



République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique



Université Kasdi Merbah Ouargla
Faculté des Hydrocarbures des Energies Renouvelables et des Sciences de la terre et de l'Univers
Département des Sciences de la terre et de l'Univers

Thèse

En vue de l'obtention du diplôme de

Doctorat en Sciences

Spécialité : « Géologie »

Présentée par

Mme Kamli Ouarda

Influence du tir à l'explosif sur la stabilité des terrains, Cas de la mine
de Fer de Boukhadra (Tébessa)

Soutenue le : 07/04/2019 ; devant le jury composé de :

Président	Zeddouri Aziz	Pr	Université Ouargla
Pomoteur	Boutaleb Abdelhak	Pr	USTHB Babezouar
Co-Promoteur	HACINI Messaoud	Pr	Université Ouargla
Examineur	Djouama Mohamed Cherif	Dr	Université Annaba
Examineur	Yahyaoui Sami	Dr	ENP Alger
Examineur	Leghrib Youcef	Dr	Université Ouargla

Dédicaces

À la mémoire de ma grande mère- faites qu'elle repose en paix et tous les notre
À mon modèle La Meilleure des Femmes et Taj Arrass- Ma Tendre Mère Akila

Aux lumières de ma vie jusqu'à la fin :

Le Meilleur des Enfants et desFils-MonCœur qui bat Sid Ali ;

Le Meilleur et le plus noble des Homme- MyTwin soul etMon Amour éternel
Malik ainsi que sa Chère Famille ;

MonTrès Chère, noble et précieuxPère Hamid ;

Mes Douces, Uniques et Exceptionnelles Sœurs Nadjoua, Fatima et Kenza

Ainsi qu'à leurs familles, nos petits Cœurs-les Belles Princesses : Dolli, Merry,
Touka, Sajou et le Sage Prince Mouh(qu'Allah les gardent tous) ;

Mon Aimable Beau-frère Zakaria ;

Mon chère Frère le Spéciale toujours Fathi ;

À Ma ChèreTente Safia et à chaque membre de son honorable Famille.

Je dédie affectueusement ma thèse que je n'aurai jamais pu finaliser sans la
présence et le soutien de chaque un d'entre eux.

OUARDA.

Remerciements

En premier, je tiens à exprimer mes profonds remerciements respectivement, à mon directeur et à mon co-directeur de thèse, Pr. Abdelhak Boutaleb et Pr. Messaoud Hacini, d'autant pour leur encadrement que pour leur généreux accueil au sein de l'honorable Université de Ouargla et de l'USTHB, un accueil sans lequel jamais je ne serais parvenu à ce stade et jamais ce travail de thèse n'aurait vu le jour.

Je tiens aussi à humblement présenter ma sincère et profonde gratitude respectivement à : Mr. Aziz Zeddouri Professeur à l'université de Ouargla afin de le remercier d'avoir bien voulu nous faire l'honneur de présider ce jury malgré ces préoccupations, et à Mr Youcef Leghrib docteur à l'université de Ouargla toujours que je ne remerciais jamais suffisamment d'avoir gentiment accepté d'examiner ce travail.

Mes vifs remerciements se dirigent sans doute à Mr. Mohamed Cherif Djouama chef du département des mines de l'université de Annaba qui m'a non seulement pris en charge dans les moments les plus critiques et m'a guidé par le billet de ses précieux conseils scientifiques, sa générosité et sa disponibilité en particulier pour la traduction et l'envoi de la publication, mais pour avoir de plus accepté de nous faire l'honneur d'être examinateur. Et pour autant, mes profonds respects s'expriment envers Mr Sami Yahyaoui docteur de l'ENP d'Alger que je ne remerciais non plus assez d'avoir accepté sans la moindre hésitation d'examiner ce travail malgré ces circonstances.

Je remercie vivement et du fond du Cœur, le personnel de la Mine de Boukhadra, Tous sans aucune exception pour leur réception, esprit d'équipe et générosité concernant l'approvisionnement en données et informations et surtout lors du déroulement de nos essais.

Une grande aide me fut décernée lors de la réalisation de mon travail, une précieuse aide d'autant morale que sur le plan technique m'ayant économisé le temps et les efforts, mais surtout m'ayant permis d'apprendre beaucoup et d'avancer plus efficacement et plaisamment. J'en dois les chaleureux remerciements :

A la très chère kenza Kamli- physicienne d'excellence ainsi que son époux le chère grand physicien Zakaria Hadeff ; Au très chère Malik (Mr. Abdelmalek Azzi)- un mathématicien, électrotechnicien et programmeur d'excellence ; A Mr. Djellali Adel- brillant géotechnicien.

Je remercie de tout cœur tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin, même par un mot d'encouragement ou par le plus petit geste- à mes yeux était colossal ; je remercie donc :

Mr R. Keciched, Khadra, Mr Belaksieur, Mr Y. Leghrib, Mr Dobby, ainsi que tout le personnel de notre faculté et de l'université d'Ouargla.

Enfin, je réserve mes remerciements les plus sincères et aimants à ma famille, à ma belle-famille : (à mon fils, à mes chères parents, à mes sœurs et leurs enfants, à mes frères et leurs enfants, à ma tante et à sa famille) et (à toute la noble lignée des hommes Malik, à ta chère mère et à ton chère frère).

A Tous Merci.

ملخص

العديد من المشاكل المتعلقة باستقرار منحدر جبل بوخضرة قد تمت مقابلتها خلال تقدم اعمال الاستغلال لمنجم بوخضرة للحديد. مما يعرقل بصورة جدية العمل ويهدد سلامة العمال. وفقا لمهندسي الشركة عملية التفجير هي المسؤول الرئيسي عن هذه المشاكل.

المغزى من هذا البحث هو تقييم تأثير تفاعل العوامل المتمثلة في "الشحنة المتفجرة-مسافة التفجير" على استقرار منجم بوخضرة للحديد. بهدف المساهمة في تصميم خطة تفجير قادرة على الحد من تأثير الاهتزازات على إستقرار المنحدرات وتحرك او انزلاق الأراضي المرتبط بسرعات الجسيمات الناتجة عن التفجير. لتحقيق ذلك، قمنا بتجربة فعلية لعملية التفجير باستعمال جيو فونات تقوم بتسجيل سرعة الجسيمات ل 16 تجربة تفجير منجزة من طرفنا، و باستخدام برنامج دلتا سايز لتحديد انزلاق الأرض المرتبط بسرعات الجسيمات الناتجة عن التفجيرات. كما استخدمنا ايضا برنامج بلاكسيس 8.2 لمحاكاة إستقرار منحدر بوخضرة تحت تأثير التفجير من خلال حساب عامل الأمان للمنجم بأكمله.

خلصنا إلى ان التفجير في حد ذاته ليس السبب الرئيسي لعدم الاستقرار ولكن زرع نمط التفجير والقيم الغير عقلانية للعوامل المؤثرة هم الأصل في عدم استقرار المنجم. حيث حين اظهر الجزء الخاص بتنفيذ التجارب ان العوامل "الشحنة المتفجرة-مسافة التفجير" على التوالي بقيم 130كغ و177م يؤدي الى سرعة جسيمات قصوى ب 16م/ثا وضغط مفرط صوتي يبلغ 147ديسيبال مما يسبب انزلاق للأراضي بقيمة 335ميكرومتر، فقد كشف جزء المحاكاة عن عامل امان قيمته حوالي 0.99 (اقل من 1) مما يؤدي بالتأكيد الى انزلاق منحدر منجم بوخضرة.

الكلمات المفتاحية : عملية التفجير، الاهتزازات الزلزالية والصوتية، تصميم مخططات التفجير، استقرار منحدرات الصخور، المحاكاة العددية، منجم الحديد.

Résumé

Plusieurs problèmes de stabilité ont été fréquemment rencontrés au cours de la progression de l'exploitation de la mine de fer de Boukhadra. Ce qui perturbe sérieusement le travail et menace la sécurité des mineurs. Selon les ingénieurs de l'entreprise, le processus d'abattage à l'explosif est la principale responsable de ces problèmes.

Le but de ce travail de recherche est d'évaluer l'effet de l'interaction des paramètres "charge explosive-distance du tir" sur la stabilité de la mine de fer de Boukhadra. L'objectif est de contribuer à la conception d'un plan de tir apte à réduire l'effet des vibrations sur la stabilité des talus et le déplacement des terrains. Pour cela, nous avons effectué une caractérisation du processus du tir à l'explosif en utilisant des géophones pour enregistrer les vitesses particulières de seize essais de tir réalisés de notre part, et en utilisant le logiciel Delta Seis afin de déterminer les déplacements de terrain associés à ces vitesses. Nous avons également utilisé le logiciel Plaxis 8.2 pour simuler la stabilité du talus sous l'effet du tir à l'explosif en calculant le facteur de sécurité pour toute la mine.

Nous avons conclu que l'abattage à l'explosif n'est pas la principale cause d'instabilité mais plutôt l'implantation du modèle de tir et de valeurs irrationnelles des paramètres influents, qui sont à l'origine de l'instabilité de la mine de BK. Lorsque la partie caractérisation a montré qu'une charge explosive-distance de tir respectivement de 130kg, 177m conduisent à une vitesse particulière maximum de 16mm/s et une surpression Acoustique de 147dB provoquant un déplacement de 335 μ m, la partie simulation a révélé un facteur de sécurité F_s d'environ 0.99 (moins d'un), ce qui conduit certainement au glissement du talus.

Mots clés: processus d'abattage à l'explosif, vibrations sismiques et acoustiques, conception des plans de tir, stabilité des pentes rocheuses, Simulation numérique, mine de fer.

Abstract

Several problems of slope stability were frequently encountered during the progress of the exploitation of Boukhadra iron mine. Which perturb seriously the work, and threatens the miner's safety. According to the company engineers, the blasting process is the main responsible of these problems.

The aim of this research work is to assess the effect of the interaction of the parameters "explosive charge-blast distance" on the stability of the Boukhadra iron mine. The objective is to contribute to the conception of a blasting plan in order to reduce the effect of the vibrations on the slope stability and ground displacement. For this, we have done a characterisation of the blasting process using geophones to record the particle velocities for sixteen blasting tests realized by us, and using the Delta SEIS software to determine the ground displacement associated to the particles velocities. We also used the PLAXIS 8.2 software to simulate the slope stability under the effect of blasting by calculating the safety factor for the entire mine.

We concluded that the blasting in itself is not the main cause of instability but the implantation of the blasting pattern and the irrational values of influent parameters, which are at the origin of the mine instability. Where the characterisation part showed that the explosive charge-blast distance of respectively 130kg, 177m leads to a peak particle velocity of 16mm/s and an acoustic overpressure of 147dB causing a ground displacement of 335 μ m, and the simulation part revealed a safety factor f_s of about 0.99 (less than one), which certainly leads to the slope sliding.

Keywords: blasting procedure; seismic and acoustic vibrations; blasting design; rock slope stability; numerical simulating; iron mine.

Liste des tableaux

Tableau I.1. Paramètres influençant un plan de tir	6
Tableau I.2. Caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie (ONEX)	19
Tableau I.3. La relation entre la vitesse de vibration et les dommages causés	28
Tableau I.4. Effets de vibrations acoustiques en fonction de la vitesse particulière.....	34
Tableau II.1 : Considération d'équilibre des forces et des moments selon les différentes méthodes	59
Tableau II.2 : Considération des efforts inter-tranches verticaux et horizontaux selon les différentes méthodes	59
Tableau III.1. Eléments chimiques constitutifs de la minéralisation du gite.....	70
Tableau III.2. Profondeurs moyennes et angles de pendages du gite souterraine	70
Tableau III.3. Paramètres techniques de la méthode d'exploitation à ciel ouvert (minerai) ...	73
Tableau III.4. Paramètres techniques de la méthode d'exploitation à ciel ouvert (stérile)	74
Tableau III.5. Paramètres techniques de la méthode d'exploitation en souterraine (SNA) ...	76
Tableau III.6. Failles et fissures existantes dans la galerie principale du niveau 1105m.....	78
Tableau III.7. Paramètres du plan de tir pour le minerai	79
Tableau III.8. Paramètres du plan de tir pour le stérile	79
Tableau IV.1. Caractéristiques techniques du DELTA SEIS 1	88
Tableau IV.2. Paramètres techniques du plan de tir à ciel ouvert.....	90
Tableau IV.3. Paramètres techniques du plan de tir en souterrain.....	91
Tableau IV.4. Les résultats des vibrations sismiques et acoustiques	94
Tableau IV.5. Calcul du coefficient de site K.....	97
Tableau IV.6. Résultats du déplacement et de l'accélération obtenue par Delta Seis 4.4	101
Tableau V.1. Les propriétés physico-mécaniques du Djebel de Boukhadra	108

Liste des figures

Chapitre I

Figure I.1 :Propagation d'onde de choc	8
Figure I.2 :Expansion de pression de gaz.....	9
Figure I.3 :Diamètre critique de détonation	12
Figure I.4 :Schéma d'un bloc de plomb.....	16
Figure I.5 :Onde primaire P.....	21
Figure I.6 :Onde secondaire S	22
Figure I.7 :Onde de Love L	23
Figure I.8 :Onde de Rayleigh R	23
Figure I.9 :Courbe de mesure du bruit de choc et du bruit d'explosion	25
Figure I.10 :Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4)	29
Figure I.11 :effet arrière constaté pour les essais mono-trous.....	32
Figure I.12 :effet arrière constaté pour les essais bi-trous et multi-trous.....	33
Figure I.13 :nuisances générales du tir à l'explosif.....	36

Chapitre II

Figure II.1 : Modèle d'un glissement plan des roches et des sols.....	39
Figure II.2 : Modèle d'un glissement circulaire simple	40
Figure II.3 : Modèle des glissements circulaires successifs emboîtés	40
Figure II.4 : Modèle représentatif d'une coulée	41
Figure II.5 : Modèle représentatif d'un écoulement	42
Figure II.5 : Modèle représentatif du phénomène de fluage.....	42
Figure II.7 : Résumé des différents types de mouvements dans le cadre des quatre groupes	43
Figure II.8 : Stabilisation de talus par aplatissage.....	50
Figure II.9 :Stabilisation de talus par drainage	50

Figure II.10 : Stabilisation de talus par boulonnage.....	51
Figure II.11 : Stabilisation de talus par ancrages	51
Figure II.12 : Description de la surface de rupture.....	52
FigureII.13 : Description de découpage en tranches avec la surface de rupture	54
Figure II.14 : Démonstration des forces agissant sur une tranche	54
Figure II.15 : Les forces agissant sur une surface d’après FELLENIUS	55
Figure II.16 : Forces considérées dans la méthode de Janbu.....	57
Figure II.17 : Variation du facteur de correction en fonction de la profondeur et la longueur de la surface de rupture.....	58
Figure II.18 :Abaque de Hoek pour le calcul de facteur de sécurité (Fs).....	62

Chapitre III

Figure III.1 .Plan topographique de la mine de Boukhadra	65
Figure III.2 . Coupe transversale dans l’anticlinale de Boukhadra.....	65
Figure III.3 . Situation géographique de la ville de Boukhadra.....	66
Figure III.4 .Présentation du tracer de l’ouvrage (la galerie du niveau 1105m).....	77

Chapitre IV

Figure IV.1 . Vibration des tirs de mine- nome française	82
Figure IV.2 . Appareillage de mesure DELTA SEIS 1(géophone tri directionnels).....	89
FigureIV.3 . Fiche technique du plan de tir à ciel ouvert.....	91
Figure IV.4 . Fiche technique du plan de tir en souterraine	92
Figure IV.5 . Fiche technique des résultats de tir	93
FigureIV.6 .Courbe de la vitesse particulière sur la fréquence, Tir 65	95
Figure IV.7 . Logiciel d’analyse sismique Delta Seis 4.4.....	100
Figure IV.8 .Fiche technique du déplacement, Tir 65.....	102

Chapitre V

Figure V.1 .Difficultés rencontrées durant l’utilisation des logiciels.....	106
--	-----

FigureV.2. Difficultés rencontrées durant l'utilisation des logiciels, selon le type d'utilisateur.....	107
FigureV.3. Présentation du model numérique	108
Figure V.4. Déplacements totaux	109
Figure V.5. Points plastiques.....	110
Figure V.6. Valeurs du Fs en fonction dutir à l'explosif	111

Table des notations

Notation	Unité	signification
V	m/s	Vitesse de déplacement
T ₀	°c	Température
P ₀	mpa	Pression
V ₀	m ³	Volume massique
C.S.E	cm	Coefficient de self excitation
C.U.P	%	Coefficient d'utilisation pratique
T.M.B	%	Travail au mortier balistique
α	°	Angle obtenu avec 100g d'explosif
α ₀	°	Angle formé par effet 100g d'explosif
E _c	kj	Energie de choc
R	m	Distance charge-capteur
P _w	g/cm ³	Masse volumique de l'eau
C _s	m/s	Vitesse du son dans l'eau
K _m	/	Coefficient lié à la chaine de mesure
μ	/	Coefficient d'absorption de l'énergie de choc par l'eau
K _f	/	Coefficient lié à la forme de la charge
eg	kj	Energie de la bulle de gaz
t	s	La durée de la première oscillation de la bulle de gaz
C	/	Coefficient de correction de dimension
ph	/	Pression hydrostatique totale
Q ₀	kcal/kg	La chaleur
V ₀	l/kg	Volume de gaz
P	/	Onde primaire
S	/	Onde secondaire
L	/	Onde de love
R	/	Onde de Rayleigh
D	/	Elongation maximale
W	°	Pulsation du mouvement
F	Hz	Fréquence
T	ms	Période de vibration

Table des notations

a	m/s ²	L'accélération
Rc	mpa	Résistance à la compression
C.I.E.U	/	Centre Interdisciplinaire d'Etude Urbaine
Cu	/	Cuivre
p-f	/	Phosphore-fluor
Mn	/	Manganèse
Ca O	/	Oxyde de calcium
Mg O	/	Oxyde de magnésium
S	/	Soufre
A ₂ O ₃	/	Oxyde d'aluminium
P	/	Phosphore
Si O ₂	/	Oxyde de silicium
H ₂ O	/	Humidité
Pb	/	Plomb
Zn	/	Zinc
Fe O ₃	/	Hématite rouge
Hg	m	Hauteur de gradin
L _{tr}	m	Longueur du trou
α _{gr}	°	Inclinaison du gradin
α _{tr}	°	Inclinaison du trou
L _b	m	Longueur du bourrage
D _{tr}	mm	Diamètre du trou
L _f	m	Longueur du sous forage
w	m	Ligne de moindre résistance
Qu	kg	Charge unitaire d'explosif
a	m	Distance entre les trous
b	m	Distance entre les rangés
D.E.I	/	Détonateur électrique instantanée
L _{ex}	m	L'excès de forage
L _{ch}	m	Longueur de la charge d'explosif
C	m	Distance de sécurité
L _{bl}	m	Longueur du bloc
lbl	m	Largeur du bloc

Table des notations

He	m	Hauteur d'étage
Hfb	m	Hauteur du fond de bloc
Hse	m	Hauteur du sous-étage
Lcm	m	La longueur du corps minéralisés
α	°	Angle de pendage
Lp	m	Longueur du pilier
Lmch	m	Longueur moyenne de la chambre
lpp	m	La largeur du pilier provisoire
Ecor	m	Epaisseur de la couronne
Dr	m	Distance entre les recoupes
Ltrp	m	Longueur des trous profonds
Sg	m ²	Section de la galerie
Dtrp	mm	Diamètre des trous profonds
Q	t/m ³	Rendement du minerai par trou
Qp	g/t	Consommation spécifique d'explosif
Vpon	mm/s	Vitesse pondérée
Vmes	mm/s	Vitesse mesuré
F	Hz	Fréquence
Vp	mm/s	Vitesse particulière
D	m	Distance tir-capteur
K	/	Coefficient de site
Vv	mm/s	Vitesse verticale
Vr	mm/s	Vitesse radiale
Vt	mm/s	Vitesse transversale
Vac	dB	Vitesse acoustique

Table des matières

ملخص

Résumé

Abstract

Liste des figures

Liste des tableaux

Liste d'abréviations

Introduction générale..... 1

Chapitre I : généralités sur le phénomène du tir à l'explosif et son effet sur la stabilité des terrains

Introduction 2

I.1. Mécanisme du tir à l'explosif 2

I.1.1. Principe du tir à l'explosif- la fragmentation des roches..... 2

I.1.2. L'abattage à l'explosif..... 4

I.1.2.1. L'abattage du minerai et la roche encaissante 5

I.2. Les explosifs 7

I.2.1. Définition..... 7

I.2.2. Déflagration et détonation 7

I.2.2.1. Déflagration 7

I.2.2.2. Détonation..... 8

I.3. Compositions et types d'explosifs 9

I.3.1. Constituants des explosifs 9

I.3.2. Types d'explosifs 10

I.3.2.1. Les dynamites 10

I.3.2.2. Les explosifs nitrates 10

I.3.2.3. Nitrates fuels..... 10

I.3.2.4. Explosifs bouillis 10

I.3.2.5. Les émulsions 11

I.3.2.6. Nitrates fuels alourdis 11

I.4. Caractéristiques pratiques des explosifs	11
I.4.1. Densité.....	11
I.4.2. Diamètre critique de détonation	12
I.4.3. Sensibilité à l’amorçage	13
I.4.4. Sensibilité à l’onde d’explosive	13
I.4.5. Résistance aux sollicitations climatiques	14
I.4.6. Performances des explosifs	14
I.4.6.1. Vitesse de détonation.....	14
I.4.6.2. Energie des explosifs.....	15
A. Coefficient d’utilisation pratique(C.U.P).....	15
B. Travail au mortier balistique (T.M.B)	16
C. Mesure de l’énergie de détonation sous l’eau	17
D. Indice d’énergie	18
E. La brisance	18
I.5. Vibration des ondes sismiques et acoustiques	20
I.5.1. Types d’ondes.....	20
I.5.1.1. Ondes mécaniques	20
I.5.1.2. Ondes électromagnétiques	20
I.5.2. Propagation des ondes sismiques	20
I.5.2.1. Types d’ondes sismiques	20
A. Onde de volume	21
B. Onde de surface.....	22
I.5.3. Propagation des ondes acoustiques	24
I.5.3.1. L’acoustique	24
I.5.3.2. Vibration acoustique	24
I.5.3.3. Définition.....	24
I.5.4. Caractéristiques des ondes.....	26
I.5.4.1. Le déplacement.....	26

I.5.4.2. Vitesse particulière	26
I.5.4.3. Vitesse radiale	27
I.5.4.4. Vitesse transversale	27
I.5.4.5. Vitesse longitudinale	27
I.5.4.6. Fréquence	27
I.6. Effets des tirs dans les mines et carrières.....	28
I.6.1. L'effet sismique.....	28
I.6.1.1. Zone de broyage	28
I.6.1.2. Zone de fissuration radiale (zone transitoire)	29
I.6.1.3. Zone sismique.....	30
I.6.1.4. Effet des ondes réfléchies	30
I.6.1.5. Effet de la fragmentation finale	31
I.6.1.6. Effet de la présence d'une face libre	31
I.6.1.7. Effet des gaz libérés.....	31
I.6.1.8. Effet arrière du tir	31
I.6.2. Effet acoustique.....	33
I.6.2.1. Effet d'ondes sonores	34
I.6.2.2. Bruit.....	35
I.6.2.3. Projections excessives	35
Conclusion.....	36

Chapitre II : Stabilité des terrains miniers

Introduction	37
II.1. Les mécanismes d'instabilité dans les massifs rocheux.....	37
II.1.1. Les mouvements de terrain	38
II.2. Les déformations des talus à ciel ouvert	39
II.2.1. Les glissements	39
II.2.1.1. Le glissement plan	39

II.2.1.2. Le glissement rotationnel simple	40
II.2.1.3. Le glissement rotationnel complexe	40
II.3. Principales causes de glissements	41
II.3.1. Les coulées	41
II.3.2. Les écroulements	41
II.3.3. Le fluage.....	42
II.4. Les principaux paramètres influençant la stabilité des talus	43
II.4.1. les facteurs naturels.....	43
II.4.2. les facteurs techniques	44
II.5. L'influence des facteurs naturels	44
II.5.1. Comportement mécanique des roches	44
II.5.2. l'importance des discontinuités	44
II.5.3. Influence de l'eau sur la stabilité mécanique	45
II.5.4. L'altération des roches comme facteur géologique et mécanique influençant la stabilité	45
II.5.5. l'effet séismique de la région	46
II.5.6. Autres facteurs naturels influençant la stabilité.....	47
II.5.6.1. Facteurs naturels intrinsèques.....	47
II.5.6.2. Facteurs naturels aggravant ou dégradant	47
II.6. L'influence des facteurs techniques d'exploitation sur la stabilité.....	48
II.6.1. l'influence de la hauteur de gradin	48
II.6.2. L'influence des vibrations dues aux tirs sur la stabilité.....	49
II.6.3. L'influence de la géométrie	49
II.7. Stabilisation des talus rocheux	49
II.7.1. L'aplatissement des talus	50
II.7.2. Le drainage	50
II.7.3. Le boulonnage	50
II.7.4. Les ancrages.....	51
II.7.5. L'injection.....	51
II.8. Calcul de la stabilité des talus.....	52

