Explosive, Sequential, Ordinary, Security