II.8.1. Définition du coefficient de sécurité	52
II.8.2. Méthodes de calcul	53
II.8.3. Méthodes basées sur l'équilibre limite (méthode des tranches).....	53
II.8.3.1. Méthode de FELLENIUS (1936).....	54
II.8.3.2. Méthode de BISHOP simplifiée (1954).....	56
II.8.3.3. Méthode de JANBU (1956).....	57
II.8.3.4. Les différences entre les méthodes.....	59
II.8.4. La méthode des éléments finis (MEF).....	59
II.8.4.1. Principe	60
II.8.4.2. Discrétisation	60
II.8.4.3. Les modèles de comportement utilisés dans la MEF	60
II.8.4.4. Calcul de facteur de sécurité dans la MEF	61
II.8.5. Méthode des abaques	61
II.8.5.1. l'abaque de Hoek	61
Conclusion	62

Chapitre III : présentation du gisement de Boukhadra

Introduction	64
III.1. Historique de la mine	64
III.2. La géologie de la mine	66
III.2.1. Situation géographique	66
III.2.2. Stratigraphie.....	67
III.2.2.1. Trias	67
III.2.2.2. Crétacé	67
III.2.2.3. Le tertiaire.....	67
III.2.2.4. Le quaternaire	67
III.3. Tectonique.....	68
III.4. Géomorphologie.....	68
III.5. Hydrogéologie.....	68
III.6. La minéralisation.....	69

III.6.1. Gite principale	69
III.6.2. Gite sud	69
III.7. Description de la mine de Boukhadra	70
III.7.1. Nature du minerai exploité	70
III.7.2. L'exploitation du minerai	71
III.7.2.1. L'exploitation à ciel ouvert.....	71
A. Ouverture du champ de la carrière.....	71
A.1. Choix du mode d'ouverture	71
A.2. Creusement de la demi-tranchée d'accès	72
A.3. Paramètres de la méthode d'exploitation.....	72
A.4. Travaux de forage et de tir	72
B. Paramètres technique de la méthode d'exploitation à ciel ouvert.....	73
III.7.2.2. Exploitation souterraine	74
III.7.2.2.1. Mode d'ouverture.....	74
A. Situation de la galerie principale	76
B. Importance de la galerie principale.....	76
C. Description de la galerie principale	77
D. Paramètres du plan de tir en souterraine	79
Conclusion.....	80

Partie spéciale

Chapitre IV : Caractérisation d'essais de tir à l'explosif- Analyse des vibrations et de leurs effets sur le déplacement du terrain

Introduction	81
IV.1. Règlementations concernant les vibrations sismiques et acoustiques	81
IV.1.1. Règlementations concernant les vibrations	81
IV.1.2. Règlementations concernant la surpression aérienne	82

IV.1.3. Loi de Chapot	83
IV.1.3.1. Formule de la loi de Chapot	83
IV.1.4. Evaluation de l'impact des tirs de mines	84
IV.2. Mesure des vibrations sismiques et acoustiques	84
IV.2.1. Méthodologie pour étude des vibrations sismiques et acoustiques	84
IV.2.1.1. Définition des structures à étudier	84
IV.2.1.2. Positionnement des capteurs.....	85
IV.2.1.3. L'implantation des forages et des tirs.....	85
IV.2.1.4. Définition des charges d'explosifs.....	86
A. L'abattage	86
B. Tir de mine.....	86
C. Tir souterrain.....	86
IV.2.1.5. Enregistrement et analyse des vibrations sismiques et acoustiques	86
IV.2.1.6. Estimation prévisionnel des charges.....	87
IV.2.1.7. Contrôle pendant les travaux	87
IV.2.2. Appareillage de mesure	88
IV.3. Présentation des résultats des tirs.....	89
IV.3.1. Structure étudié.....	89
IV.3.2. Positionnement des capteurs.....	89
IV.3.3. Paramètres actuels des plans de tir en souterraine et à ciel ouvert.....	90
IV.3.4. Enregistrement et analyse des vibrations sismiques et acoustiques- interprétation des résultats	92
IV.3.5. Estimation prévisionnel des charges	96
IV.3.5.1. Calcul du coefficient de site K	96
IV.3.6. Contrôle pendant les travaux	98
IV.4. Simulation des tirs par le logiciel d'Analyse sismique Delta Seis 4.4.....	98
IV.4.1. Matériels de mesure	98

IV.4.2. Delta Seis1 (enregistreur sismique et acoustique des tirs de mine)	99
IV.4.3. Mode opératoire.....	99
IV.5. L'interprétation des valeurs	99
IV.5.1. Résultats de simulation et interprétation.....	100
Conclusion	103
Chapitre V : Simulation de la stabilité du talus de BK via le Blasting- Par Plaxis 8.2	
Introduction	104
V.1. Présentation du logiciel Plaxis.....	104
V.1.1. Historique	104
V.1.1.1. Les codes de Plaxis	104
V.1.1.2. Les sous-programmes de Plaxis	104
V.1.2. Les principales étapes d'une analyse par la méthode des éléments finis.....	105
V.1.2.1. Le maillage et les conditions aux limites.....	105
V.1.2.2. Loi rhéologique des matériaux	105
V.1.2.3. Les étapes du chargement.....	105
V.1.2.4. Codes de calcul par éléments finis.....	106
V.2. Modèle numérique.....	107
V.3. Calcul du coefficient de sécurité avant le tir	109
V.4. Calcul du coefficient de sécurité après le tir	111
Conclusion	111
Conclusion générale et recommandations.....	112

Introduction générale

La mine de fer de Boukhadra(BK) situé à la wilaya de Tébessa à l'est du pays, présente une gigantesque ressource économique pour l'Algérie entière, cette dernière encoure un pertinent problèmes de glissement de talus,de plus le détachement et la chute de roches sur la galerie principale de sa partie souterraine., La présente thèse se propose donc, d'étudier l'état de stabilitéde La mine en son entité en fonction du processus technologique d'abattage à l'explosif, ceux en vue d'apporter des solutions efficaces et pratiques dont la contribution à la conception d'un plan de tir rentable et sécuritaireserait la seule option offerte, une contribution visant à introduire une modération sur les valeurs des paramètres ayant le plus d'influence sur le tir et ses effets arrière.

En vued'authentifier cela nous avons développé notre thèsecomme suit :

- ❖ Sur le premier chapitre nous avonsabordé le principe del'abattage des roches à l'explosif, des généralités concernant le traitement des vibrations sismiques et acoustiques lors des tirs à l'explosif, ainsi que le principe de leurs enregistrements.
- ❖ Le deuxième chapitre fut consacré à l'étude des facteurs affectant la stabilité des terrains miniers, les méthodes d'évaluation de la stabilité des talus et des ouvrages miniers ainsi que les différentes méthodes de détermination du facteur de sécurité Fs.
- ❖ A traversle troisième chapitre nous avons présenté la mine de fer de Boukhadra par son contexte générale, ces conditions géologique et minières,principalement notresite d'étude le secteur BKII en son entité, dont on aexposéles plans de tirs pour le souterrain et pour le ciel ouvert.
- ❖ La partie pratique de notre travail fut structuré en deux chapitres :
 - le quatrième portant sur le prélèvementdes vitesses particulières desondes sismiques et acoustique causé par seize tirs à l'explosif conduits de notre

part sur le site d'étude où nous avons pris le soin d'en varier les valeurs de la composante « charge explosive-distance du tir » afin d'en apprécier l'ampleur (traduite par la détermination du coefficient de site K ; l'accélération a et le déplacement D) après le tir sur la stabilité du talus de la carrière présentant la partie à ciel ouvert de la mine, et sur la stabilité de la galerie principale 1105 présentant la partie souterraine de celle-ci, et ceux par le billet de capteurs tridirectionnel de type géophones assisté par le logiciel de simulation Deltaseis 4.4. 1 et 2.

- Le cinquième chapitre est venu en complément au quatrième et afin de confirmer surtout que l'ennui ressentie sur la mine et qui met à risque la stabilité de la carrière entière est en relation directe avec le tir à l'explosif, ce chapitre est focalisé sur la simulation de la stabilité du talus de BK en fonction du tir à l'explosif par le logiciel Plaxis 8.2.

*Chapitre I : Généralité sur le
phénomène du tir à l'explosif et son
effet sur à la stabilité des terrains*

Introduction

L'activité minière constitue depuis l'éternité un élément vital dans l'enrichissement de l'économie des pays, elle porte essentiellement sur l'extraction des substances minérales de l'écorce terrestre soit en ciel ouvert ou en souterrain, et à leurs traitement afin de les utilisées dans divers domaines de l'industrie.

Le principal objectif des tirs dans l'activité minière est d'atteindre une fragmentation optimale de la roche. Pouvant contribuer au contrôle et à la minimisation du coût global de production et du volume de la roche à abattre tout en augmentant la sélectivité minérale.

Désormais, Le processus du tir à l'explosif comporte plusieurs risques principalement par rapport à la stabilité des terrains, la sécurité de la mine ainsi que le site environnant.

I.1. Mécanisme du tir à l'explosif

I.1.1.Principe du tir à l'explosif- la fragmentation des roches

Point central du processus minier du tir à l'explosif, c'est un procédé technique ne pouvant être parfaitement contrôlable qui vise à détacher et à réduire les roches d'un massif en place lorsque leur résistance est trop élevée afin de permettre une excavation mécanique (rentable).

Les activités de tir dans une exploitation minière sont à la fois un centre de coût et un levier de performance pour l'ensemble du cycle extractif, L'optimisation d'un tir de production minière se résume à la recherche des trois objectifs principaux suivants :

- Quantité maximale de roches abattues.
- taille des fragments obtenus.
- impacts environnementaux minimaux.

Les impératifs de sécurité sont :

- ❖ les impératifs internes : toutes conditions qui doivent permettre le travail préparatoire, ainsi que les opérations de reprise, dans des conditions totales de sécurité : bonne rupture du parement, pas de surplomb, pas d'effet arrière, bon étalement du tas abattu ;
- ❖ les impératifs externes : absence de projection, ébranlement minimum, bruit maîtrisé, sont autant des facteurs appréciés par l'environnement et qui conditionnent bien souvent l'autorisation d'exploiter.

L'explosion d'une charge est une réaction de décomposition extrêmement rapide et puissante qui résulte de la production d'un important volume de gaz au cours d'une durée très réduite. Selon la conception largement acceptée dans la littérature, les gaz de réaction produits se détendent dans le trou de mine et forcent sur la paroi jusqu'à ce qu'un équilibre quasi-statique entre pression de gaz et niveau de contrainte accepté par la roche environnante soit atteint.

Pendant cette phase de montée en pression, la puissance mécanique fournie au matériau par les gaz est plus importante que sa capacité de dissipation acoustique, ce qui a pour effet la création d'une onde de choc. Suite à cette phase, l'équilibre quasi-statique à la paroi est atteint et les gaz d'explosion exercent une pression dans le trou et le réseau de fissures créé par l'onde de choc, ou existant précédemment dans le massif.

La rapidité de réaction de l'explosif (vitesse de détonation), ainsi que la nature de la décomposition chimique, influencent donc les deux phases précédemment citées.

Lors du tir à l'explosif, une quantité importante d'énergie est libérée dans les terrains pendant une très courte durée, cette énergie est compte tenu de la rapidité des phénomènes, transmise à un milieu rocheux non homogène, et non continu.

Du fait de l'impossibilité de maîtriser complètement les phénomènes, une partie non négligeable de l'énergie explosive mise en jeu dans un chantier est dispersée dans des phénomènes inutiles comme la déperdition de chaleur dans la roche, les vibrations, le bruit, les projections de bloc, et les glissements de terrains. D'où les nuisances dues aux tirs à l'explosif sont inéluctables.

Sources des plaintes les plus fréquentes, les vibrations du sol peuvent être ressenties jusqu'à plusieurs kilomètres, elles constituent le principale risque de dommage aux constructions, elles participent à un sentiment de gêne, d'insécurité et de l'instabilité de terrain et de la région même.

Lors de tirs à l'explosif, les vibrations peuvent être définies comme étant un mouvement oscillatoire d'une particule ou d'un corps (massif rocheux) à partir de sa position de référence, la surface qui constitue la limite entre les particules de matrice au repos et les particules en mouvement constituent le front d'ondes.

A partir de la source, cette surface se déplace à une certaine vitesse : il s'agit de la vitesse de propagation de front d'ondes (célérité d'onde), cette vitesse est comprise entre 1000m/s et 6000m/s.

Les fonctions qui caractérisent le phénomène de vibration lors de tirs à l'explosif sont :

- Le déplacement : qu'est la distance parcourue par un élément de matière depuis sa position neutre.
- La vitesse : qu'est la rapidité à laquelle se déplace l'élément de matière.
- L'accélération : variation de vitesse avec le temps.

Le choix d'explosif influence sur la fragmentation des roches ainsi que sur la stabilité de terrain. [1]

I.1.2. L'abattage à l'explosif

La méthode d'abattage à l'explosif est en général utilisée dans les carrières et mines 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'engins (foreuse et engins de chantiers pour la reprise) et une mise en œuvre assez restreinte. De plus, l'étendue actuelle des possibilités en termes d'explosifs et les compétences qui existent aujourd'hui dans le domaine ont contribué à la banalisation de ce procédé.

A partir d'une succession d'opérations a priori simples, implantation et foration de trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- Assurer la sécurité, c'est à dire pas de projections et pas de tirs bloqués.
- Abattre un grand volume de roche avec :
 - une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion de blocs et de fines la plus réduite possible.
 - un épanchement du tas et un foisonnement adapté aux engins de reprise du tas.

Assurer une bonne géométrie des fronts sur le chantier avec :

- une bonne sortie du pied.
- un bon alignement des fronts et de la plateforme.
- des effets arrière réduits.

L'abattage des roches et des minerais (travaux miniers) est effectué presque exclusivement à l'aide d'explosif. Il faut pour cela, dans la plupart des cas exécuter un ou plusieurs trous de dimensions convenables dans la masse rocheuse ou dans le filon minier, où l'on place

l'explosif que l'on fera exploser. Ces trous sont pratiqués au moyen de perforatrices de roche, généralement alimentées par l'air comprimé (perforatrices ou marteaux perforateurs manuels, crawler et foreuses). [2]

I.1.2.1. L'abattage du minerai et de la roche encaissante

Le principe d'abattage à l'explosif est de fragmenter des volumes très importants avec une granulométrie adapté ; des effets de tir réduits ; réduction des dimensions des blocs hors gabarit.

L'abattage du minerai ou du stériles est mené de façon différente selon la nature des paramètres qui influencent le plan de tir, et la possibilité de les contrôlés, comme présenté sur le tableau ci-dessous.

Tableau I.1. Paramètres influençant un plan de tir

Contrôlables	incontrôlable
<p>Paramètres géométriques :</p> <ul style="list-style-type: none"> -diamètre du trou. -longueur de foration. -sur profondeur de foration. -inclinaison du trou. -longueur du bourrage. -matériels de bourrage. -.hauteur du gradin. -inclinaison du gradin. -rapport espacement/banquette. -direction du tir. -nombres de faces libres. -tailles de volée. 	<p>Paramètres du massif en place :</p> <ul style="list-style-type: none"> -géologie. -résistances et propriétés des matériaux. -discontinuités préexistantes dans le massif.
<p>Paramètres liés à l'énergie explosive :</p> <ul style="list-style-type: none"> -type d'explosif utilisé. -énergie(choc, gaz). -Configuration du chargement. -Méthode de chargement. -Type d'amorçage. -Séquence d'initiation. 	<p>Paramètres hydrogéologiques :</p> <ul style="list-style-type: none"> -La présence des eaux.

I.2. Les explosifs

I.2.1. Définition

On appelle explosif une combinaison chimique ou un mélange mécanique qui, sous l'action d'une impulsion extérieure (réchauffement, étincelles, chocs), est apte à exploser, c'est-à-dire pouvant se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de gaz capables de produire un travail mécanique.

On appelle explosion une réaction chimique très exothermique et extrêmement rapide libérant une grande quantité de gaz qui, sous l'effet de la température élevée instantanément, produisant un travail mécanique et engendrant dans le milieu environnant des ondes de choc (d'explosif), ce phénomène se produit lorsqu'un explosif subit une détonation.

La détonation se propage dans l'explosif avec une vitesse supérieure à celle du son. Initialement quand l'explosif se trouve dans des conditions de température élevée. Pression et onde de détonation volume massique T_0, P_0, V_0 . En fin de réaction, les produits qui en résultent sont aux conditions T_1, V_1 . Les gaz de décomposition se détendent et participent aux effets mécaniques de l'explosion.

I.2.2. Déflagration et détonation

I.2.2.1. Déflagration

La déflagration de la substance explosive est provoquée par la décomposition de la molécule suivie par une combustion des atomes de carbone et d'hydrogène contenus dans la matière. La vitesse de décomposition est relativement lente et est comprise entre 10 et 400 m/s.

Les vitesses de propagation de la déflagration s'établissent de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde. Les vitesses dépendent de nombreux facteurs comme la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement, les conditions ambiantes, etc.

Les substances explosives solides dont le régime normal de décomposition est la déflagration sont appelées des poudres.

Elles sont très utilisées sous forme liquide pour la propulsion des fusées ou de poudre dans les armes à feu à usage militaire ou civil. [4]

I.2.2.2. Détonation

La détonation est une réaction chimique extrêmement rapide, exothermique, cette réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc, cette onde qui assure la propagation de la réaction chimique par effet point chaud, la vitesse de la détonation est comprise entre 2000 et 7000 m/s, La détonation d'un explosif engendre un choc et une poussée utilisés principalement dans les travaux d'abattage et de démolition. [5]

Le mécanisme d'abattage résultant s'effectue selon divers processus indissociables :

- Fissuration sous l'effet de l'onde de choc, de la roche à divers niveaux (zone de fissuration radiale, zone sismique, zone de broyage).
- Accentuation sous l'effet de la pression des gaz, des fissures précédentes ou celles préexistantes dans le massif, créant ainsi une fragmentation de la roche en place.
- Etalement, sous l'effet de la poussée exercée par les gaz résiduels, des roches fragmentées.

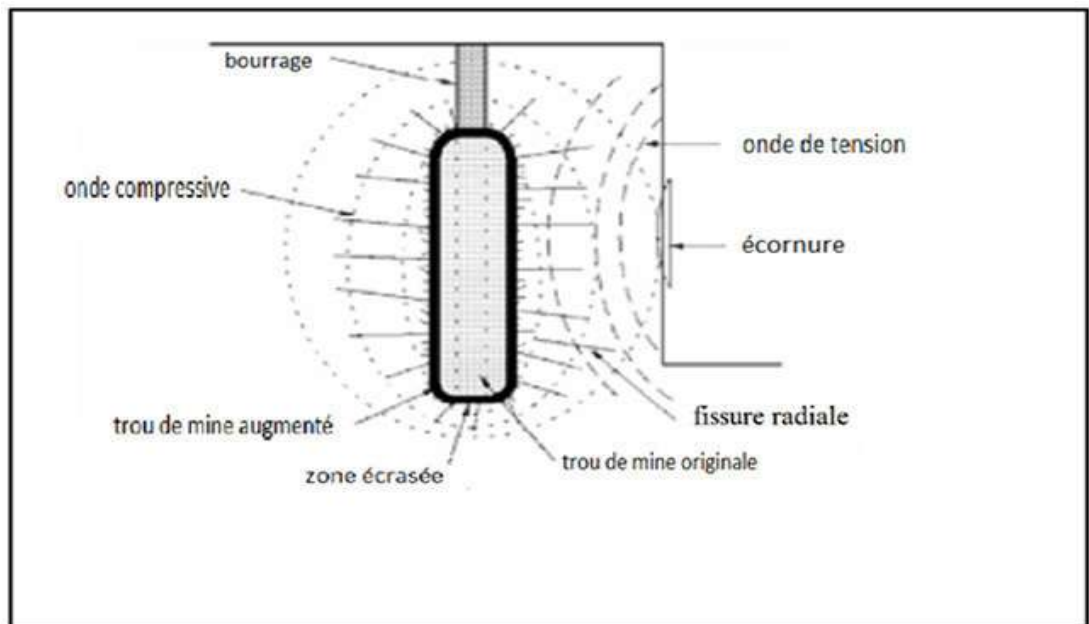


Figure I.1. Propagation d'onde de choc. [1]

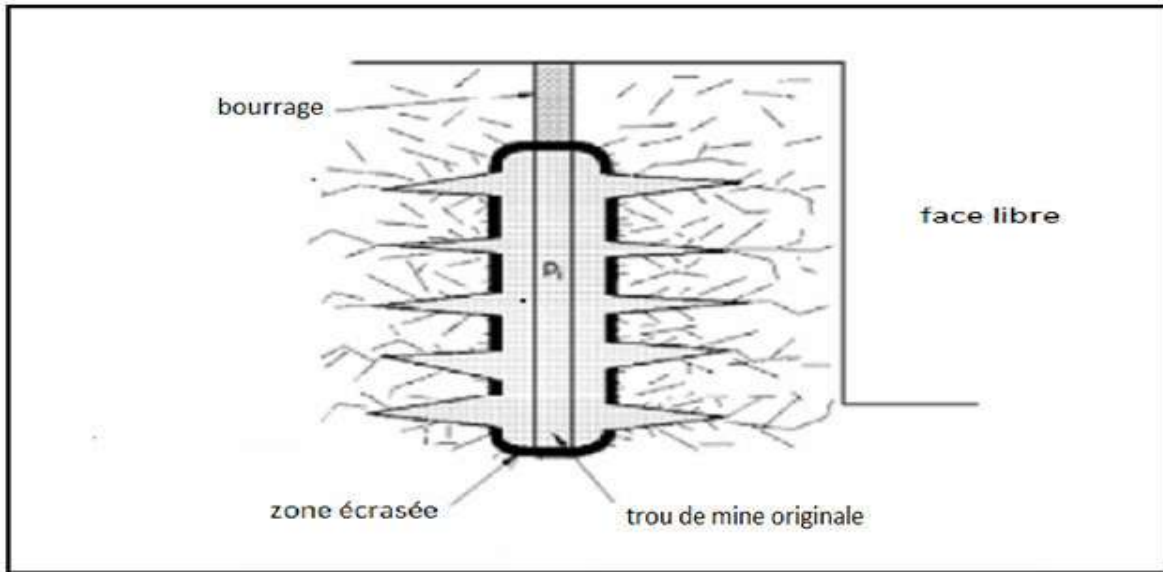


Figure I.2. Expansion de pression de gaz. [1]

I.3. Composition et types d'explosifs

I.3.1. Constituants des explosifs

Certains explosifs sont des corps purs, correspondant à une formule chimique bien précise (ex: penthrite, trinitrotoluène), mais en général les explosifs industriels sont des mélanges dont les constituants peuvent être :

- ❖ Des composés chimiques explosifs : obtenus en fixant sur une molécule organique des groupements nitrés contenant de l'oxygène, qui sert à brûler le carbone et l'hydrogène de la molécule : nitroglycérine, dinitroglycol, coton azotique.
- ❖ Des comburants : dont le rôle est d'apporter de l'oxygène pour permettre la combustion complète des composés organiques explosifs présents, et la combustion des ingrédients non explosif : il s'agit, en général, de nitrates de minéraux comme le nitrate d'ammonium ou le nitrate de soude;
- ❖ Des combustibles : tourbe, farine de bois, aluminium, gomme de guar,...

Certains combustibles ont un rôle annexe particulier comme par exemple:

L'absorption de la sensibilité au choc de l'explosif : cas de la tourbe ou de la farine de bois dans les dynamites pulvérulentes.

L'apport d'énergie complémentaire à l'explosif : cas de l'aluminium.

- ❖ Des matières internes et des additifs : pour conférer à l'explosif tel ou telle autre propriété particulière, ou pour faciliter la fabrication, par exemple :
- ❖ le stérate de calcium, produit hydrofuge améliorant la résistance à l'eau de l'explosif.
- ❖ les allégeant, mouillants, gélifiants utilisés dans les bouillies.
- ❖ l'eau associée à un gélifiant, qui assure une bonne résistance à l'humidité, des bouillies.[6]

I.3.2. Types d'explosifs

Six grands types d'explosifs industriels à savoir :

I.3.2.1. Les dynamite

Les dynamites contiennent de 10 à 90% de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et de dinitroglycol. C'est la proportion de dinitroglycol qui assure la qualité antigel d'une dynamite (le point de congélation de la nitroglycérine pure est de -15,4 °C), Les autres composants sont des combustibles et des comburants. Selon le taux de NGL, on distingue :

Les dynamites plastiques, contenant plus de 20% en masse de NGL dans une gangue de coton azotique.

Les dynamites pulvérulentes, contenant 10 à 20% de NGL. [7]

I.3.2.2. Les explosifs nitrates

Les explosifs nitrates sont à base de nitrate d'ammonium (80% environ en masse) et d'un explosif pur (TNT, pentrite).

I.3.2.3. Les nitrate fuels

Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium et d'huiles minérales, en général du fuel domestique, dans une proportion voisine de 5 à 6%. Dans certains cas, les nitrates fuels peuvent contenir une quantité plus ou moins importante de poudre d'aluminium.[3]

I.3.2.4. Les explosifs bouillis

Les explosifs de type bouillie sont constitués par un mélange de combustible (aluminium, huiles minérales, etc...), de comburants (nitrates organiques, nitrate d'ammonium) et de matière inerte, pouvant contenir un composé chimique explosif, mais contenant au moins

5% d'eau. Ces explosifs sont utilisés sous forme de gels à consistance pâteuse, qui sont généralement encartouchés.

I.3.2.5. Les émulsions

Les émulsions sont des mélanges de nitrate d'ammonium en solution aqueuse sous forme de gouttelettes microscopiques emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile contenant une faible proportion d'émulsifiant.

Les bouillies pompables, dont la consistance liquide permet le chargement en vrac par pompage.

I.3.2.6. Les nitrates fuels alourdis

Les nitrates fuels alourdis sont constitués par du nitrate fuel (25 à 75%) enrobé dans une matrice d'explosif bouillie ou d'émulsion (25 à 75%) dont le rôle est d'améliorer les performances et la résistance à l'eau du nitrate fuel sans en accroître la sensibilité.

Les nitrates fuels alourdis sont surtout utilisés en vrac. Ils se présentent sous la forme :

- ❖ De produits granulaires plus ou moins collants lorsque la proportion de nitrate fuel est supérieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par gravité.
- ❖ De pâtes plus ou moins visqueuses contenant des granulés épars de nitrate fuel lorsque la proportion de celui-ci est inférieure à 40%. Dans ce cas, leur chargement en vrac s'effectue par pompage.[7]

I.4. Caractéristiques pratiques des explosifs et critères de choix

La caractérisation en laboratoire des explosifs industriels est indispensable au développement et à l'agrément de formules nouvelles.

Cependant, la plupart des mesures effectuées sur les explosifs présentent un caractère strictement comparatif, les conditions expérimentales étant assez éloignées des conditions réelles d'utilisation.

Les principales caractéristiques des explosifs industriels sont les suivantes :

I.4.1. Densité

Il s'agit de la caractéristique physico-chimique qui a beaucoup d'influence sur leurs comportements explosifs (vitesse de détonation, énergie volumique...).

La densité commerciale des explosifs encartouchés est obtenue en mesurant et en pesant l'explosif contenu par une cartouche commerciale.

En pratique pour la définition du plan de tir on utilise la densité réelle de chargement des explosifs dans les trous de mine, et qui dépend du comportement mécanique de l'explosif en fonction du mode de chargement. [2]

I.4.2. Diamètre critique de détonation

C'est le plus petit diamètre à partir duquel la détonation d'un explosif est possible à l'air libre.

Bien que l'utilisation dans un trou de mine puisse du fait du **confinement** exercé par les terrains, abaisser la valeur du diamètre critique de détonation de l'explosif, il est évidemment souhaitable que le diamètre du trou soit supérieur au diamètre critique de détonation mesuré à l'air libre.

Le diamètre critique de détonation conditionne le type de chantier où l'explosif peut être utilisé :

Les explosifs destinés à une utilisation en travaux souterrains doivent avoir un diamètre critique de détonation relativement faible, compte tenu des valeurs usuelles des diamètres de foration en travaux souterrains (moins de 50 mm).

À ciel ouvert où les diamètres de foration sont plus importants, on peut utiliser des explosifs à diamètre critique de détonation élevé.

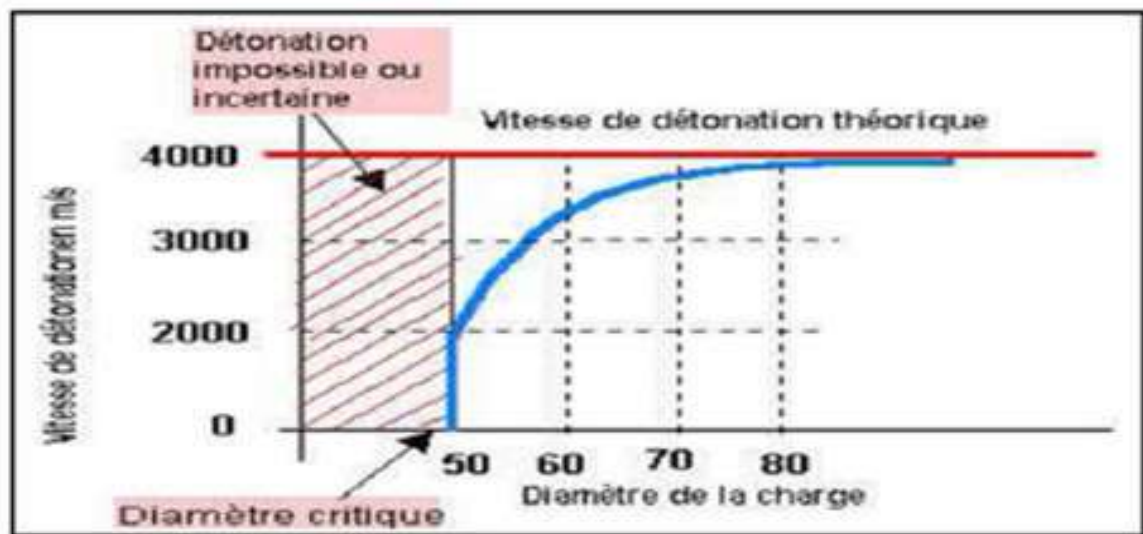


Figure I.3. Diamètre critique de détonation. [2]

I.4.3.Sensibilité à l'amorçage

Toute onde de choc n'est pas capable d'amorcer la détonation de l'explosif considéré. Il existe une pression minimale pour cet amorçage.

Dans la pratique, on distingue :

- ❖ Les explosifs «sensibles au détonateur» (c'est le cas de la plupart des explosifs industriels encartouchés).
- ❖ Les explosifs qui, pour leur amorçage, nécessitent soit un cordeau détonant, soit un «bousteur».

Pour qu'une molécule d'explosif se décompose il faut lui apporter un minimum d'énergie, dite énergie d'activation. De plus cette énergie doit être apportée par unité de volume. Plus cette énergie sera faible et plus on pourra dire que l'explosif considéré est sensible.

En conséquence, la facilité de mise en œuvre des explosifs et le prix de revient d'un tir sont modifiés si l'amorçage des explosifs nécessite des artifices particuliers.

I.4.4.Sensibilité à l'onde explosive

Au cours du chargement d'un trou de mine avec un explosif encartouché, il peut se produire que le file de cartouches soit interrompue par un intervalle d'air ou par la présence de fines de foration. La limitation des risques de ratés impose à l'explosif qu'il ait une certaine aptitude à transmettre la détonation entre cartouches non jointives.

Cette aptitude est caractérisée par le Coefficient de Self Excitation (C.S.E.) de l'explosif considéré.

Le C.S.E exprime numériquement la faculté que possède la détonation de se transmettre d'une charge à une autre charge et particulièrement d'une cartouche à une autre.

Cette transmission de la détonation dépend : de l'onde de choc et de la réception de la cartouche au voisinage de celle qui explose.

Il est défini comme étant la distance, en centimètre entre deux cartouches identiques à laquelle la détonation de l'une des cartouches se transmet à la seconde avec probabilité de 50%. Le C.S.E est mesuré à l'air libre avec des cartouches de diamètre 30 mm et de masse 50 g, l'explosif étant encartouché à densité déterminée.

L'aptitude d'un explosif à transmettre la détonation entre cartouches non jointives peut être accrue, en pratique, du fait du confinement exercé par le trou de mine, et de la plus grande importance du diamètre des charges utilisées. [2]

I.4.5. Résistance aux sollicitations climatiques

On peut attendre des explosifs qu'ils aient certaines aptitudes à supporter les sollicitations climatiques comme l'humidité, le gel ou les températures atmosphériques élevées.

L'humidité réduit la sensibilité à l'amorce et l'aptitude à la transmission de la détonation. Il en est de même pour les basses températures.

La chaleur peut provoquer une exsudation de nitroglycérine qui est très dangereuse. Cependant l'effet le plus courant d'une élévation de la température (30 à 40 °C), sera un ramollissement de la cartouche et une accélération du vieillissement de l'explosif.

I.4.6. Performances des explosifs

I.4.6.1. Vitesse de détonation

Il s'agit de la vitesse de propagation de l'onde de choc dans le matériau explosif, elle conditionne le pouvoir brisant de l'explosif et l'état de fracturation à attendre du tir.

La vitesse de détonation est fortement influencée par les conditions du tir. Elle croît notamment avec le confinement et le diamètre de la charge jusqu'à un optimum.

La vitesse de détonation d'un explosif détermine l'effet de brisance sur le matériau. Plus la vitesse de détonation est élevée plus l'explosif est brisant et les déblais obtenus sont plus fragmentés.

Pour la plupart des explosifs, la vitesse de détonation croît avec la densité de l'explosif jusqu'à une certaine valeur ou elle présente un maximum au-delà duquel la détonation peut devenir impossible. Cette valeur de la densité ne peut être atteinte en pratique que si les explosifs sont comprimés accidentellement et de manière excessive au cours des tirs.

La vitesse de détonation croît aussi avec le diamètre de la charge jusqu'à une certaine valeur, dite vitesse idéale, qui n'est pas atteinte avec les diamètres usuels.

La vitesse de détonation croît avec le confinement, c'est-à-dire avec la résistance du matériau entourant la charge.

I.4.6.2. Énergie des explosifs

Par définition, l'énergie d'un explosif correspond à la quantité de chaleur qu'il dégage à volume constant.

Il s'agit de l'énergie totale disponible qui serait libérée dans un cas idéal. Or, au cours d'un tir, l'énergie explosive réellement utilisée ne représente qu'une faible part de l'énergie chimique théorique.

Une grande partie de l'énergie disponible est perdue dans le trou de mine sous forme d'onde sismique (vibration), d'onde aérienne (bruit) et de chaleur.

En pratique, on aura plutôt recours aux énergies de choc et de gaz qui sont respectivement fonctions de l'amplitude de l'onde de choc transmise dans le milieu connexe et du volume de gaz produits sous pression.

En laboratoire, l'énergie des explosifs peut être appréciée de différentes manières :

A. Le coefficient d'utilisation pratique (C.U.P)

Cette méthode dite "bloc de plomb", une charge de 10 à 20 grammes est placée dans un cylindre aménagé dans un bloc de plomb, après explosion on apprécie le travail en étudiant l'évasement du bloc de plomb, le C.U.P est exprimé en valeur relative, c'est le rapport des masses de l'explosif étudié et de l'explosif de référence (acide picrique) qui fournit le même travail.

Les procédés de mesure varie d'un pays à un autre par exemple en France le CPU se détermine par l'expression suivante :

$$\text{CUP}\% = \left(\frac{m_0}{m}\right) * 100 (\%)(I.01)$$

Où m est la masse en g qui produit le même volume d'évasement que celle d'une masse m_0 égale de 10 à 15 g.

On note que l'appréciation de l'énergie d'un explosif par cette méthode ne renseigne aucunement sur les énergies de choc et de gaz.

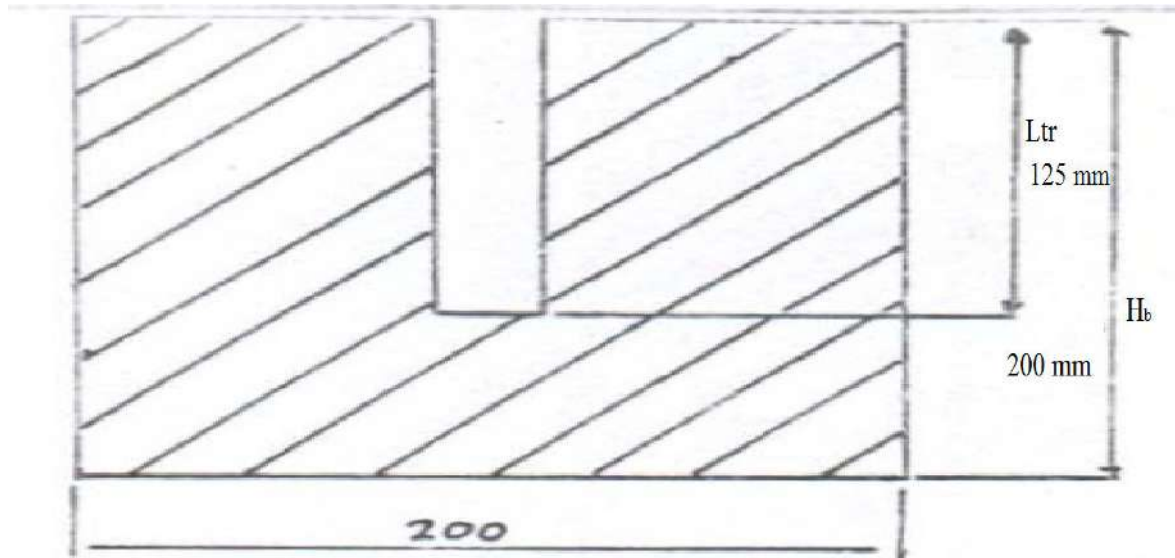


Figure I.4. Schéma d'un bloc de plomb.[2]

B. Travail au mortier balistique (T.M.B)

L'essai porte sur une charge d'une dizaine de grammes d'explosif tiré sous étui d'étain dans un mortier d'acier monté en pendule balistique et qui reçoit, comme bourrage, un boulet en acier. Lors du tir les gaz provenant de la décomposition de l'explosif se détendent en propulsant le boulet et en faisant reculer le mortier pendule. On enregistre le recul sur un secteur gradué. Le travail correspondant est rapporté au travail fourni par une charge d'acide picrique de même masse tirée dans les mêmes conditions.

En effet le TMB est déterminée par l'expression suivante :

$$\text{TMB} = (1 - \cos(\alpha) / 1 - \cos(\alpha_0)) * 100(\%)(I.02)$$

Où :

α : Angle obtenu avec 100g d'explosif.

α_0 : Angle formée par l'effet de 100g d'explosif de référence.

Le tir au mortier balistique donne une idée sur l'énergie des gaz.

On peut remarquer que les principaux défauts de ces deux méthodes sont :

Charge réduite en diamètre et masse, très éloignée des conditions réelles du tir.

Diamètre de la charge proche ou même inférieur au diamètre critique des explosifs.

C. Mesure de l'énergie par détonation sous l'eau

Lorsqu'une charge est tirée dans l'eau elle génère une onde de choc qui se propage dans l'eau et un volume de gaz qui oscille autour de sa position d'équilibre.

❖ Énergie de choc

L'énergie de choc au capteur est donnée par :

$$E_c = (k_m * 4\pi R^2) / ((\rho_w * c_s) * \int (P(t))^2 dt) \text{ (Kj)} \text{ (I.03)}$$

Où :

E_c : énergie de choc au capteur.

R : distance charge-capteur.

ρ_w : masse volumique de l'eau.

c_s : vitesse du son dans l'eau.

$P(t)$: relation pression temps.

K_m : coefficient lié à la chaîne de mesure.

L'énergie de choc libéré par l'explosif est obtenue par :

$$E_c = \mu * k_f * e_c \text{ (Kj)} \text{ (I.04)}$$

Où :

E_c : énergie de choc de l'explosif;

μ : coefficient d'absorption de l'énergie de choc par l'eau de la piscine (fonction de la densité et de la vitesse de détonation);

k_f : coefficient lié à la forme de la charge.

❖ Énergie de gaz

L'énergie de la bulle de gaz est obtenue par la relation :

$$t = k_1 * e_g^{1/3} + c_c * (k_1 * e_g^{1/3})^2 \text{ (Kj)} \text{ (I.05)}$$

e_g : énergie de la bulle de gaz;

t : durée de la première oscillation de la bulle de gaz;

$$K_1 = 1,135 * c_s^{1/2} / \rho^{5/2} \text{ (I.06)}$$

c : coefficient de correction de dimension de la piscine (en pleine mer $c_c=0$);

ph : pression hydrostatique totale.

L'énergie des gaz à la détonation est donnée par :

$$E_g = k_f * e_g \quad (\text{Kj})(I.07)$$

❖ Énergie totale

L'énergie totale E_t est :

$$E_t = E_c + E_g = K_f * (\mu * e_c + e_g) \quad (\text{Kj})(I.08)$$

Donc l'enregistrement des valeurs de pression en fonction du temps permet la mesure des énergies de choc et de gaz.

D. Indice d'énergie (Weight Strength)

La définition de l'indice d'énergie comme étant la somme respective des rapports de la chaleur d'explosif Q et du volume de gaz V (en prenant comme référence une dynamite dont les caractéristiques sont les suivantes $Q = 1160 \text{ kcal/kg}$, $V_0 = 650 \text{ l/kg}$), son expression est comme suit :

$$S = 5/6 * (Q/Q_0) + 1/6 * (v/v_0) \quad (I.09)$$

Où Q_0 , v_0 représentent la chaleur et le volume de gaz dégagés d'un explosif de référence.
[2]

E. La brisance

La brisance d'un explosif est son aptitude à fragmenter un matériau placé en son voisinage, la grandeur importante caractérisant cette dernière : c'est la pression de détonation. Certains auteurs ont proposé de prendre comme valeur de la brisance l'expression :

$$B = \rho * \delta^2 \quad (I.10)$$

Où on représente la densité de chargement de l'explosif et sa vitesse de détonation.

Les méthodes expérimentales les plus couramment utilisées pour déterminer la brisance sont : la méthode de KAST et celle de HESS.

La méthode de HESS est basée sur l'écrasement d'un petit cylindre en plomb (normalisé) et la méthode de KAST est basée sur l'écrasement d'un petit cylindre (normalisé) en cuivre. Dans les deux cas on mesure à l'aide d'un micromètre la diminution de la hauteur du cylindre qui est comparé par la suite à l'effet d'un explosif de référence (en France

l'explosif de référence choisie est l'acide picrique). Ce rapport qualifie bien la puissance d'un explosif par rapport à un autre.[8]

Tableau I.2. Caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie (O.N.E.X).[9]

Désignation commerciale	Résistance à l'eau	Densité (t/m ³)	La vitesse de détonation (m/s)	Puissance C.U.P	C.S.E (cm)	Volume de gaz (l/kg)	utilisation
Geonit	Très bonne	1.50	5800	1.15	18	733	Roche dure
Geonit I	Bonne	1.40	6300	1.33	8	865	Roche dure
Geonit II	Bonne	4.45	6000	1.27	6	808	Roche dure (mine souterraine)
Carrinit	Médiocre	1.00	4500	1.27	10	892	Roche dure à mi-dure
Marmanit I	Médiocre	0.95	4000	1.28	5	842	Roche de dureté moyenne
Marmanit II	Médiocre	0.98	4100	1.27	2	868	Roche de dureté moyenne
Marmanit III	Médiocre	0.95	3800	1.18	2	907	Roche tendre
N.18bis	Médiocre	0.95	2500	1.16	4.5	—	Région sismique sèche, roche tendre.
Anfomil	Médiocre	0.90	3000	1.15	0	975	Roche tendre

I.5. Vibrations sismiques et acoustiques

Le terme onde est signifiant eau courante, une onde est définie comme étant la propagation d'une déformation, d'un ébranlement ou une vibration dont l'élongation est une fonction périodique des variables de temps et d'espace (célérité, fréquence ou période).

I.5.1. Les types d'ondes

On distingue deux types :

I.5.1.1. Les ondes mécaniques

Propagation d'une déformation mécanique dans un milieu, la perturbation se transmet de proche en proche dans le milieu, Elle transfère de l'énergie sans transfert de matière, ce sont les ondes sonores, les ondes sismiques, les vagues, etc.

I.5.1.2. Les ondes électromagnétiques

Propagation d'un champ électromagnétique, ce sont les ondes hertziennes, les ondes lumineuses, les ondes ultraviolettes, les rayons X et les rayons gamma, ces ondes transfèrent de l'énergie.

I.5.2. Propagation des ondes sismiques

Les ondes sismiques se propagent à partir du foyer(ou hypocentre) dans toutes les directions qui leur sont offertes, l'énergie est propagée sous forme de trains d'ondes à l'origine du soit de tremblement de terre ou par travaux de tir à l'explosif dans les mines ou les carrières, l'onde sismique provoque un déplacement minime de chaque particule minérale qui oscille autour de sa position d'équilibre par transmission d'énergie, la surface séparant les particules en mouvement de celles qui ne le sont pas encore correspond au front d'onde, la surface formée par les particules vibrant en phase est la surface d'onde.

On matérialise la direction de propagation de l'énergie par les rais sismiques qui sont dans un milieu isotope est perpendiculaire à la surface d'onde, dans un milieu homogène, le rai sismique est droit.

I.5.2.1. Types d'ondes sismiques

Les vibrations lors d'un tir à l'explosif se propagent dans toutes les directions. On distingue deux types d'ondes sismiques, les ondes de volume qui traversent les couches géologiques et les ondes de surface qui se propagent à la surface sur les enregistrements des sismographes, elles se succèdent ou se superposent, leur vitesse de propagation et leur amplitude sont modifiées par les structures géologiques qu'elles traversent.

Les signaux enregistrés sont la combinaison d'effets liés à la source, aux milieux traversés et aux instruments de mesure. [10]

A. Onde de volume

Elles se propagent à l'intérieur du globe terrestre ; leur vitesse de propagation dépend du matériau traversés, la vitesse augmente avec la profondeur car le matériau traversé devient plus dense.

On distingue :

- ❖ **Les ondes p ou ondes primaires** : appelées aussi ondes de compression ou ondes longitudinales, le déplacement du sol qui accompagne leur passage se fait par dilatation et compression successive, parallèlement à la direction de l'onde, ce sont les plus rapides et sont enregistrées en premier sur sismogramme, elles sont responsables de grondement sourd que l'on peut entendre au début d'une vibration lors du tir à l'explosif.

$$V_p = 6.5 \text{ à } 13.8 \text{ km/s}$$

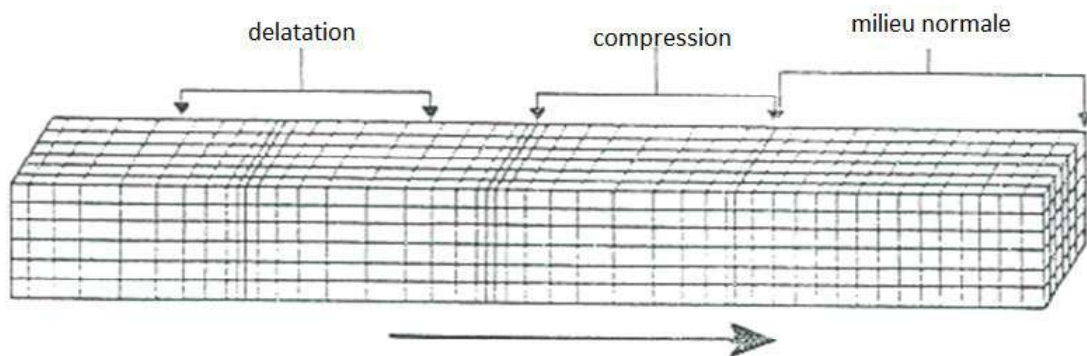


Figure I.5. Onde primaire P. [10]

- ❖ **Les ondes S ou ondes secondaires** : appelées aussi ondes de cisaillement ou ondes transversales, à leur passage, les mouvements du sol s'effectuent perpendiculairement au sens de propagation de l'onde, ces ondes ne se propagent pas dans les milieux liquides, les ondes secondaires à cause des propriétés élastiques des roches, elles apparaissent en seconde sur les sismogrammes.

La différence du temps d'arrivées des ondes S et P suffit pour donner une indication sur l'éloignement des vibrations en connaissant leurs vitesses de propagation.

Les ondes de volumes se propagent comme toutes les ondes, et en particulier comme les rayons lumineux, elles peuvent être réfléchies ou réfractées.

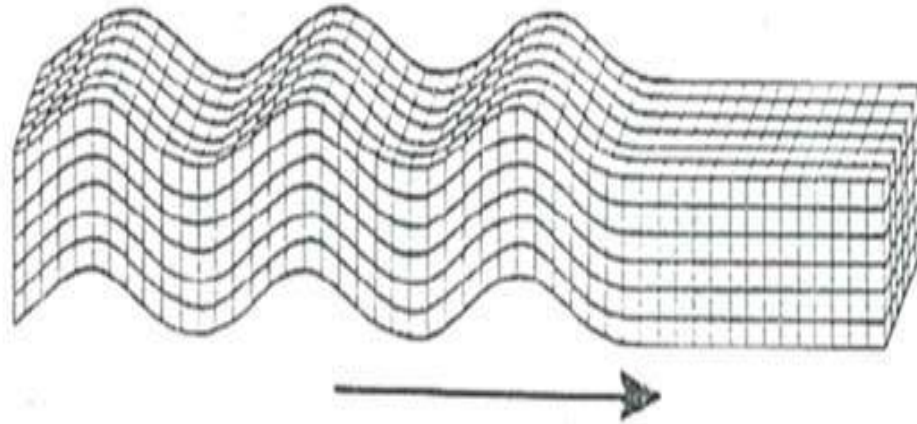


Figure I.6. Onde secondaire S. [10]

B. Ondes de surfaces

Ce sont des ondes guidées par la surface de la terre, leur effet est comparable aux rides formées à la surface d'un lac. Elles sont moins rapides que les ondes de volumes mais leur amplitude est généralement plus forte.

On peut distinguer :

- ❖ **L'onde de love (L) :** c'est un anglais Augustus Edward Haugh Love qui découvre son existence en 1911, son déplacement est comparable à celui des ondes S sans le mouvement verticale, les ondes de love provoquant un ébranlement horizontal qui est la cause de nombreux dégâts aux fondations d'un édifice qui n'est pas une construction parasismique, les ondes de love se propagent à environ $4\text{km}\cdot\text{s}^{-1}$.

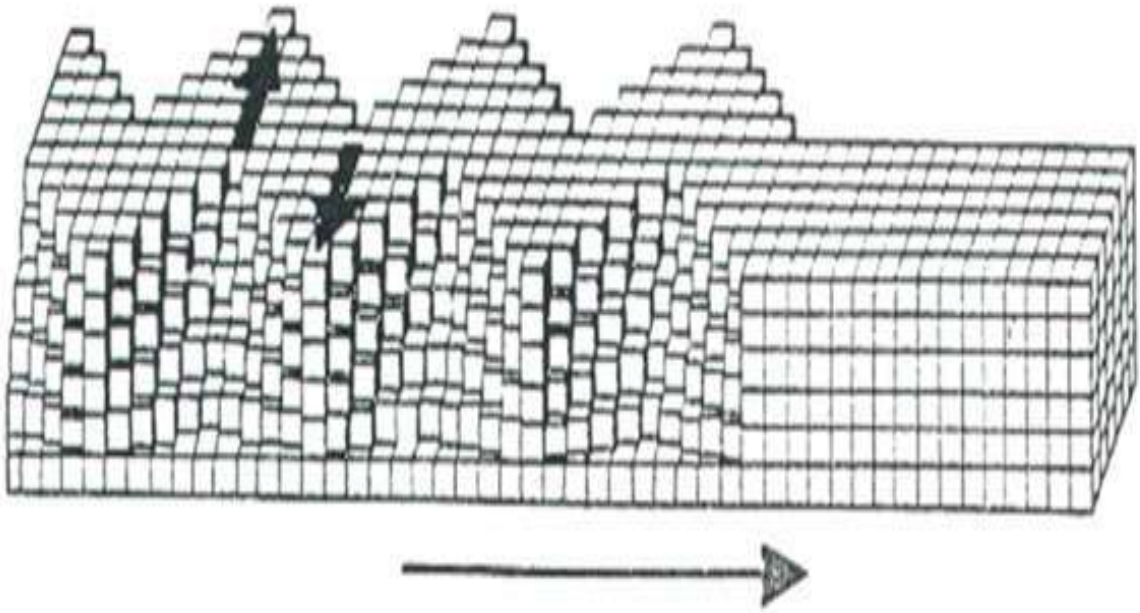


Figure I.7. Onde de love L. [10]

- ❖ **L'onde de Rayleigh (R)** : elle a été découverte par John William Rayleigh en 1885, son déplacement est complexe, assez semblable à celui d'une poussière portée par une vague, constituant un mouvement à la fois horizontal et verticale.

Pour caractériser une onde, on indique sa direction de propagation et sa vitesse de propagation ou célérité.

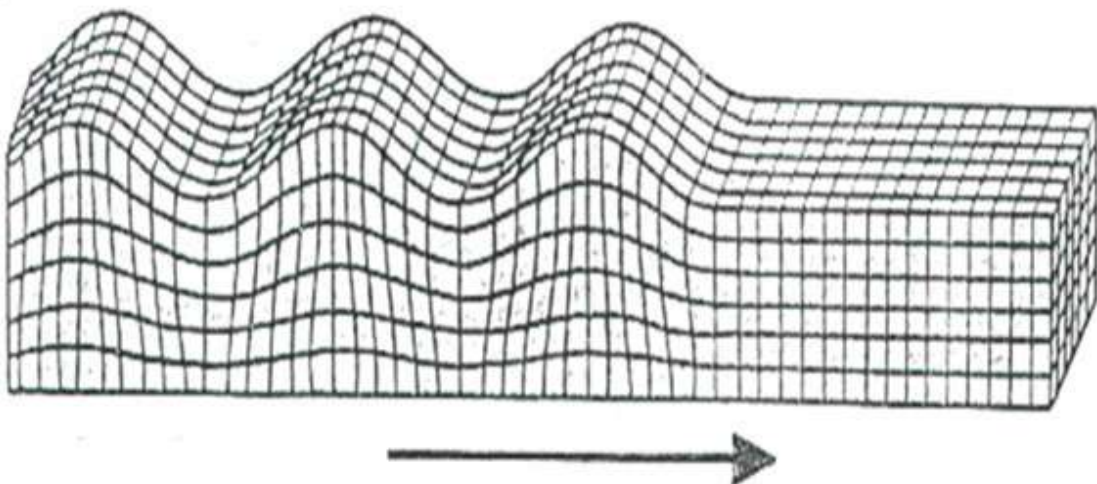


Figure I.8. Onde de Rayleigh R. [10]

I.5.3. Propagation des ondes acoustiques

I.5.3.1. L'acoustique

Partie de la physique qui traite des sons et des ondes sonores (nature, production propagation et réception du son), cette science fait appel aux phénomènes ondulatoire et à la mécanique vibratoire, les champs d'investigation qu'elle propose regroupent plusieurs domaines : la propagation des ondes sonores, l'acoustique des salles, la physiologie de l'audition, l'acoustique environnementale, le traitement du signal audio, les sciences des communications et les tirs à l'explosif.

I.5.3.2. Vibration acoustiques

Une vibration acoustique est constituée par le mouvement des particules d'un milieu élastique à la suite d'un ébranlement initial. La propagation des vibrations sonores se fait à vitesse variable selon les milieux. Elle est d'autant plus rapide que le milieu présente une bonne cohésion. La vitesse du son dans l'air (célérité) est de 340 à 360 m/s suivant la température et l'hygrométrie. Elle atteint 1420 m/s dans l'eau et 5600 m/s dans l'acier.

I.5.3.3. Définition

Les ondes acoustiques sont des ondes élastiques qui se propagent dans les milieux gazeux et solide.

Une onde sonore est également générée, elle se transmet par l'air et peut parfois faire vibrer.

Perturbation d'un milieu qui se propagent dans le milieu éventuellement en se déformant avec une vitesse mesurable, la propagation de la perturbation n'implique pas la propagation de la matière, il faut différencier la vitesse de l'onde, de celle de l'élément matériel, propagation de l'énergie continue dans la perturbation généralement pas de la matière, dont les déplacements nets sont en moyenne nulles, en première approximation.

Les ondes en besoin d'un milieu matériel pour se propager, une exception provient de la lumière, l'onde modéliser à un champ de déformation, défini en tout point de l'espace, à chaque instant l'onde est irréductible au corpuscule. (Il ne faut pas confondre bruit et son).

- **Le son** est une vibration acoustique régulière agréable à l'oreille de l'homme.
- **Le bruit** est une vibration acoustique erratique, intermittente qui constitue une sensation auditive désagréable ou gênante pour l'homme. On en distingue :
- ❖ Les bruits entretenus : concasseur, moteur.

- ❖ Les bruits impulsionnels qui sont caractérisés par un pic de pression très bref : coup de feu, tir de mine.

La courbe de mesure du bruit impulsionnel dû à un choc présente une montée rapide en pression et une décroissance erratique (Figure I.11.A).

La courbe de mesure bruit impulsionnel dû à une explosion à l'air libre (cordeau détonant) (Figure I.10.B), présente une montée rapide en pression (surpression de crête) et une décroissance régulière. Cette surpression est suivie d'une dépression qui s'égalise dans le temps en deux ou trois oscillations. Ash et Al (1986).

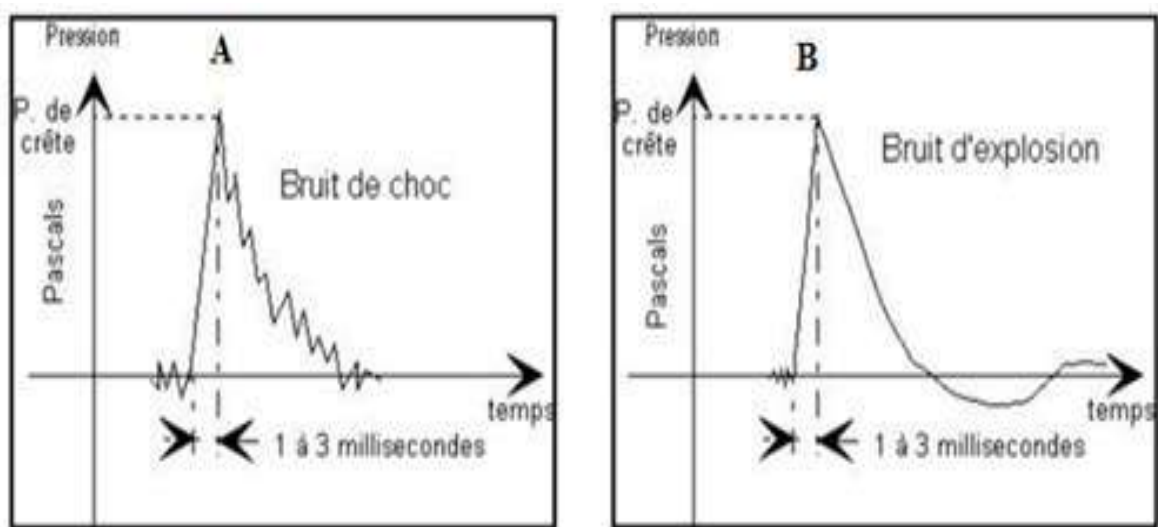


Figure I.9. A. Courbe de mesure du bruit de choc.

B. Courbe de mesure du bruit d'explosion.

Dans le cas d'une explosion en milieu confiné :

- Les gaz de tir à haute pression (9000 à 10000 bars) et à vitesse élevée (2000 m/s) vont produire un bruit d'impact en entrant en contact avec la roche (Energie de choc de l'explosif).
- La détente rapide des gaz du milieu confiné vers le milieu extérieur va induire une forte surpression aérienne (bruit d'explosion) en liaison avec l'énergie de gaz de l'explosif. [10]

On remarquera que pour tout explosif utilisé en milieu non confiné, tir en charges appliquées par exemple, la majeure partie de l'énergie potentielle des gaz est transformée en onde de pression aérienne. Ces méthodes et dispositifs sont à proscrire en site sensible.

I.5.4. Caractéristique des ondes

I.5.4.1. Le déplacement

Est la distance parcourue par un élément de matière depuis sa position neutre.

Dans le cas d'un mouvement périodique sinusoïdal, l'expression du mouvement en fonction du temps peut s'inscrire :

$$d = D \sin(\omega t) \quad (I.11)$$

$$\omega = 2\pi f = \frac{2\pi}{T} \quad (I.12)$$

D : Elongation maximale.

W : pulsation du mouvement.

F : fréquence de la vibration (Hz).

T : période de la vibration (s).

I.5.4.2. La vitesse particulière

Est la rapidité à laquelle se déplacent les éléments de matière ce qui se traduit par les oscillations autour de leur point d'équilibre.

La vitesse particulière se caractérise par :

- ❖ La période T (ms) correspond à une oscillation complète à partir de la position initiale de repos, elle est inversement proportionnelle à la fréquence ($f = 1/T$ en Hz).
- ❖ L'amplitude du déplacement (μm) est la distance parcourue par un élément de matière depuis sa position initiale.
- ❖ l'amplitude de la vitesse d'une onde (mm/s) est la vitesse à laquelle se déplace la particule élémentaire de matière.
- ❖ l'accélération (m/s^2) est la variation de la vitesse dans le temps, l'expression de l'accélération peut s'inscrire :

$$a(t) = D\omega^2 \sin(\omega t) \quad (\text{mm/s}^2) \quad (I.13)$$

Mesure de l'accélération avec des capteurs de types accéléromètres.

L'expression de la vitesse particulière peut s'inscrire :

$$V(t) = D\omega \cos(\omega t) \quad (\text{mm/s}) \quad (I.14)$$

$$D_{max} = Dw = D \frac{2\pi}{T} = D2\pi f \quad (\mu\text{m}) \quad (\text{I.15})$$

On mesure de la vitesse de déplacement du sol (vitesse particulière) avec des capteurs de type géophones. [8]

I.5.4.3. vitesse radiale

La vitesse radiale est la vitesse d'un objet mesurée dans la direction du rayon (ou la ligne de visée) vers ou depuis le point d'observation. La mesure de la vitesse radiale se fait de plusieurs façons et ce concept est utilisé dans de nombreux domaines dont la mesure par des capteurs géophones, radar Doppler, les sonars, les échographies.

Le mouvement d'un objet par rapport à un observateur peut être décomposé en deux axes orthogonaux : radial et tangentiel. La vitesse radiale (V_r) ne donne pas la valeur du vecteur vitesse de l'objet (V_s), mais uniquement la composante de celui-ci sur la ligne de visée. La vitesse radiale est donc :

$$V_r = V_s \cos\theta \quad (\text{mm/s}) \quad (\text{I.16})$$

θ L'angle formé par la ligne de visée vers le mobile et la trajectoire de celui-ci.

Pour connaître les autres composantes, c'est-à-dire les composantes tangentielles à la ligne de visée verticalement et horizontalement, il faut en général observer le mouvement propre de l'objet, et connaître sa distance.

I.5.4.4. Vitesse transversale

Une vitesse est transversale quand la direction de la perturbation est perpendiculaire à la direction de propagation de l'onde.

I.5.4.5. Vitesse longitudinale

Une vitesse est longitudinale quand la direction de la perturbation est parallèle à la direction de propagation de l'onde.

I.5.4.6. Fréquence

Nombres d'oscillations pendant une seconde.

I.6.Effets des tirs dans les mines et carrières

I.6.1. Effets sismiques

La maîtrise de la sismicité produite par les tirs se résume essentiellement soit à limiter les tirs ou à les contrôler, à tous points de vue, les ondes à basse fréquences sont les plus néfastes, étant à la fois plus nocives pour les infrastructures de surface et plus facilement ressenties par l'être humain.[11]

Le tableau ci-dessous donne la relation entre la vitesse de vibration et les dommages causés à des immeubles fondés sur rocher.

Tableau I.3. La relation entre la vitesse de vibration et les dommages causés. [12]

V (mm/s)	Fréquence (Hz)	Déplacement (μm)	L'accélération (m/s^2)	Description des dégâts
0.5	>80	<1	251.2	Pas de fissuration
3	80	6	1507.2	Pas de fissures apparentes
5	30	26.5	942	Fissurations visible
10	5	320	312.5	Fissures importantes
>10	1	1560	>62.8	Chute des pierres dans les galeries

Lors de la détonation d'une charge, cette dernière s'accompagne de phénomènes irréversibles qui permettent de définir les zones d'influence dont :

- ❖ La zone de broyage.
- ❖ La zone de fissuration radiale.
- ❖ La zone sismique.

I.6.1.1.Zone de broyage

Les contraintes de compression subies à proximité de la paroi du trou dans les premiers temps de la propagation et les contraintes subies par la roche sont très élevées de pression. Les contraintes en général excèdent dans un temps très court la résistance à la compression de la roche Rcaussitôt broyé en fines particules.

L'onde émise n'est pas la seule responsable de l'état de contrainte, les gaz qui s'engouffrent dans les fissures y participent.

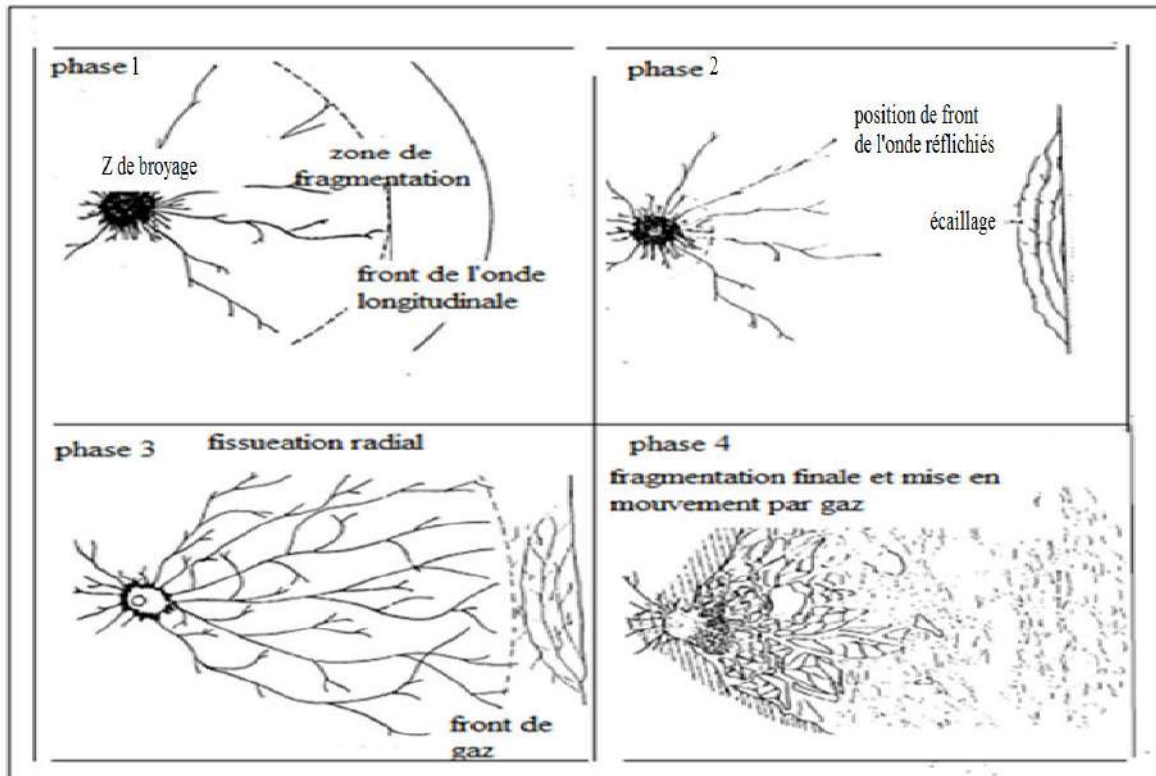


Figure I.10. Développement de la fissuration et de la fracturation, (phase 1 à 4).[13]

La décroissance des contraintes varie d'une façon continue en fonction de la résistance à la compression de la roche.

L'épaisseur de la zone de broyage dépend essentiellement de la pression maximale à la paroi du trou et des propriétés dynamique de la roche. Les roches cristallines à porosité faible offrent une résistance plus importante au broyage que les roches tendres et /ou poreuses. La pression à la paroi du trou dépend de la densité de l'explosif. Par conséquent, l'épaisseur de la zone broyée peut être modifiée en variant la densité du chargement.[13]

I.6.1.2. La zone de fissuration radiale (zone transitoire)

La roche subit suite à la contrainte de compression radiale et à la contrainte tangentielle de traction, une décroissance dans la zone de broyage; qui demeure supérieure à la résistance à la traction (de la roche) sur une distance importante.

La contrainte tangentielle est responsable de la rupture (en traction) mais cette phase reste en particulier caractérisée par des fissures radiales.

La fissuration radiale se développe à une distance comprise entre 20 et 50 rc.

Le mécanisme de la propagation de ces fissures n'est pas aussi clair, d'après des essais au laboratoire des tirs (sur modèle physique) et en utilisant la méthode photographique, a conclu que ces fissures sont initiées et propagées à partir des fractures préexistantes dans le massif rocheux. Cela peut indiquer que les contraintes résiduelles jouent un rôle important dans la propagation de ces fissures. [13]

I.6.1.3. Zone sismique

Sur cette zone, aucune fissuration marquante n'apparaît, il y a réapparition des vibrations qui affaiblissent le massif, ce dernier suit un modèle classique de comportement élastique.

I.6.1.4. Effet des ondes réfléchies

Dans les zones sismiques, les tirs généralement réalisent près d'une face libre dans un massif qui contient une discontinuité importante.

En effet, dès qu'elle rencontre une discontinuité, l'onde de contrainte émise se scinde en une onde transmise et une onde réaffichée.

Dans le cas de l'interface roche/air pris dans cet ordre, la réflexion est presque totale. L'onde de compression (longitudinal) se réfléchit en une onde de traction et elle peut conduire à des contraintes excédant la résistance à la traction de la roche. Cela se produit, lorsque la distance entre la source et la discontinuité est faible. Une fissuration parallèle au plan d'onde apparaît alors. Ce phénomène est appelé écaillage, La présence de nombreuses discontinuités dans le massif (micro fissures) induit deux effets sur l'onde qui se propage:

- Affaiblissement du maximum de contraintes.
- Diminution des fréquences associées aux ondes de contraintes (phénomènes vibratoires).

Les ondes réfléchies jouent deux rôles:

- Modification de l'orientation des fissures radiales,
- Initiation de nouvelles fissures. Ainsi une nouvelle fissuration perpendiculaire à l'écaillage apparaît au voisinage de la surface libre.

I.6.1.5. Effet de la fragmentation finale et mise en mouvement

Si l'onde émise et l'onde réfléchie sur la surface libre, ont pu pré fissuré ou, affaiblir suffisamment le massif entre cette surface libre et le diamètre du trou, les gaz emprisonnés vont pouvoir poursuivre leurs propagation et leur action. Ils s'infiltreront dans les fissures, complétant éventuellement la fissuration et mettent les blocs formés en mouvement.

I.6.1.6. Effet de la présence d'une face libre

Lorsque l'onde de choc rencontre une discontinuité, elle se scinde en une onde transmise et une onde réfléchie. La répartition entre l'énergie transmise et l'énergie réfléchie dépend du rapport des impédances des matériaux de part et d'autre de la discontinuité. Dans le cas de l'interface roche/air, la réflexion est presque totale. L'onde de compression se réfléchit alors en une onde de traction qui est responsable de la formation d'une fissuration parallèle au plan d'onde; Ce phénomène bien connu est appelé écaillage (figure.10, phase 2 et 3).[13]

I 6.1.7. Effet des gaz libérés

La fissuration générée par l'onde émise et l'onde réfléchie permet aux gaz libérés de poursuivre leur propagation et d'affaiblir davantage le massif; Ils filtrent dans les fissures, prolongeant éventuellement la fissuration et mettent en mouvement les blocs obtenus (figure I.10. phase 4). Jaeger et Cook (1979) prétendent que les gaz libérés sont les facteurs principaux de la fragmentation. La génération de la fissuration radiale ne peut pas être le résultat de l'onde de choc émise, selon eux, car la vitesse de la propagation des ondes est bien plus élevée que la vitesse de la propagation de ces fissures. C'est alors la pression quasi-statique créée par les gaz libérés qui engendre des contraintes compressives radiales et des tractions tangentielles, lesquelles génèrent ces fissures. Elles sont par la suite prolongées par les gaz sous pression responsables de la fragmentation finale. [14]

I.6.1.8. Effet arrière du tir

Les résultats d'effets arrière obtenus sont très variables d'un essai à l'autre dans une même catégorie d'essais. (La Figure I.11, 12 compare les croquis des effets arrière obtenus pour deux essais mono-trou différents (R1T6 et R2T4), et montre les photographies de la plateforme supérieure réalisées après tir. La Figure I.12 montre de même les résultats d'effets arrière obtenus pour un essai bi-trou à amorçage retardé (R7B3), un essai bi-trou à amorçage simultané (R8B2), et un essai multi-trous.

Les fissures observables après tir sur la plate-forme supérieure sont majoritairement en arcs par rapport aux trous abattus pour les essais mono-trou et, sauf rare exception, sensiblement parallèles au front abattu pour les essais multi-trous. [15]



Figure I.11. Effet arrière constaté pour les essais mono-trous. [15]



Figure I.12. Effet arrière constaté pour les essais bi-trous et multi-trous. [15]

Lors d'un tir d'abattage toute l'énergie transmise au massif et qui ne sert pas à abattre ou à fragmenter la roche se retrouve sous forme de nuisances.

I.6.2. Effets acoustiques

Les vibrations acoustiques de l'explosion transmise par l'air (onde aérienne), proviennent surtout de la libération des gaz de tir des cordons détonant placés sur le sol, et dans une moindre mesure, des charges des Fournaux à travers les fissurations du massif ou à travers le haut du trou de forage après expulsion du bourrage.

L'onde acoustiques ainsi provoquées présente une crête de surpression d'air trèsbrève, suivi par une série d'oscillations de pression, les conditions météorologiques affectant l'onde aérienne (plafond de nuage, pluie, humidité, brouillard, vent), de sorte qu'il peut se dérouler des phénomènes de réflexions, de déviation ou de concentration de l'onde aérienne engendrant des effets sonores imprévisibles en des zones données.

Tableau I.4. Effets des vibrations acoustiques en fonction de la vitesse particulière. [12]

Dégâts (dB)	Fr (Hz)	Description des dégâts
<50	0.5	Non détecté par l'oreille
90	1	Imperceptible
112	8	Apparition des premières plaintes isolées
120	20	Probabilité de plainte élevée, vibration des vitrages
125	35	Seuil conseillé par l'arrêté du 22/09/1994
130	63	Seuil de dommages préconisés aux USA pour les constructions sensibles, vibration sensible des planchées.
135	112	Premiers dommages superficiels, fissuration du plâtre et d'enduit (vibrations répétitives).
140	200	Bris de vitres les plus fragiles.
145	350	Seuil d'exposition des personnes conseillé dans les publications.
170	6000	Bris tous les vitrages non traité spécifiquement.

I.6.2.1. Effet d'onde sonore

Dans l'exploitation en ciel ouvert ou souterraine, lorsque les gaz d'expulsion se détonent dans la masse d'air ambiante, une onde de surpression acoustique est générée, avec du bruit associé, l'exposition à une surpression aérienne trop élevée peut causer des dommages auditifs, et peut endommager notamment.

Les fenêtres des bâtiments environnant, lors de désastre industriel de l'ancienne usine AZF à Toulouse (sud-ouest de la France) en 2001, où un stock de 300 tonnes de nitrates d'ammonium a explosé en bon lieu de la ville, les fenêtres des habitations ont été endommagées dans un rayon de 4 kilomètres autour du lieu de l'explosion, le bruit

associés a été entendu jusqu'à 80km de distance d'après une publication du centre interdisciplinaire d'Etude Urbaines(CIEU,2002).

I.6.2.2. Bruit

Les vibrations acoustiques de l'explosion transmises par l'air (ondes aériennes) proviennent surtout de la libération des gaz de tir des cordons détonants placés sur le sol, dans une moindre mesure, des charges des fourneaux à travers les fissurations du massif ou à travers le haut du trou de forage après expulsion du bourrage.[11]

I.6.2.3. Projections excessives

A cause de la pression de gaz d'explosion, outre les effets de surpression aérienne précédemment cités, des fragments de roche peuvent être projetés au niveau de la zone de bourrage (verticalement) ou dans les directions du tir (horizontalement), pour cette raison, un périmètre de sécurité est défini autour du tir, évacué et contrôlé le boute-feu en chef avant la mise à feu est tenu de protéger les personnes et équipements, il arrive toutefois dans des cas rares que des projections exceptionnellement vives se produisent, celles-ci pouvant atteindre plusieurs centaines de mètres de portée, ce type de risque environnemental est d'autant plus prononcé lorsque l'opération de tir a lieu à proximité de zones urbaines ou d'infrastructures publiques ; parmi les facteurs pouvant favoriser cet effet secondaire néfaste, on peut citer de manière exhaustive : une banquette faible ; une banquette trop forte favorisant l'éjection verticale des roches dans la zone de bourrage ; des trous de mine anormalement convergents à proximité du front.

La présence d'une zone de résistance particulièrement faible au niveau du front indépendamment du danger que représentent les projections excessives, un étalement trop important du tas abattu par un tir n'est pas techniquement souhaitable, car les engins de déblayages sont dans ce cas forcés de ratisser la plate-forme inférieure afin de récupérer les déblais, ce scénario est d'autant plus problématique dans le cas où le déblayage se fait avec des pelles hydrauliques, et la finesse de la fragmentation devient alors même un désavantage. [16]

D'une manière générale, les projections peuvent provenir, soit de la surface supérieure du tir (projection issues des têtes de trous de mines), soit de la surface de dégagement verticale (projections issues du front) comme c'est le cas en particulier pour les tirs en gradins, les projections issues des têtes de trous de mines sont des projections en cloches qui peuvent intervenir dans toutes les directions, elles ont cependant une portée relativement faible

pour des tirs réalisés conformément aux règles de l'art, les projections issues du front ont des trajectoires tendues elles sont orientées vers l'avant du front (demi-espace face au tir) et ont une portée relativement élevée pour des tirs en gradins réalisés conformément aux règles de l'art.[16]

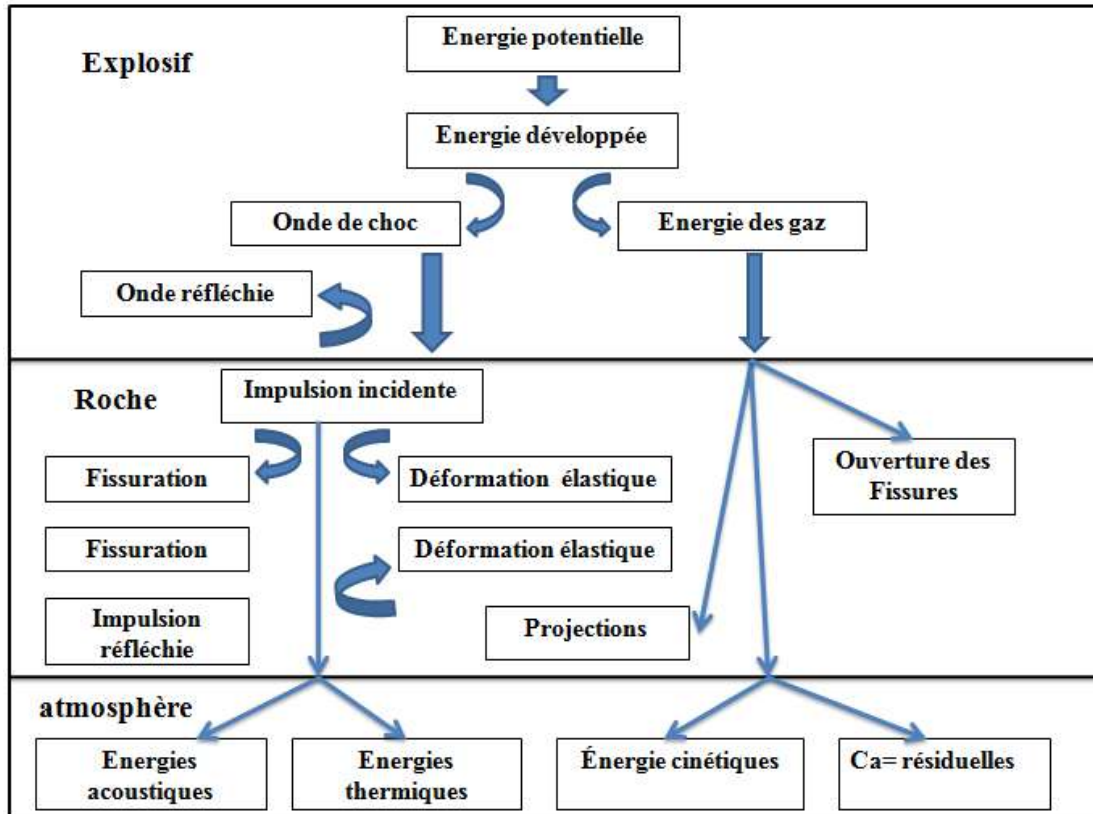


Figure I.13. Nuisances générales du tir à l'explosif. [17]

Conclusion

Les effets du tir sur la stabilité des terrains se traduisent par des événements soudains qui se réalisent à cause de l'empilage de plusieurs facteurs cités dans ce chapitre, une seule cause isolée ne peut entraîner une catastrophe naturelle ou autre.

Le passage de l'état de stabilité à l'état d'instabilité d'un versant relève de causes nombreuses et variées, parmi lesquelles on cite : la nature du terrain (géologie, morphologie caractéristiques physico-chimiques), les actions de l'eau, et aussi les vibrations sismiques et acoustiques induites par le tir à l'explosif.

Références Chapitre I

- [1]. William A. Hustrulid's, «Principes du Tir à l'explosif pour les mines à ciel ouvert», Concept de design général V1, Balkema Editeur, Netherlands, 2005.
- [2]. James T. Ludwiczak, «Les principes de base du dynamitage : guide d'étude pour les étudiants de génie en explosifs», Edition 2. Editeur- Consultants des Mines et des Tirs, 2002, pp. 154.
- [3]. Said Berdoudi, «Etude de la mécanique de tirs des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algérienne», thèse de doctorat en Mines, Université Badji Mokhtar Annaba, soutenue en Juin 2012, pp. 115.
- [4]. Nefis Mouloud, «Modèle d'un plan de tir», mémoire de magister en Mines, Université Badji Mokhtar Annaba, soutenue le 14 Avril 2010, pp. 91.
- [5]. Yann Gregoire, «Etude expérimentale et numérique de la dispersion explosive et de la combustion de particules métalliques- détonation et principe d'explosion» Thèse de doctorat en Energétique, Thermique et Combustion- Aix-Marseille Université, soutenue le 10 Décembre 2009, pp. 296.
- [6]. Siegfried Maiolino, «Fonction de charge générale en géomécanique : application aux travaux souterrain», thèse de doctorat de l'école des mines de paris ; 245 pages ; 2006.
- [7]. Zeng Qiang Spécialité, «Optimisation de l'utilisation des explosifs en Génie Civil- détonation et Conception des tirs», thèse de doctorat en Structures et Matériaux de l'Ecole Nationale des Ponts et Chaussées, soutenu le 20 novembre 1995, pp. 178.
- [8]. Pierre Chapot, «Etude des vibrations provoquées par les explosifs dans les massifs rocheux», Laboratoire régionale des ponts et chaussées- Nancy et Ministère de l'urbanisme et du logement- Ministère des transports, 15 January 1981.
- [9]. O.N.E.X- Office Nationale d'explosifs, «guide technique des explosifs et accessoire de tirs», 2010.
- [10]. Emmanuel de Langre ; Antoine Chaigne, «Dynamique et vibrations», les éditions de l'école polytechnique, Décembre 2008, pp. 144.
- [11]. Yannick Bleuzen- Ingénieur des Mines, gérant de SIMI internationale, «Nuisances sismiques et acoustiques des tirs de Mines», 2009, pp. 17.
- [12]. S.C.A. Carrière du Hainaut, Etude d'incidences sur l'environnement, «tirs de mines et vibrations».
- [13]. Aoul Elias Hadjadj, «prédiction et analyse de la fragmentation des roches dans les conditions Algérienne», thèse de doctorat en Mines, Université Badji Mokhtar Annaba, soutenue en Juin 2014, pp. 96.

- [14]. W. L.Fourney et al, «Fragmentation par Tir à l'Explosif», premiersymposium international sur lafragmentation des roches, Aout 1983, pp. 26.
- [15]. Florent Delille, «Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert», Thèse de doctorat en Mines,Ecole Nationale Supérieur Des Mines De Paris, soutenu en 2012.
- [16]. Mathieu Jeannin, «Etude des processus d'instabilités des versants rocheux par prospection géophysique, Apport du radar géologique», THÈSE de doctorat, Ecole Doctorale : Terre, Univers et Environnement, Présentée le 28 septembre 2005, pp. 247.
- [17]. Cécile Coulombe,«Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats», Rapport d'option : Sol et Sous-sol, Mines Paris- ParisTech- Centre de Géosciences (COLAS), Juillet 2007.

*Chapitre II : Stabilité des terrains
miniers*

Introduction

L'une des plus grands soucis qui préoccupent les miniers à travers le monde de façon directe, est la stabilité à long terme des talus des gradins de carrières et des terrains miniers, pour cela une étude des paramètres influençant la stabilité des massifs rocheux doit être réalisée dès la phase de prospection et en cours d'exploitation afin d'analyser et de traiter ce pertinent problème avant son évolution.

Partant de ce principe : l'estimation de la sécurité réelle vis-à-vis le risque de rupture est, malgré sa complexité la question à soulever pour atteindre cette fin surtout dans le cas de données limitées ou peu connues.

II.1. Les mécanismes d'instabilité dans les massifs rocheux

Les mécanismes d'instabilité qui affectent les versants rocheux et les falaises participent à l'évolution naturelle des pentes, ils rentrent dans la classification de nombreux processus d'érosion.

Un massif rocheux peut être représenté comme un agencement de blocs, de tailles et de géométrie variables, qui restent solidaires grâce aux ponts de matières qui existent entre ces différents éléments.

-Le signe prémonitoire le plus important d'une déstabilisation d'une masse rocheuse correspond à l'observation de fissures ouvertes à l'arrière d'une falaise ou d'une pente raide.

-La présence de blocs hétérométriques épars ou concentrés au pied de falaise ou de forte pente, traduit l'existence d'éboulements ou de chutes de blocs actifs ou passifs.

Plusieurs paramètres naturels et techniques dans les mines à ciel ouvert engendrent la déstabilisation des massifs rocheux abandonnés ou en cours d'exploitation.

D'un point de vue général, les massifs rocheux peuvent être considérés à la fois comme des objets géologiques et des objets mécaniques, l'étude de stabilité des massifs rocheux nécessite d'avoir des connaissances relatives à la géologie structurale et à la mécanique des roches.

Sur le plan géotechnique, une grande diversité de mécanismes d'instabilité identifiée selon :

-la nature de la matrice rocheuse et ses caractéristiques pétrographiques et mécaniques.

-les discontinuités à toutes les échelles et de tous types affectant le massif.

-la variabilité dans l'espace du couple matrice rocheuse/discontinuités.[1]

II.1.1. Les mouvements de terrain

Le terme générique « mouvements de terrain » désigne l'arrachement et le déplacement le long des pentes de sols et de matériaux rocheux sous l'effet direct de forces de gravité. [2]

Ces phénomènes se différencient au niveau de l'évolution de l'instabilité, de la vitesse du mouvement durant la phase d'instabilité majeure, de la surface de rupture, de la nature géologique des terrains et de leur désorganisation ; les différents types de mouvements de terrains sont classés en fonction du type de matériau impliqué et de type de mécanisme de déformation et de rupture.

De nombreuses classifications ont été proposées, pour rendre compte de la diversité des mouvements de terrain. Les principaux critères de classification retenus sont :

- Types de terrains affectés.
- Types de mouvements.
- Vitesse de processus.
- Taux de remaniement des matériaux après le mouvement.

Dans la terminologie, On peut distinguer :

- a- Les mouvements liés à la présence des vides souterrains (dissolution, karst, carrières souterraines...).
- b- Les mouvements liés à la présence d'une pente, pour lesquels on distingue :

-**Les glissements de terrain** : terme général utilisé pour désigner les mouvements du sol meuble où les matériaux qui se déplacent principalement par glissement avec des vitesses assez variables (quelques centimètres par jour à quelques mètres par heure).

-**Les écoulements** : comme les coulées boueuses et les laves torrentielles, caractérisés par un transport de type fluide de matériaux saturés.[1]

- c- Les mouvements gravitaires profonds : aux mécanismes souvent complexes, qui peuvent acquérir des dimensions pluri-hectométriques et affecter l'ensemble d'un versant rocheux.
- d- Les phénomènes de chauffage qui se développent dans des formations géologiques présentant une anisotropie mécanique marquée (schistosité, foliation ou litage fortement redressé).

Ces phénomènes peuvent évoluer en mouvement profond, en glissement rotationnel ou en chute de blocs.[2]

II.2. Les déformations des talus à ciel ouvert

Les nombreuses classifications des mouvements de versants naturels et des talus des mines sont très diverses et complexes. Nous pouvons diviser toutes les déformations en quatre groupes en fonction du mécanisme de mouvement : [3]

- Glissements.
- Coulées.
- Eroulements.
- Fluage.

II.2. 1. Les glissements

Ils se caractérisent par la translation latérale d'une certaine masse de matériaux au niveau d'une surface de rupture nettement individualisée, ils se produisent généralement dans des matériaux faiblement cohérents (marnes, argiles..). Les glissements sont les mouvements qui affectent le plus fréquemment les ouvrages de génie civil et génie minier. [4]

Selon la forme de la surface de rupture, on distingue trois types de glissements :

- Glissement plan.
- Glissement rotationnel simple.
- Glissement rotationnel complexe (composé).

II.2.1.1. Le glissement plan

Il se produit suivant un plan au niveau d'une surface de discontinuité géologique : zone entre deux matériaux de nature différente, failles, plans de stratification. La ligne de rupture suit une couche mince de mauvaises caractéristiques sur laquelle s'exerce souvent l'action de l'eau. Une telle couche est appelée « couche savon ». [3]

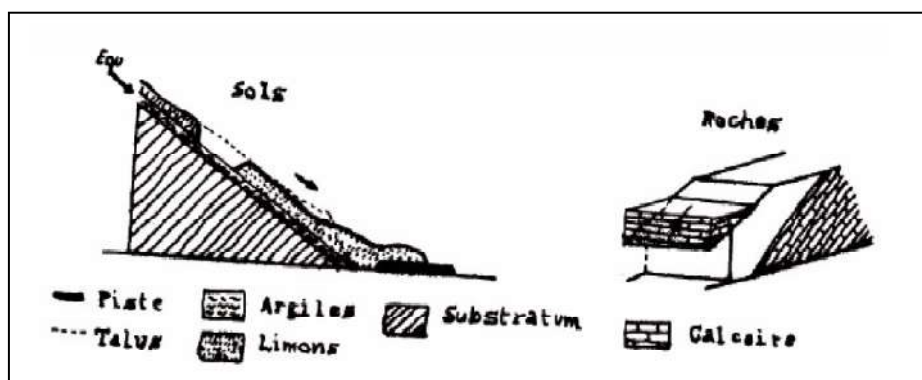


Figure II.1. Modèle d'un glissement plan des roches et des sols.

II.2.1.2. Le glissement rotationnel simple

Le terrain se glisse le long d'une surface concave ayant la forme d'une cuillère, ce type de glissement est très fréquent, La surface de rupture a une forme simple et peut être assimilée à un cylindre.

Dans un tel glissement, on distingue : au sommet, des fissures de traction et un escarpement, correspondant au départ de la surface de glissement, et à la base un bourrelet formé par des matières glissées. Dans certains cas, la surface de rupture peut être assimilée à un cercle, d'où le nom de glissement circulaire.[4]

La figure II.2 illustre le glissement rotationnel simple avec ses caractéristiques

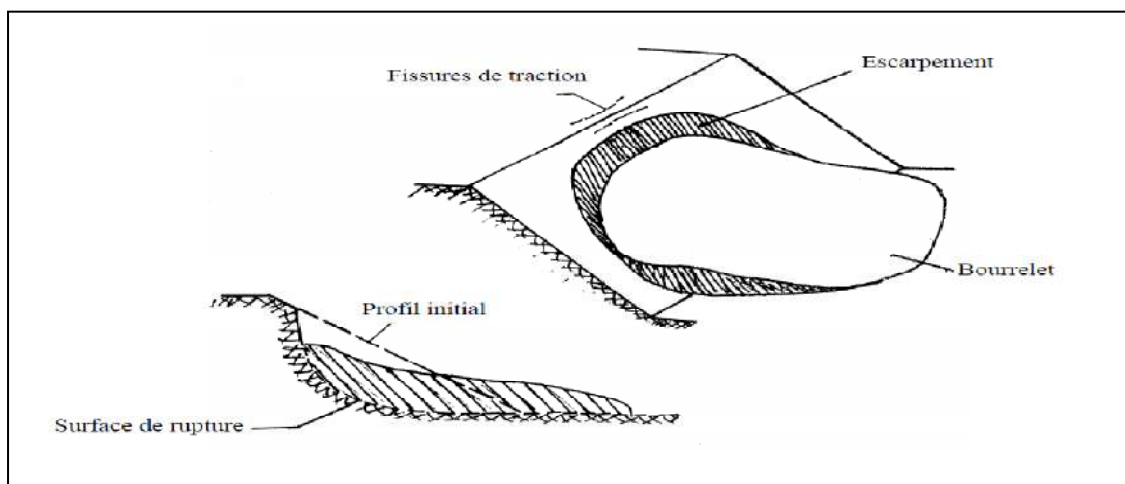


Figure II.2. Modèle d'un glissement circulaire simple.

II.2.1.3. Le glissement rotationnel complexe

Ce type de glissement est rare. Il s'agit de glissements multiples emboîtés les uns dans les autres, dus souvent à la suppression de la butée provoquée par le glissement précédent, ce qui entraîne des glissements successifs remontant vers l'amont.[3]

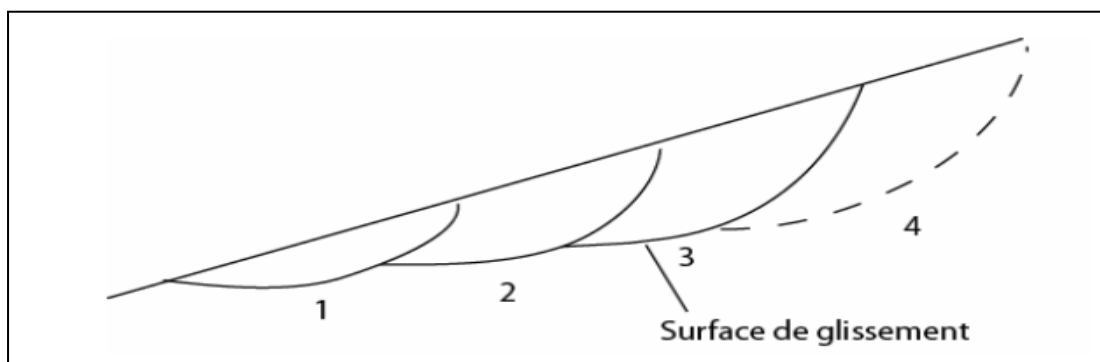


Figure II.3. Modèle des glissements circulaires successifs emboîtés.

II.3. Principales causes de glissements

Plusieurs facteurs contribuent au déclenchement des glissements, les plus importants étant :

- la nature des terrains : les terrains argileux sont prédisposés aux glissements.
- l'action de l'eau : l'eau est dans la plupart des cas la cause principale après la mise en mouvement des terrains.
- les causes mécaniques externes : parmi lesquelles nous citons, le terrassement au pied du talus, les entailles effectuées dans les talus stables, toute surcharge naturelle ou artificielle déposée sur une pente, les vibrations naturelles (séismes) ou artificielles (explosion, machines ...).

II.3.1. Les coulées

Elles se produisent à partir d'un matériau meuble, momentanément saturé en eau, prenant alors une consistance plus ou moins visqueuse, parfois proche de la fluidité. On distingue plusieurs types de coulées telle que :

- ❖ coulées boueuses : (incluant coulée de blocs, de terre, de boue, lave torrentielle, avalanche de débris. Ils se produisent surtout en montagne).
- ❖ coulées de solifluxion : (déplacement lent des sols en milieu périglaciaire, résultant de l'instabilité de la partie dégélée du sol en surface au cours de l'été).[5]

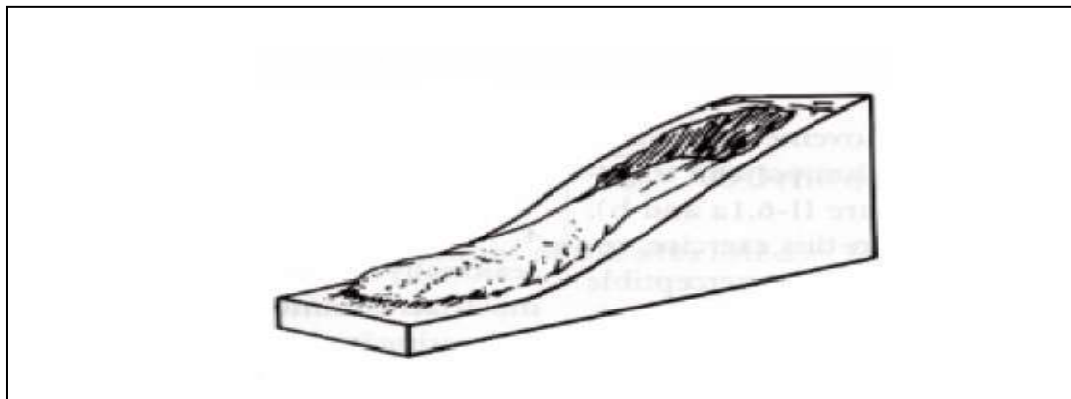


Figure II.4.Modèle représentatif d'une coulée.

II.3.2. Les écroulements

Ce sont des chutes soudaines de masses rocheuses. On utilise le terme de chute de pierres pour le détachement de quelques unités de volume inférieur à 1 dm^3 , ou chute de blocs pour un volume supérieur. Le terme « écroulement » est utilisé quand il s'agit de la chute soudaine d'une masse rocheuse qui se détache d'une paroi en se désorganisant.[5]

La figure II.5 illustre le phénomène d'écroulement

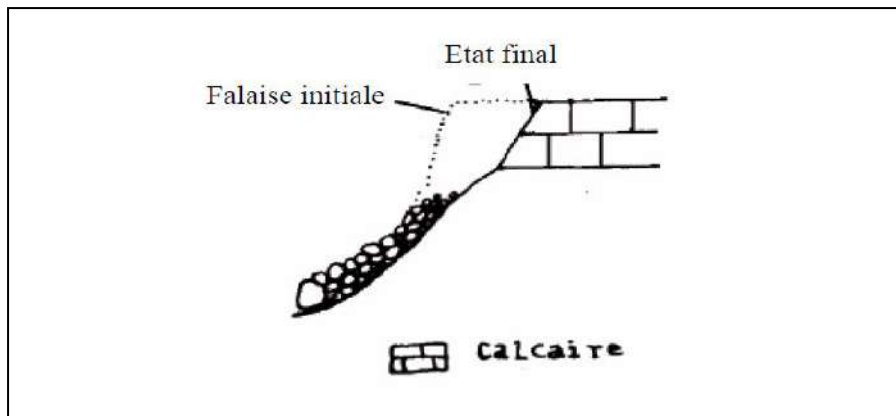


Figure II.5. Modèle représentatif d'un écoulement.

II.3.3. Le fluage

Il correspond à des mouvements lents, dus à des sollicitations proches de la rupture (domaine plastique). Dans l'exemple de la figure suivante ou le banc de marne flue sous le poids de la falaise calcaire. Ceci peut provoquer une fissuration du banc calcaire peu déformable et un risque d'écroulement de la falaise.[5]

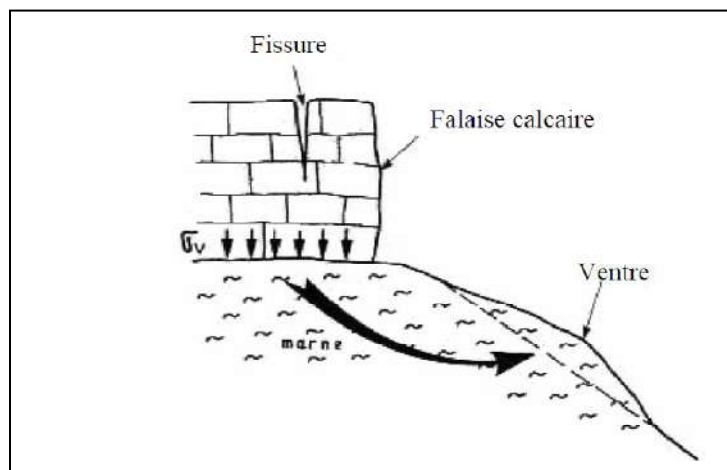


Figure II.6. Modèle représentatif du phénomène de fluage.

Il existe aussi différents types de mouvements dans le cadre de ces quatre groupes :

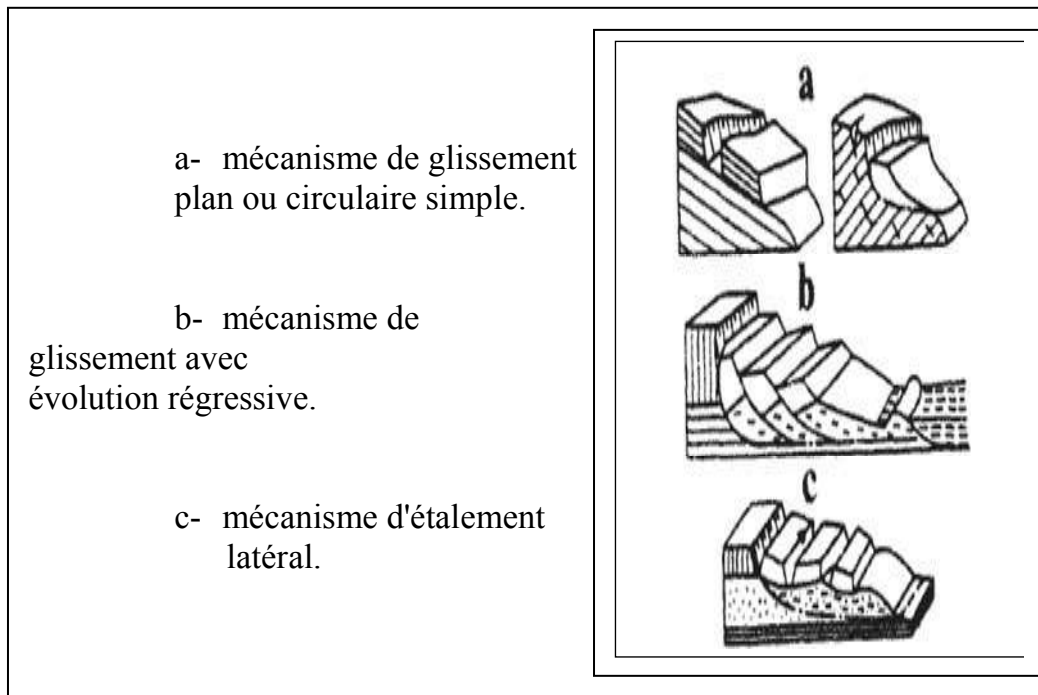


Figure II.7. Résumé des différents types de mouvements dans le cadre des quatre groupes.[1]

II.4. Les principaux paramètres influençant la stabilité des talus

L'instabilité des talus des gradins dans les carrières à ciel ouvert, est reliée principalement à certains paramètres naturels et techniques.[2]

II.4.1. les facteurs naturels

On peut subdiviser les facteurs naturels en trois groupes :

- Géographiques et climatiques :

Relief du site, régime des précipitations, régime des températures, conditions spécifiques du gel-dégel.

- Géologiques :

Lithologie du massif, conditions tectoniques, spécificités structurales et texturales des roches et du massif, propriétés physiques et mécaniques des roches, etc.

- Hydrogéologiques :

Eaux superficielles qui traversent le territoire de l'exploitation ou se situent à proximité, eaux souterraines dans le massif, présence d'eau dans les contacts entre les roches ou dans les discontinuités tectoniques etc.

II.4.2. Les facteurs techniques

Parmi les facteurs techniques on peut citer :

- La géométrie de la mine et des stériles.
- Les angles de talus dans les mines à ciel ouvert.
- La méthode d'excavation et d'abattage de la roche (la technique d'exploitation utilisée dans le projet).
- La structure de la mécanisation des travaux.
- La hauteur des gradins.
- La présence à proximité de la mine d'excavations souterraines.
- Les travaux de tir (explosifs).
- Les méthodes et les paramètres de pompage.

Certains des paramètres cités sont communs pour l'exploitation souterraine et à ciel ouvert, et leur étude est automatiquement incluse dans l'EIE (l'étude d'impacts environnementaux) ; les paragraphes qui suivent traitent d'une façon générale l'influence de ces paramètres sur la stabilité des massifs rocheux.

II.5. L'influence des facteurs naturels

II.5.1. Comportement mécanique des roches

En analysant la variation de la contrainte de compression appliquée sur un échantillon de roche en fonction de la déformation qui en résulte, nous distinguons deux phases principales :

- Un comportement réversible ou élastique (linéaire ou non).
- Et un comportement irréversible marquant suivant le cas l'endommagement, la plasticité ou la rupture de la roche.[6]

II.5.2. l'importance des discontinuités

Les caractéristiques structurales et géo-mécaniques des discontinuités jouent un rôle primordial dans le déclenchement des éboulements et des effondrements (Hoek et Brown, 1981 ; Goodman et Shi, 1985).

Les caractéristiques des différents plans de discontinuités définissent le découpage en blocs du massif et jouent un rôle majeur dans la circulation des eaux et les mécanismes de rupture.

II.5.3. Influence de l'eau sur la stabilité mécanique

L'exploitation minière exige souvent un pompage d'assèchement (exhaure) pour rabattre la nappe phréatique et éviter les inondations et les glissements.

Au terme de l'exploitation, si on ne poursuit pas l'exhaure, le niveau de la nappe remonte jusqu'à trouver un nouvel état d'équilibre hydrogéologique (le temps nécessaire au rééquilibrage du niveau phréatique pouvant varier de quelques mois à quelques décennies, voir plus d'un siècle dans les mines profondes). [7]

L'effet de l'eau sur la stabilité mécanique des exploitations minières en cours ou abandonnées est complexe.

- Une roche saturée en eau perd sa résistance dans des proportions variables selon le type de la roche (les matériaux siliceux sont généralement plus sensibles à l'eau que les matériaux calcaires).

Quand la nappe remonte dans les réseaux miniers souterrains et le proche sous-sol, elle peut avoir deux effets antagonistes :

1. une aggravation des affaissements observables en surface et la possibilité d'altération des talus de gradins si l'angle de pendage est très grand.
2. un gonflement de certains terrains superficiels (ou de certains substrats plus profonds qui ont été dé-saturés de leur eau, durant plusieurs décennies en général, voir durant plus d'un siècle). Ce gonflement est toutefois de moindre importance que l'effet d'affaissement (10 % environ de l'effet d'affaissement).

Dans un bassin minier, les affaissements de l'après-mine sont toutefois bien moins importants (50 cm à environ 1 m en 30 à 50 ans) qu'ils ne l'ont été durant les années d'activité.[8]

II.5.4. L'altération des roches comme facteur géologique et mécanique influençant la stabilité

L'altération des roches est un processus complexe et plurifactoriel, les définitions du terme "altération" sont nombreuses et varient d'un auteur à l'autre ; Nous retenons la définition proposée en 1951 par le Professeur I.V.Popov ; selon ce dernier : « l'altération des roches est le processus de désintégration physique et de décomposition chimique de la roche-mère sous l'influence de divers facteurs externes ».

Il existe aussi une autre notion capitale : celle de l'altérabilité des roches. Le terme de « l'altérabilité » désigne la capacité d'une roche à s'altérer plus ou moins rapidement (altération physique et chimique).

L'altérabilité peut être exprimée par la vitesse de dégradation de différentes caractéristiques pétrographiques, physiques ou mécaniques au cours de l'altération.

Dans le sens géotechnique, l'altération conduit à la dégradation des propriétés physiques et mécaniques des roches au niveau de la matrice rocheuse et également au niveau du massif, cette dégradation conduit à l'apparition des ruptures dans la roche qui engendrent des phénomènes dangereux dans les mines. [2]

Les trois groupes de facteurs déterminant la sensibilité du massif rocheux à l'altération sont les suivants :

-Facteur environnemental : défini par les conditions bioclimatiques, ainsi que les facteurs de station (topographie, hydrologie).

-Les propriétés géologiques et géotechniques du massif rocheux : conditions tectoniques, macro texture du massif (homogénéité, conditions de la fracturation etc.), drainage interne.

-Les propriétés de la matrice rocheuse : composition minéralogique et texture de la roche, propriétés physiques et mécaniques (perméabilité, porosité, densité...).

Autrement dit, la transformation des roches pendant l'altération, qui s'exprime par la constitution du profil d'altération dépend effectivement du type de roches soumises à l'altération et des conditions dans lesquelles le processus se déroule. [1]

On peut donc situer l'altération parmi les processus exogènes de caractère climatique.

La question principale de l'étude de l'altération est l'estimation de l'intensité de ce processus.

II.5.5. l'effet séismique de la région

Les séismes sont avec le volcanisme l'une des manifestations de la tectonique des plaques. L'activité séismique est concentrée le long de failles (zones de rupture dans la roche), en général à proximité de frontières entre plaques tectoniques. Lorsque les frottements au niveau d'une de ces failles sont importants, le mouvement entre les deux blocs de roche est bloqué. De l'énergie est alors accumulée le long de la faille. Lorsque la limite de résistance des roches est atteinte, il y a brusquement rupture et déplacement brutal le long de la faille, libérant ainsi toute l'énergie accumulée parfois pendant des milliers d'années.[2]

II.5.6. Autres facteurs naturels influençant la stabilité

II.5.6.1. Facteurs naturels intrinsèques

Les facteurs intrinsèques ou de prédisposition regroupent l'ensemble des caractéristiques propres au massif rocheux, on distingue :

- La topographie en falaise :

Ou l'existence de reliefs rocheux fissurés ou hétérogènes dominant les pentes, qui est le résultat de la nature géomorphologique du massif ; le risque d'éboulement est proche de la verticale); une géométrie surplombante de la masse calcaire accentue le risque de rupture de la matrice calcaire par traction.

-La nature lithologique des formations géologiques :

Les comportements mécaniques des roches seront différents en fonction de leur nature. De plus, à l'air libre et sous l'action des eaux météoriques, les roches tendres (argile, marne...) s'érodent beaucoup plus facilement que les roches dures comme les calcaires.

-L'histoire tectonique du secteur :

Les massifs rocheux subissent de fortes sollicitations tectoniques au cours de leur histoire géologique. Les discontinuités d'origine tectonique (fractures, failles, diaclases...) affectent essentiellement des roches cohérentes, et jouent un rôle déterminant dans la stabilité des falaises, puisqu'elles constituent des surfaces de faiblesse du massif qui guident la rupture, dans les secteurs très tectonisés (au voisinage d'une discontinuité), la forte densité de fractures crée des zones totalement déstructurées propices aux instabilités.

-Les caractéristiques structurales et géo-mécaniques des discontinuités :

Les différentes discontinuités structurales découpent le massif en un agencement de blocs plus ou moins instables en fonction de l'orientation, de l'espacement et de la continuité des familles des discontinuités ; la géométrie des différentes discontinuités détermine une orientation favorable ou non à la stabilité du massif.[1]

II.5.6.2. Facteurs naturels aggravant ou dégradant

Les facteurs aggravant ou dégradant regroupent l'ensemble des éléments externes agissant sur la roche, ils contribuent à plus ou moins long terme, à augmenter de façon irréversible le degré d'instabilité du massif (apparition de nouvelles fissures, détérioration/altération des discontinuités existantes...). On distingue :

-La température :

Qui est à l'origine des cycles journaliers et saisonniers qui déforment la roche (dilatation, contraction) ; la présence d'eau accompagnée de températures froides donne naissance à des cycles du gel-dégel particulièrement, actifs mécaniquement dans l'ouverture de discontinuités.

-La sismicité locale :

Les vibrations dues aux séismes peuvent être à l'origine de la propagation des fractures, de la mobilisation de blocs instables ou d'une phase d'accélération du versant pouvant conduire à des ruptures.

II.6. L'influence des facteurs techniques d'exploitation sur la stabilité

L'exploitation par fosse et par découverte sont les deux principales méthodes d'exploitation à ciel ouvert, ces deux méthodes se distinguent essentiellement par la disposition dans l'espace des volumes minéralisés et par les moyens mécaniques mis en œuvre pour l'extraction du minerai.

Les possibilités des méthodes d'exploitation à ciel ouvert sont limitées par plusieurs facteurs dont la topographie (l'altitude), la situation géographique (le climat), la stabilité des talus créés à la fin d'exploitation ou en cours d'exploitation.

La technique d'exploitation est parmi les paramètres qui influe directement sur la stabilité des talus de gradins par les travaux de tirs et l'extraction par engins mécaniques qui influent avec la présence de certains facteurs naturels (les eaux souterraines et superficielles, les discontinuités présentes dans le massif...) sur la stabilité des talus.

La modification de l'état des contraintes dans un massif rocheux suite aux travaux d'exploitation peut entraîner une diminution de la résistance au cisaillement qui peut conduire à des ruptures.

Les calculs de stabilité des talus de gradins doivent aussi tenir compte des surcharges ponctuelles dues aux engins d'exploitation.

Une technique d'exploitation inadéquate dans une carrière peut engendrer des phénomènes dangereux sur l'environnement minier et la sécurité du personnel comme les glissements et les éboulements.[2]

II.6.1.l'influence de la hauteur du gradin

La hauteur de gradins influe considérablement sur la valeur du coefficient de sécurité et donc

sur la stabilité des talus. Plus la hauteur de gradins est grande, plus son angle de pente sera faible.[3]

II.6.2. L'influence des vibrations dues aux tirs sur la stabilité

L'influence des vibrations dues aux tirs à l'explosif sur la stabilité des vides souterrains est plus importante que leur influence sur les talus de gradins à ciel ouvert.

Des études plus récentes et certaines qui sont en cours d'expérience montrent que les vibrations qui se propagent dans la masse rocheuse s'amortissent beaucoup plus rapidement que celles qui se propagent à la surface du sol, de ce fait à des distances égales, les vitesses particulières des vibrations qui seraient mesurées dans des structures souterraines seraient inférieures à celles qui ont été mesurées à la surface. [9]

L'influence de l'effet de vibrations dues aux tirs sur les cavités souterraines est étudiée depuis le début des années 1940 ; dans des présentations récentes à des conférences de L'EFEE (fédération européenne des experts en explosifs), certains experts traitent particulièrement ce sujet en indiquant selon le cas :

- ❖ les seuils à partir desquels on a constaté l'apparition des désordres qui peuvent amener les toits des cavités souterraines à des effondrements brutaux.
- ❖ les valeurs limitées à ne pas dépasser pour éviter l'apparition des désordres en surface des talus.

Certaines études récentes sur certaines roches permettent de voir que les désordres n'apparaissent dans les cavités souterraines que lorsque les vitesses particulières dépassent un certain seuil.[10]

II.6.3. L'influence de la géométrie

La concavité ou la convexité des bords de talus a une influence sur la valeur réelle du coefficient de sécurité. Dans le cas où le bord de la fosse est concave, la valeur de F_s est sous-estimé. Dans le cas contraire (bord convexe), elle est surestimée par rapport à la réalité.[11]

II.7. Stabilisation des talus rocheux

Pour augmenter la stabilité des talus rocheux, on utilise différentes techniques. [12]

Parmi lesquelles, on citera :

II.7.1.L'aplatissement des talus

Cette technique consiste à diminuer le poids du massif rocheux qui a tendance à se glisser. La figure suivante illustre la technique d'aplatissement.

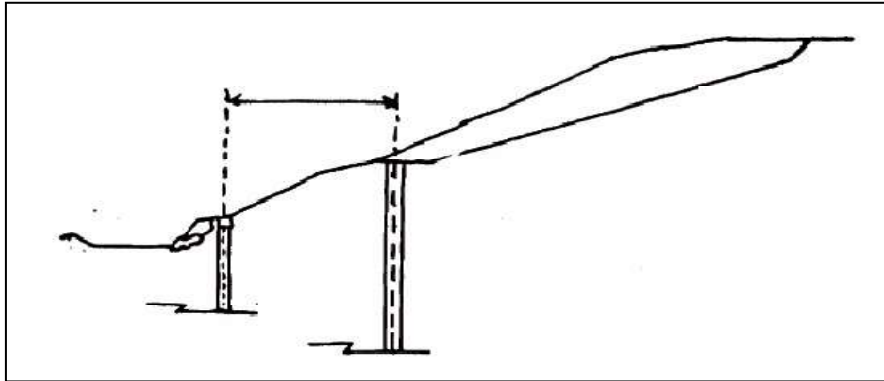


Figure II.8.Stabilisation des talus par aplatissement.

II.7.2.Le drainage

Les pressions peuvent être responsables de la diminution de F_s , le drainage peut être utilisé, surtout si la perméabilité des discontinuités est insuffisante. Les drains peuvent être mis en place à partir du talus ou à partir d'une galerie de drainage.

La technique de drainage pour la stabilisation des talus est illustrée dans la figure suivante :

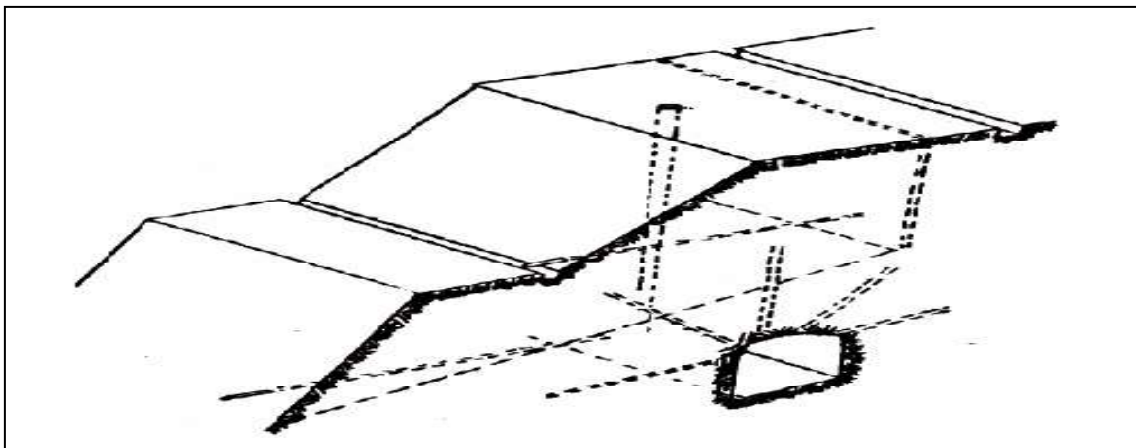


Figure II.9.Stabilisation des talus par drainage.

II.7.3.Le boulonnage

Cette technique a pour objet de retenir en place des blocs rocheux. L'influence de celle-ci ne s'étend que sur quelques mètres (Figure II.10).

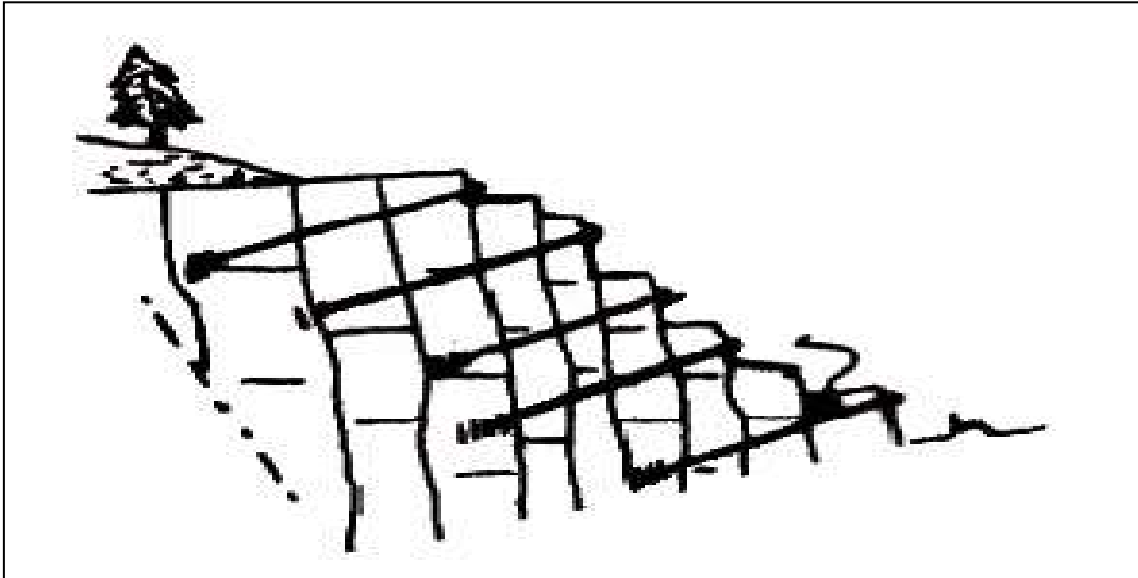


Figure II.10. Stabilisation des talus par boulonnage.

II.7.4. Les ancrages

Ces techniques peuvent retenir des massifs rocheux beaucoup plus importants, vu la profondeur du scellement et les efforts qui peuvent être mobilisés.

La technique de stabilisation des talus par les ancrages est illustrée dans la figure suivante :

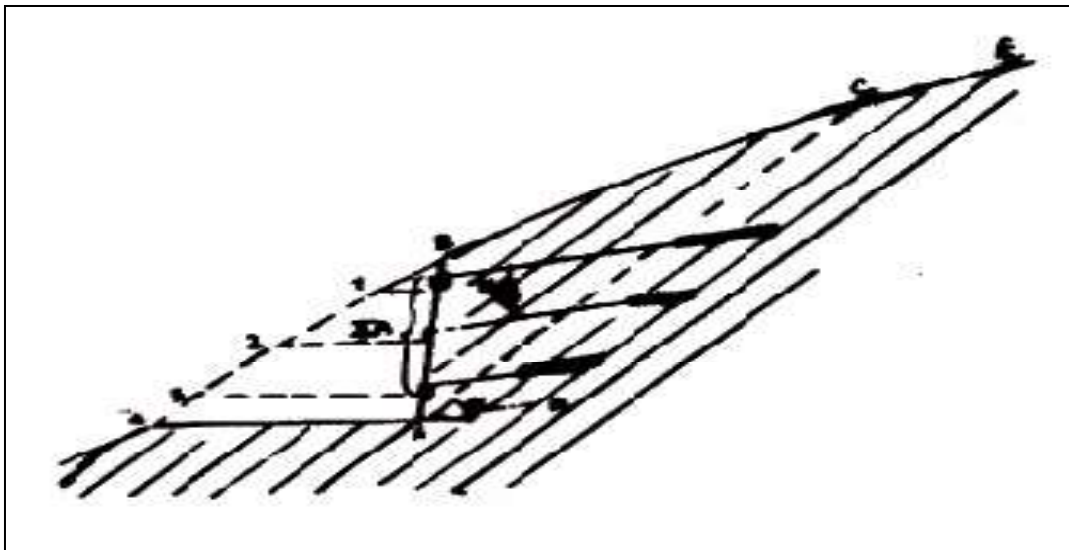


Figure II.11. Stabilisation des talus par ancrages.

II.7.5. L'injection

Elle consiste à augmenter les caractéristiques de cisaillement par introduction dans les joints d'un coulis d'injection.

I.8. Calcul de stabilité des talus

Les méthodes de calcul de stabilité des terrains sont basées sur la constatation suivante: lorsqu'il y a glissement de terrain, il y a séparation d'une masse du sol du reste du massif et son glissement se fait suivant une surface de rupture. Ayant défini une surface de rupture «S», on étudie la stabilité de la masse (1) mobile par rapport au massif (2) qui est fixe. [3]

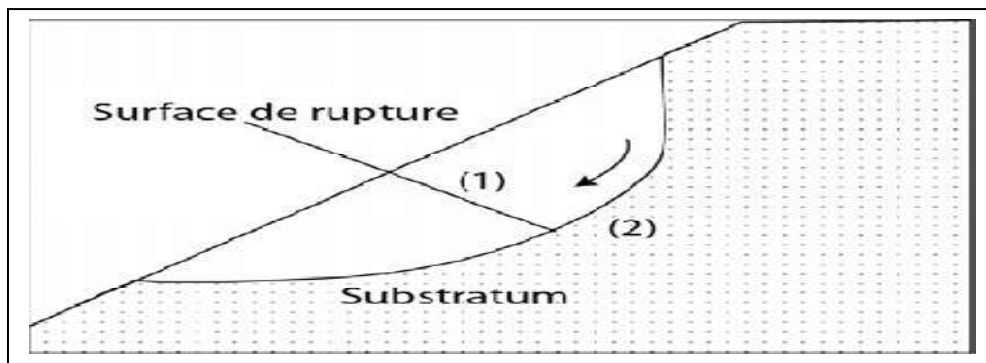


Figure II.12. Description de la surface de rupture.

II.8.1. Définition du coefficient de sécurité

Le calcul de stabilité des talus est généralement estimé à l'aide d'un coefficient appelé : coefficient de sécurité F_s . Ce coefficient est défini comme étant le rapport du moment par rapport à un point fixe de la résultante des forces résistant au glissement aux forces provoquant le glissement. [3 ; 12]

$$F_s = \frac{\text{moments des forces résistant au mvt}}{\text{moments des forces provoquant le mvt}} \quad (\text{II.1})$$

Théoriquement : $F_s > 1$, le talus est stable.

$F_s < 1$, le talus ne peut que glisser.

$F_s = 1$, le talus est en état d'équilibre limite.

En pratique, l'état de stabilité peut exiger des valeurs de F_s comprise entre 1,15 et 1,30 jusqu'à 1,50 et ceux, en tenant compte des facteurs suivants :

- Les erreurs dues à l'exactitude des méthodes de calcul de stabilité du bord.

- Les incertitudes expérimentales de la détermination des propriétés physico-mécaniques des roches, comme par exemple la valeur moyenne du poids volumique des roches composant le massif.
- Les incertitudes de la détermination de l'influence de la fissurité.
- L'influence des charges dynamiques provoquées par le tir, par le mouvement des moyens de transport et par l'activité sismique. [12]

II.8.2. Méthodes de calcul

Les principales méthodes de calcul de la stabilité des talus sont :

- Les méthodes basées sur l'équilibre limite.
- Les méthodes des éléments finis.
- Les méthodes des abaques.

Dans la seconde partie de notre travail, on utilisera les méthodes des éléments finis (MEF).

II.8.3. Méthodes basées sur l'équilibre limite (méthode des tranches)

Les méthodes dites de calcul à l'équilibre limite reposent sur une hypothèse de mécanisme de rupture à priori suivant des surfaces de glissement, et l'analyse de la stabilité de la partie du massif délimitée par ces surfaces de rupture.

D'un point de vue conceptuel, l'inconvénient principal de ces méthodes est qu'elles peuvent conduire à des solutions qui sont supérieures aux charges limites réelles sur les ouvrages (Coussy et Salençon, 1979).[13]

Cette méthode consiste à considérer les forces qui tendent à retenir un certain volume de terrain, délimité par les forces libres de talus et une surface de rupture potentielle, et celles qui tendent à la mettre en mouvement. [12]

Les figures II.13 et II.14 illustrent le principe de la méthode des tranches :

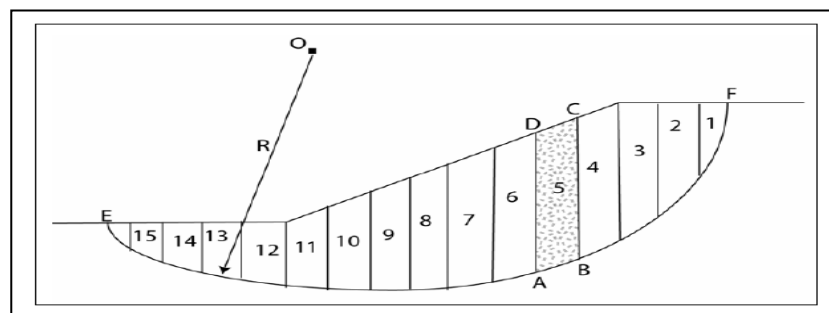


Figure II.13. Description de découpage en tranches avec la surface de rupture.

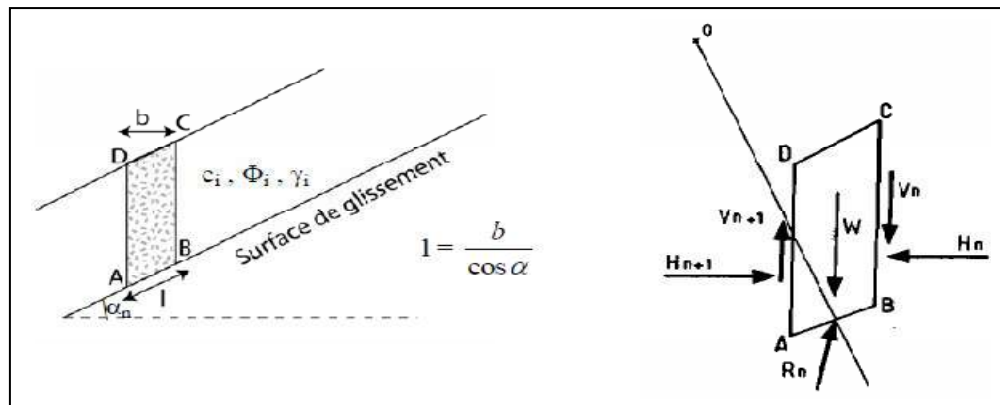


Figure II.14.Démonstration des forces agissant sur une tranche.

Soit un cercle quelconque de centre O et de rayon R pour lequel on vérifie la sécurité vis-à-vis le risque de glissement. La méthode des tranches consiste à découper le volume du sol (compris dans l'arc EF) en un certain nombre de tranches limitées par des plans verticaux.

En l'absence d'eau, une tranche (n) est soumise à :

- Son poids $W = \gamma_n \cdot h_n \cdot b_n$ (dans ces cas on considère le problème en 2D, l'épaisseur égale à l'unité).
- Les efforts inter-tranches décomposés en efforts horizontaux H_n et H_{n+1} et en efforts verticaux V_n et V_{n+1} .
- La réaction R_n du milieu sous-jacent sur l'arc AB (résistance au cisaillement). Elle se décompose en une composante normale et une composante tangentielle.

II.8.3.1. Méthode de FELLENIUS (1936)

Appelée aussi méthode suédoise ou méthode ordinaire, on considère que :

- La ligne de glissement est de forme circulaire.
- On néglige totalement les efforts inter-tranches (horizontaux et verticaux).
- La seule force agissant sur l'arc AB est le poids W .
- L'équilibre étudié est l'équilibre des moments.[14]

Par rapport au centre O , on peut définir :

- le moment moteur comme celui du poids des terrains W tendant à provoquer le glissement.
- le moment résistant maximal fourni par la valeur maximale que peut prendre la composante tangentielle de R_n .

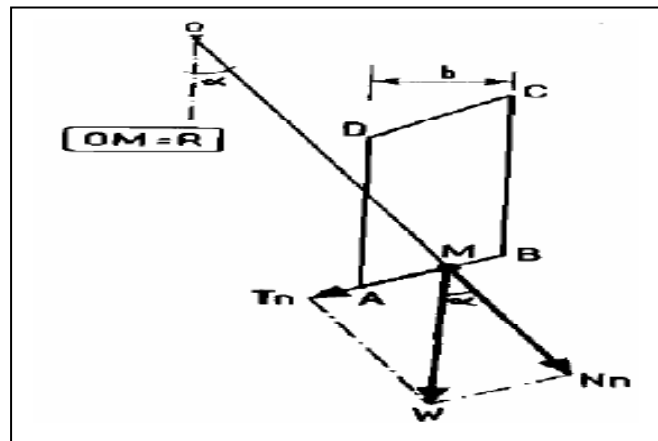


Figure II.15. Les forces agissant sur une surface d'après FELLENIUS. [3]

-D'après la loi de Coulomb :

$$R_n = C_n * AB + N_n * \tan \varphi_n \quad (\text{II.2})$$

Avec:

$$N_n = W_n * \cos \alpha_n (\text{II.3})$$

Donc:

$$R_n = C_n * AB + W_n * \cos \alpha_n * \tan \varphi_n (\text{II.4})$$

Et on a:

$$AB = I_n = b_n / \cos \alpha_n (\text{II.5})$$

La Somme des moments résistants maximaux S'écrit :

$$\sum_1^m (C_i * \frac{b_n}{\cos \alpha_n} + W_n * \cos \alpha_n * \tan \varphi_i) (\text{II.6})$$

Ou: **m**: le nombre de tranches.

C_i, **φ_i**: caractéristiques mécaniques de la couche dans laquelle est situé l'arc AB.

-le moment moteur est du à **T_n** est égal à **T_n*R**

Par ailleurs :

$$T_n = W_n * \sin \alpha_n \quad (\text{II.7})$$

En remplaçant (29) et (30) dans l'équation (24), on obtient l'expression du facteur de sécurité :

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m (C_i * \frac{bn}{\cos \alpha n} + W_n * \cos \alpha n * \tan \varphi n)}{\sum_{n=1}^m W_n * \sin \alpha n} \quad (\text{II.8})$$

Les paramètres intervenant dans le calcul de F_s sont donc :

- b : la largeur des tranches.
- α : l'angle orienté que fait le rayon du cercle passant par le milieu de la base de la tranche avec la verticale.
- la hauteur de la tranche pour le calcul du poids W .

La méthode de Fellenius donne des résultats pessimistes par rapport à la méthode de Bishop simplifiée. Les écarts sur F_s peuvent atteindre 10%. La méthode de Fellenius a l'avantage de la simplicité et donc peut être utilisée dans tous les cas courants.

II.8.3.2. Méthode de BISHOP simplifiée (1954)

Dans cette méthode on considère que :

- La ligne de glissement est toujours de forme circulaire.
- l'équilibre étudié est l'équilibre des moments.
- Les efforts inter-tranches horizontaux sont nuls. [14]

Le facteur de sécurité est donné par la formule suivante :

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m (C_i * b_i + W_i * \tan \varphi_i)}{m_\alpha \sum_{n=1}^m W_i * \sin \alpha_i} \quad (\text{II.9})$$

Avec :

$$m_\alpha = \cos \alpha_i \left(1 + \frac{\tan \alpha_i * \tan \varphi_i}{F_s} \right) \quad (\text{II.10})$$

Pour déterminer F_s il faut procéder par des itérations successives, la première itération est faite en adoptant comme valeur F_s le coefficient de sécurité obtenu par la méthode de Fellenius. C'est donc une méthode indirecte (ou itérative) et elle vérifie uniquement l'équilibre des moments, tout comme la méthode de Fellenius (ne vérifie pas l'équilibre des forces).[3]

II.8.3.3. Méthode de JANBU (1956)

La méthode de Janbu détermine le coefficient de sécurité par l'équilibre de forces. Cette méthode considère les forces normales inter-tranche (E), mais néglige les forces de cisaillement (T). La force normale (P) est déterminée comme dans la méthode de Bishop simplifiée.

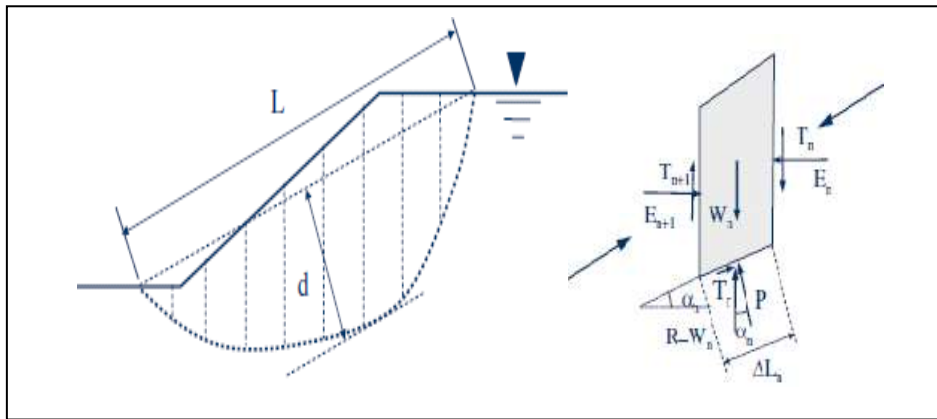


Figure II.16. Forces considérées dans la méthode de Janbu.

Janbu calcule d'abord un facteur de sécurité non corrigé F_{s0} qui est déterminé comme suit :

$$F_{s0} = \frac{\sum_{n=1}^m \left(bn \frac{tg\phi_i \left[Ci + \left(\frac{Wn}{bn} - u \right) \right]}{n\alpha} \right)}{\sum_{n=1}^m Wn tg\alpha_n} \quad (\text{II.11})$$

Avec : $n_\alpha = \cos^2 (1 + tg\alpha_n * (tg\phi_i / F_{s0}))$.

(Wn/bn) est la contrainte verticale totale.

b_n est la largeur de la tranche n.

α_n : l'inclinaison de la surface de glissement au milieu de la tranche n.

u : pression de l'eau interstitielle.

On peut remarquer que la méthode de Janbu, satisfait l'équilibre des forces et considère les forces normales inter-tranche (E). C'est une méthode indirecte (itérative, puisque F_{s0} est des deux côtés de l'équation). Elle est utilisée généralement pour une surface de cisaillement composée (surface de glissement générale).

Janbu a introduit un facteur de correction (f_0), dans le coefficient de sécurité original, pour pallier aux effets des forces de cisaillement inter-tranche. Avec cette modification, la méthode de Janbu donne des valeurs du coefficient de sécurité F_s plus importants, comme : $F_s = f_0 \cdot F_{s0}$.

Le facteur de correction dépend du rapport entre profondeur et longueur de la surface de rupture (d/L). Le coefficient de sécurité avec ce facteur de correction, peut augmenter de 5 à 12%, donnant une marge inférieure dans le cas du frottement seul.[14]

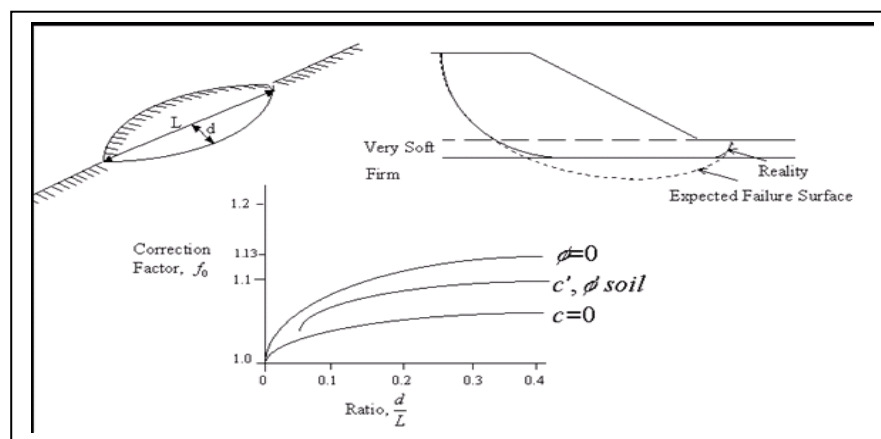


Figure II.17. Variation du facteur de correction en fonction de la profondeur et de la longueur de la surface de rupture

Il ya toute une série de procédures d'équilibre limite qui a été élaborée pour analyser la stabilité statique des talus. Les pentes homogènes sont habituellement analysées par les méthodes présentées précédemment (Bishop simplifiée 1954 ; Janbu 1956), qui assument les surfaces de rupture circulaires. Quand les conditions du sol ne sont pas homogènes, les surfaces de rupture sont susceptibles d'être non circulaires. Dans ces cas, il est préférable d'utiliser des méthodes comme Morgenstern Price (1965), Spencer (1967). [15]

Il ya aussi la méthode de Sarma (1973, 1979), où il a développé une approche différente pour déterminer le coefficient de sécurité d'un talus et qui vérifie toutes les conditions d'équilibre limite.

II.8.3.4. Les différences entre les méthodes

Les tableaux suivants résument les différents principes des différentes méthodes :

Tableau II.1. Considération d'équilibre de forces et des moments selon les différentes méthodes. [14]

Méthode	Equilibre des moments	Equilibre des forces
Fellenius (ordinaire)	Oui	Non
Bishop	Oui	Non
Janbu	Non	Oui
Mogensterm-Price	Oui	Oui

Tableau II.2. Considération des efforts inter-tranches verticaux et horizontaux selon les différentes méthodes. [14]

Méthode	Efforts inter-tranches verticaux (E)	Efforts inter- tranches horizontaux (X)
Fellenius (ordinaire)	Non	Non
Bishop	Oui	Non
Janbu	Oui	Non
Mogensterm-Price	Oui	Oui

II.8.4. La méthode des éléments finis (MEF)

La méthode des éléments finis est une méthode de calcul numérique qui présente un caractère plus physique qu'abstrait, elle a été inventée plutôt par les ingénieurs que par les mathématiciens.

Cette méthode a été appliquée pour la première fois dans des problèmes liés à l'analyse des contraintes et depuis elle a été étendue dans d'autres problèmes liés au milieu continu.

La MEF représente une modalité d'obtenir une solution numérique correspondant à un problème spécifique. Cette méthode n'offre pas une formule pour une certaine solution et ne résout pas une classe de problèmes. La MEF est une méthode approximative à moins qu'un

certain problème puisse être extrêmement simple conduisant ainsi à une formule exacte toujours valable. (Le logiciel utilisé dans notre étude est PLAXIS 8.2 qui fonctionne à base de la MEF). [16]

II.8.4.1. Principe

Une description non-sophistiquée de la MEF pourrait être définie sous la forme suivante :

- ❖ La structure à analyser est divisée en plusieurs éléments (petites pièces comme celles d'un puzzle).
- ❖ Ces éléments sont ensuite reconnectés par l'intermédiaire des nœuds (ces nœuds sont des punaises qui maintiennent les éléments dans un ensemble unitaire).
- ❖ Le comportement de chaque élément est décrit par un set d'équations algébriques.
- ❖ Dans l'analyse des contraintes ces équations sont des équations d'équilibre des nœuds.
- ❖ Au cas où la variation de déplacement ou de la contrainte sont négligeables au long de l'axe z (la direction normale au plan d'analyse) on considère un problème plan.
- ❖ Si les déplacements ou les contraintes peuvent varier dans toutes les directions x,y et z, la structure en cause peut être appelée « solide 3D ».[16]

II.8.4.2. Discrétisation

La MEF a développé une série de types d'éléments finis:

- ❖ Eléments finis unidimensionnels.
- ❖ Eléments finis bidimensionnels.
- ❖ Eléments finis tridimensionnels (blocs massifs).

II.8.4.3. Les modèles de comportement utilisés dans la MEF

- ❖ Le comportement élasto-plastique.
- ❖ Le modèle élastique linéaire.
- ❖ Le modèle de Mohr-coulomb :

Le modèle de Mohr-coulomb présente un comportement élastique parfaitement plastique sans écoulement. Il a une grande utilisation dans la géotechnique vu les résultats obtenus dans les calculs.[16]

Le modèle demande la détermination de cinq paramètres :

- ❖ Le module d'Young E (KPa).
- ❖ Le coefficient de poisson ν (sans unité).
- ❖ La cohésion C (KPa).
- ❖ L'angle de frottement interne φ (°).
- ❖ L'angle de dilatance ψ (°).

II.8.4.4. Calcul du facteur de sécurité dans la MEF

La réduction des caractéristiques mécaniques (phi-c reduction) est une option disponible dans (PLAXIS 8.2) qui permet de calculer des coefficients de sécurité, les caractéristiques $\tan\varphi$ et C sont réduites progressivement jusqu'à l'obtention de la rupture.[16]

$$\sum Msf = \frac{\tan \varphi \text{ input}}{\tan \varphi \text{ reduced}} = \frac{C \text{ input}}{C \text{ reduced}} = \frac{\text{résistance disponible}}{\text{résistance à la rupture}} \quad (\text{II.12})$$

II.8.5. Méthode des abaques

Le principe de cette méthode consiste en l'estimation de facteur de sécurité en fonction de plusieurs paramètres : la hauteur du gradin (Hg) et l'angle d'inclinaison (α) qui représentent les paramètres des talus ; le poids volumique (γ), la cohésion (C) et l'angle de frottement interne (φ) qui tous deux représentent les paramètres du matériau à étudier.[3]

Plusieurs auteurs ont proposé leurs propres abaques, on distingue : l'abaque de Hoek, de Fellinius, de Bishop-Morgenstern (1960) et de Morgenstern (1963).

II.8.5.1. l'abaque de Hoek

Cette méthode établie par Hoek, est utilisée pour calculer le coefficient de sécurité F_s . Pour déterminer F_s , il suffit de connaître la fonction de l'angle du talus (X) et la fonction de la hauteur du gradin (Y). Le point d'intersection de ces dernières nous permet de déterminer le coefficient de sécurité correspondant. [3], où les fonctions X et Y sont définies par :

$$X = \alpha - (1.2 * \varphi) \quad (\text{II.13})$$

$$Y = \frac{\gamma * Hg}{c} \quad (\text{II.14})$$

Où :

α = angle du talus ($^{\circ}$).

φ = angle de frottement interne ($^{\circ}$).

γ = poids volumique de la roche (KN/m^3).

H_g = hauteur du gradin (m).

C = cohésion de la roche (KN).

L'abaque de Hoek permet aussi de déterminer les fonctions réciproques du facteur de sécurité, c-à-d de déterminer la hauteur critique des gradins et l'angle d'inclinaison critique de talus en fonction d'un facteur de sécurité critique.[17]. La figure (II.18) illustre l'abaque de Hoek et les fonctions X et Y utilisées pour déterminer le facteur de sécurité (Fs) :

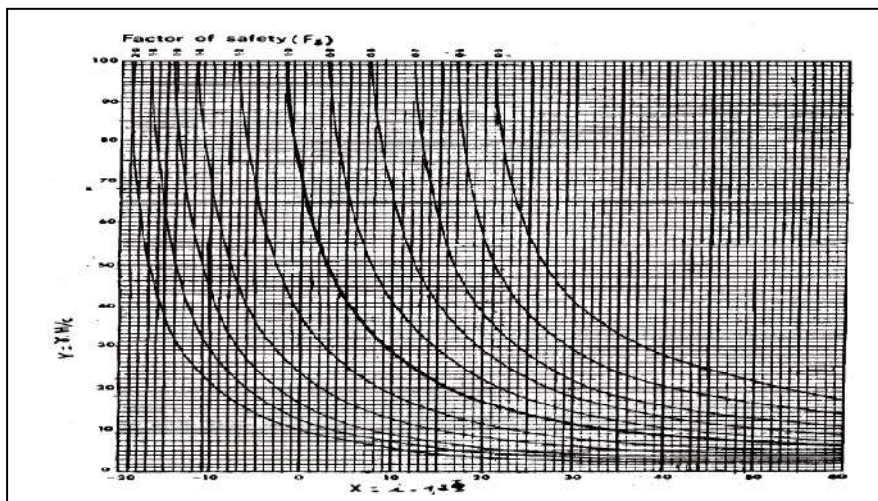


Figure II.18. Abaque de Hoek pour le calcul du facteur de sécurité (Fs).[17]

Conclusion

On peut récapituler dans ce chapitre que la stabilité des talus de carrières et des terrains miniers en générale repose sur plusieurs paramètres soient naturels (essentiellement géographiques, géologiques, hydrogéologiques) ou techniques (technique d'exploitation, les travaux de tir et autres), donc une estimation du facteur de sécurité en continu est indispensable pour intervenir durant ou après l'exploitation des sites avant que de graves accidents ne s'introduisent.

Pour déterminer le F_s dans les méthodes basées sur l'équilibre limite il faut procéder par itérations successives. La première itération est faite en adoptant, comme valeur F_{s0} le coefficient de sécurité obtenu par la méthode de FELLENIUS. Les écarts sur F_s peuvent atteindre 10 %. La méthode de FELLENIUS présente l'avantage de simplicité et peut donc être utilisée dans tous les cas courants.

L'analyse numérique du facteur de sécurité soit par les méthodes d'équilibre limite ou par les éléments finis est une approche avantageuse qui facilite l'estimation de la stabilité des talus. Actuellement les spécialistes préfèrent les éléments finis vu l'opérationnalité de la méthode, sa généralité et la fiabilité de ces résultats.

L'abaque de Hooke constitue une des anciennes approches pour l'estimation de la stabilité des talus, qui présente un avantage vu la simplicité de son principe et la généralisation des cas où il s'applique.

Références Chapitre II

- [1]. Mathieu Jeannin, «Etude des processus d'instabilités des versants rocheux par prospection géophysique, Apport du radar géologique», THÈSE de doctorat, Ecole Doctorale : Terre, Univers et Environnement, Présentée le 28 septembre 2005, pp. 247.
- [2]. Evgueni Porokhovoï, «Stabilité à long terme des talus de mines à ciel ouvert dans les massifs de roches basiques et ultrabasiques», thèse de doctorat de l'École nationale des ponts et chaussées, 1995.
- [3]. Jhon. A. Hudson et Jhon. P. Harrison, «Ingénierie de la mécanique des roches une introduction aux principes», Collège impérial de science, technologie et médecine, Université de Londre- UK, 2000, pp. 458.
- [4]. Dr. Erik Eberhardt, «Analyse de la stabilité des talus de roches- Utilisation de techniques d'analyse avancées: Glissement de terrains (modélisation numérique - Rockfall)», Université of British Columbia, Vancouver -Canada, Avril, 2003.
- [5]. J. Hudson, «Systems d'Ingénierie de Roche: théorie et pratique», Ellis Horwood-Chichester, 1992.
- [6]. A. Tahiri, «Modélisation des massifs rocheux fissurés par la méthode des éléments distincts», Pastel Thèses- Pari Tech, 1992, soumis en Mars 2001, pp. 222.
- [7]. M. ROGOZ, «Capacité des eaux des travaux d'ingénierie abandonnés dans les mines souterraines de charbon». Proc. Int. Conf. : L'Eau dans les Mines et Travaux du Souterrain. SIAMOS, Granada -Espagne. 2, 1978, pp. 21.
- [8]. PNRZH, « Programme national de recherche sur les zones humides », 2010, pp. 64.
- [9]. Michel Stalinsky Eugène Castelin- livres, «Technologie minière cours pratique d'exploitation des mines et des carrières», 1934, pp. 394.
- [10]. Pierre Chapot, «Etude des vibrations provoquées par les explosifs dans les massifs rocheux», ministère de l'urbanisme et du logement- ministère des transports, 15 janvier 1981.
- [11]. J. Sarout, «Propriétés physiques et anisotropie des roches argileuses : Modélisation Micromécanique et Expériences Triaxiales», Thèse de doctorat de l'université de Paris XI ORSAY, pp. 241, 2006.
- [12]. Lee. W. Abramson et A. Wiley, «Stabilité des pentes et méthodes de Stabilisation», Seconde édition, Intersection Publication, Jhon Wiley et Fils, Inc, ISBN 0-471-38493-3, 2002, pp. 736.
- [13]. Armando Manuel Sequeira Nunes Antão, «Analyse de la stabilité des ouvrages souterrains par une méthode cinématique régularisée», Thèse de doctorat en Géotechnique, Ecole nationale des ponts et chaussées, le 19-07-1997.
- [14]. GEO-SLOPE International Ltd, «Modélisation de Stabilité Avec SLOPE/W 2007 Version»; une Methodology d'Ingénierie -Troisième Edition, Mars 2008.

- [15]. K.Terzaghi ; B.R. PECK ; G. MESRI, « Mécanique des Sols dans les Pratiques d'Ingénierie », 3th John Wiley & Sons- INC, 1996, pp. 665.
- [16]. R.B.J. Brinkgreve ; W. Broere, « Manuels Plaxis : Plaxis 2D version 8.2 », Delft Université de technologie et de Plaxis- Netherlands, 2016, pp.18.
- [17]. F. Hoek & E. T. Brown, « Excavations souterraines dans les roches », 1980.

*Chapitre III : présentation du
gisement de Boukhadra*

Introduction

Compte tenu de la position géographique de la montagne abritant la mine de Boukhadra par rapport à la ville de Boukhadra, il est clair que les deux sont confrontées à un éventuel risque d'instabilité principalement dû au tir à l'explosif.

L'étude de l'influence du tir à l'explosif sur la stabilité de la mine de Boukhadra tient en compte la stratigraphie et la lithologie du site à étudier, sa morphologie ainsi que les techniques d'exploitation du gisement.

III.1. Historique de la mine

L'exploitation de la mine de Boukhadra fut entamée durant l'époque Romaine pour l'extraction du cuivre dans la zone du pic, par la suite l'exploitation a porté sur le zinc et autres poly-métaux par la concession de Boukhadra (dirigé par Mr TADRO). De 1903 à 1926, la concession de Moktal El Hadid avait entrepris des travaux de Recherches systématiques par des galeries entre les niveaux 845-1225. De 1926 à 1966, date de nationalisation des mines, c'était la société d'Ouenza qui exploitait le gîte de Boukhadra. Cette dernière avait repris la recherche systématique par des travaux miniers et par des sondages sur le gisement de Boukhadra (dit le gisement de BK).

Durant la période de 1967 à 1984, la Sonarem était chargée de l'exploitation et des recherches sur les gîtes ferrifères d'Ouenza et de Boukhadra. Après la restructuration des entreprises (1983 - 1984), c'était Ferphos qui gère, exploite et développe ces recherches sur l'ensemble des gîtes ferrifères existants sur le territoire national. Depuis la date du 18/10/2001, et dans le cadre de partenariat avec l'étranger, le holding L.N.M.N.V. a signé l'accord de partenariat avec Hadid Ouenza - Boukhadra filiale FERPHOS avec 70% pour ISPAT Tébessa, qui est devenue MittalSteel Tébessa et aujourd'hui ArcelorMittal Tébessa. [1]

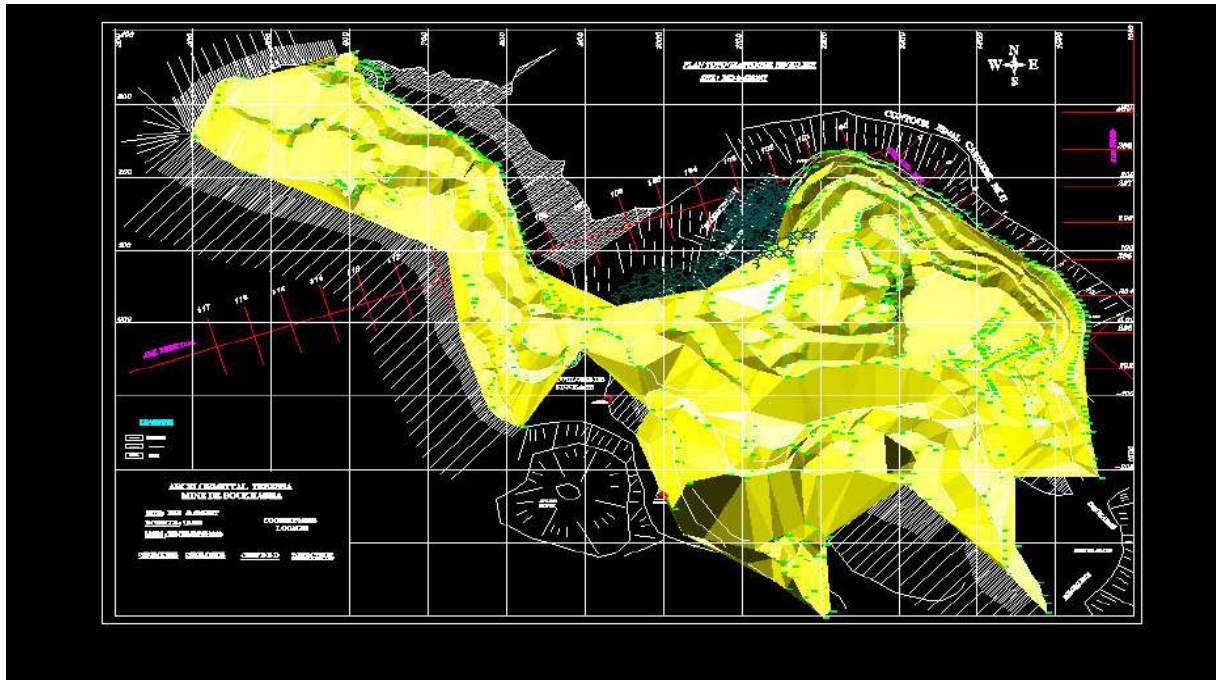


Figure III.1. Plan topographique de la mine de Boukhadra. [1]

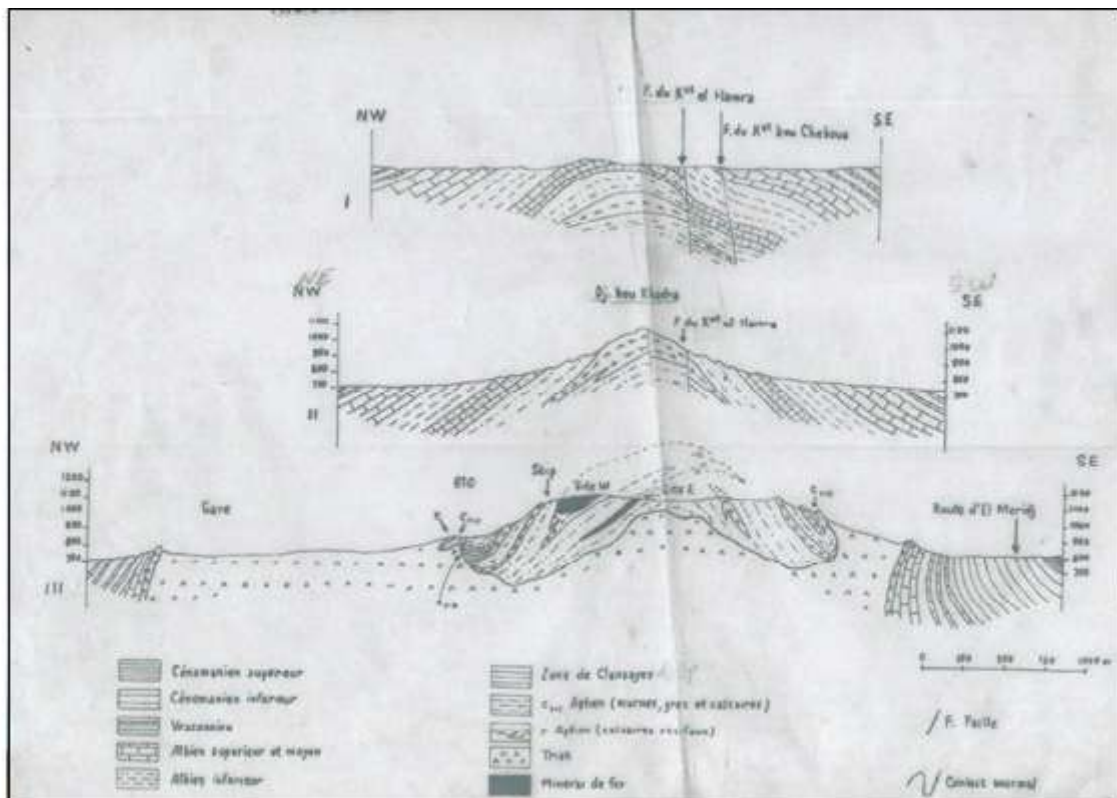


Figure III.2. Coupes transversales dans l'anticlinale de Boukhadra. [1]

III.2.la géologie de la mine

III.2.1. La situation géographique

Le Djebel de Boukhadra se situe sur l'Atlas saharien, à l'Est de l'Algérie. L'unité de Boukhadra se trouve à une altitude de 850 m, le point culminant du Djebel est de 1463 mètres. La ville de Boukhadra fait partie de la Wilaya de Tébessa. Elle se situe à 45Km au Nord – Est de cette wilaya, à 200Km au sud de la ville côtière de Annaba, et à 18Km de la frontière Tunisienne. Elle est reliée à Annaba par une voie ferrée qui assure le transport du minerai de fer au complexe d'El-Hadjar à Annaba.

Le climat est continental et sec, les températures varient entre 40° c en été et 0°c en hiver, la Pluviométrie est faible avec parfois de faibles chutes de neige. [2]

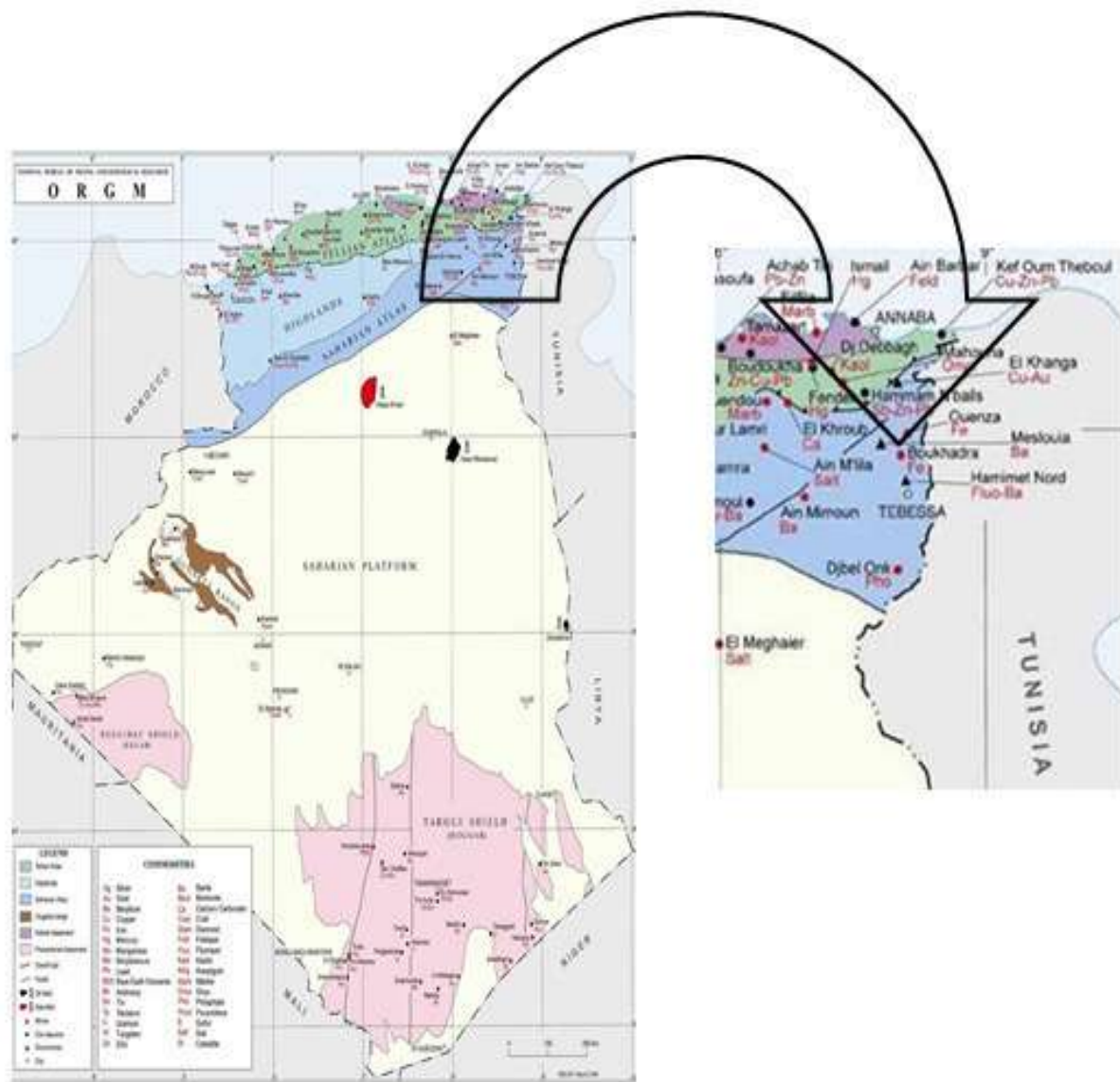


Figure III.3. Situation géographique de la ville de Boukhadra. [3]

III.2.2.Stratigraphie

Les terrains du secteur de Boukhadra sont formés par des sédiments du Mésozoïque et une partie du Cénozoïque- Tertiaire et du Quaternaire ; pour le Mésozoïque, les formations sont formées par les sédiments du Trias et du Crétacé. [2]

III.2.2 .1. Trias

Les dépôts Triasiques rencontrés dans la région de Boukhadra sont représentés par les marnes bariolées, gypses, dolomies, débris de calcaires et de grès. Les roches du Trias se développent dans les parties Ouest, Sud et Sud - Est et en contact anormal avec les dépôts aptiens du crétacé (Diapirisme). [2]

III. 2.2.2.Le Crétacé

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

- ❖ **L'Aptien** : qui contient le calcaire et le Terrigène (marno-grésocalcaire).
- ❖ **L'Albien** : qui contient la marne et le calcaire.
- ❖ **Vraconien** : qui contient la marne, l'argile marneuse, le calcaire marno-argileux.
- ❖ **Le Cénomaniens** : contient la marne avec intercalation de calcaire.
- ❖ **Coniacien** : contient les marnes argileuses avec intercalation d'argile marneuse et par endroit de calcaire marneux. [2]

III.2.2.3.Le Tertiaire

Les dépôts classés comme Tertiaire (miocène) sont observés seulement dans la partie occidentale du domaine étudié et sont représentés par des conglomérats à éléments variés, cimentés par une matrice carbonatée et des intercalations de roches gréseuses. [2]

III.2.2.4. Le Quaternaire

Les dépôts récents du Quaternaire sont formés par un matériel caillouteux, blocs de calcaires, grés, débris de minerai et de conglomérats. Ils sont répandus aux flancs de la montagne et dans les parties basses du relief. [2]

III.3. Tectonique

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

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

Le Diapirisme Triasique avait une contribution principale dans la formation de la structure du Djebel Boukhadra. [2]

III.4. Géomorphologie

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

La région de Boukhadra est constituée par les roches du Mésozoïque (Secondaire), Cénozoïque (Tertiaire) et du Quaternaire. [1]

III.5. Hydrogéologie

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

Le réseau hydrographique dans la région de la mine de Boukhadra est faible, à l'exception des multiples petits chéneaux d'écoulement pluviaux sans importance majeure qui parsème le Djebel Boukhadra. [2]

III.6. La minéralisation

L'allure générale des corps minéralisés et leurs dimensions sont très variables. Ils sont représentés par quatre grands corps et quelques petites veines de moindre importance, qui se joignent dans la partie occidentale, pour former un seul corps minier

Sur la base des travaux d'exploitations, on distingue deux principaux gîtes dans le gisement de "Boukhadra".[1]

III.6.1. Gîte principal

Le gîte principal est constitué de deux grands filons : Nord et médian et deux petites veines qui se joignent ensemble en un grand corps c'est le corps principal.

Il est caractérisé par une longueur de 250 à 300 m, une largeur de 100 m, allant vraisemblablement jusqu'au niveau sidéritique qui se trouverait à une altitude de 820 m,

Soit à Quelques mètres sous le niveau le plus bas de la carrière.

Ce corps, stratoïde, représente la racine des autres corps minéralisés, et est situé dans la partie W du gisement et c'est celui qui fut concerné par l'exploitation à ciel ouvert. La concordance des corps minéralisés n'est apparente qu'à une échelle hectométrique, dans le détail les limites du minerai sont sécantes et discordant sur les strates aptiennes.

III.6.2. Gîte Sud

Le gîte Sud se présente sous la forme d'un filon. Il change de direction trois fois, rejoignant le gîte principal dans sa partie centrale.

Ce gîte fait l'objet d'une Exploitation souterraine dans sa partie NW et fait aussi objet d'une exploitation Combinée (souterraine, à ciel ouvert) dans cette même dernière partie.

La position de ces corps (principal, Nord, médian et Sud) par rapport à l'encaissant est

Particulièrement bien visible au niveau de la carrière principale.

Le minerai exploité est constitué principalement d'hématite, le constituant majeur du Minerai, goethite et autres ocres limnétiques. Il est issu de l'oxydation du minerai carbonaté, maintenant restreint à la zone située sous le niveau hydrostatique.

Tableau III.1. Eléments chimiques constitutifs de la minéralisation du gisement deBk. [2]

Eléments majeurs	%
Manganèse(Mn)	2.0-3.0
Phosphore Fluor(P.F)	6-10
Cuivre(Cu)	Trace
oxyde de calcium(Cao)	3.5-8
Oxyde de magnésium(MgO)	0,2 – 0,40
Soufre(S)	0,04-0,10
Oxyde d'aluminium (A ₂ O ₃)	0.5 -0.3
Oxyde de sodium et potassium (Na ₂ O)+(K ₂ O)	0,05 - 0,3
Phosphore(P)	0,002 - 0,01
Oxyde de silicium(SiO ₂)	6-9
Humidité(H ₂ O)	2-6
Plomb(Pb)	0,005 - 0,02
zinc(Zn)	<0,01

III.7.Description de la mine de Boukhadra

III.7.1.Nature du minerai exploité

Le minerai exploité est du fer sous forme d'oxyde de fer montré par l'hématite rouge (Fe₂O₃) présente en abondance dans ce gisement avec une teneur moyenne de 54% de fer.

Le gisement est de forme ventriculaire, dont la genèse est hydrothermale ou sédimentaire, d'une longueur de 900 à 2200m et d'une puissance variant de 10 à 15m.

TableauIII.2. Profondeurs moyennes et angle de pendage du gîte exploité en souterrain.

[2]

Axes	Profondeur (m)	Angle de pendage (°)
Axe Nord2	391	60
Axe Sud Est	320	54
Axe Principal	215	54

III.7.2.L'exploitation du minerai de Boukhadra

Le minerai est exploité par les deux méthodes d'exploitation. [1] :

- Exploitation à ciel ouvert.
- Exploitation souterraine.

III.7.2.1.Exploitation à ciel ouvert

Appliquée sur les trois sites ci-dessous. [1] :

- Carrière Pic : épuisée.
- Carrière Principale : les travaux d'exploitation sont arrêtés et ils ont procédé à des travaux de développement.
- Carrière BKII : elle est en développement.

A. Ouverture du champ de la carrière

L'ouverture du champs de la carrière consiste au creusement d'excavation à ciel ouvert appelée, demi-tranchée, afin de permettre l'accès au gîte à partir de la surface et assurer le lien de transport entre les horizons en activité de la carrière et les points de déchargements à la surface en d'autre terme réalisation des demi-tranchées d'accès et de découpage qui constituent le point de départ de la formation des gradins.[4]

A.1. Choix du mode d'ouverture

Le choix du mode d'ouverture d'un gîte dépend de plusieurs facteurs tels que :

- Relief de la surface.
- Caractéristiques géologiques et hydrogéologiques.
- Dimensions du champ de la carrière.
- Méthode d'exploitation appliquée.
- Mécanisation des travaux miniers.
- Production annuelle de la carrière.
- Emplacement du terril etc.

Il faut choisir le mode d'ouverture du gîte qui assure le fonctionnement des engins, au régime favorable et l'exploitation du gisement, la plus rentable.[5]

A.2. Creusement de la demi-tranchée d'accès

Pour le gîte de Boukhadra étant à un relief montagneux, la tranchée d'accès est disposée sur le flanc de coteau représentant une demi-tranchée, d'après les caractéristiques du gisement (roches dures et relief montagneux). Les travaux de forage et de tir sont réalisés à l'aide d'un marteau perforateur où l'on procède au chargement des trous par l'explosif, ensuite on passe au déchargement des roches abattues par bulldozer afin de créer une plateforme (3 à 4 m) pour l'installation du chariot de forage.[1].

A.3. Paramètres de la méthode d'exploitation

Après l'ouverture de la carrière par tranchées principales (demi-tranchée d'accès dans notre cas), on creuse une demi-tranchée de découpage sur toute la longueur du panneau à exploiter,

à partir de celle-ci on attaque l'exploitation par avancement de la demi-tranchée dans les morts terrains puis par enlèvement progressif de la couche ainsi découverte.

A.4. Travaux de forage et de tir

Le forage des trous dans le massif s'effectue à l'aide des outils spéciaux ayant différents types d'actions.

Le mode de forage est choisis fonction des propriétés de la roche forée, La composition des équipements de forage s'effectue sur la base de la liaison technologique organisationnelle de processus de forage et de tir avec les travaux d'extraction et de chargement permettant de réduire au maximum les problèmes provenant après les tirs et atteindre la qualité exigée de fragmentation des roches avec les dépenses minimales.

La sondeuse est choisie suivant les caractéristiques des roches.[6]

➤ Exigences technologiques des travaux de forage et de tir

Les travaux de forage et de tir dans la carrière doivent assurés.[7]:

- Une bonne et régulière fragmentation des roches.
- Une surface plate.
- Dimension rationnelle du tas de roches abattus.
- Effet sismique réduit.
- Dépense minimale et grande sécurité des travaux.

Cette méthode possède les inconvénients suivants:

- Grand prix de revient d'extraction du minerai.
- Difficulté de réglage de la fragmentation des roches jusqu'aux dimensions nécessaires.
- Temps morts des engins miniers lors de la réalisation du tir.
- Faible sécurité lors de la réalisation des travaux de tir.

B. Les paramètres techniques de la méthode d'exploitation à ciel ouvert

Tableau III.3. Paramètres techniques de la méthode d'exploitation à ciel ouvert (minerai).

[1]

Désignations	Quantités	unités
Hauteur du gradin	7.5	m
Longueur du trou	8.5	m
Inclinaison du gradin	80° à 85°	Degré
Diamètre du trou	165	mm
Longueur du sous forage	0.5 -01	m
Longueur du bourrage	03	m
Ligne de moindre résistance	04	m
Tonnage abattu théorique- stérile	12000	t
Tonnage abattu théorique- minerai	13200	t
Charge d'un trou	125	kg
Quantité globale des explosifs	5000	kg
Distance entre les trous	04	m
Longueur de série du tir	76	m
Nombre de trous	40	Unité
Nombre de séries	02	Unité
Largeur de la banquette	04	m
Consommation spécifique minerai	189	g/t
Type de tir(Electrique)	-	-
Volume à tirer par trou	300	m ³
Quantité à tirer par trou	810	t

Tableau III.4. Paramètres techniques de la méthode d'exploitation à ciel ouvert (stérile).[1]

Désignations	Quantités	unités
Longueur du trou	03	m
Diamètre du trou	65	mm
Distance entre les trous	1.25	m
Nombres des trous	80	Unité
Longueur du bourrage	1.8	m
Quantité d'explosif par trou	2.5	Kg
Quantité globale d'explosifs	200	Kg
Tonnage abattu globale	950	t
Consommation spécifique	210	g/t
Type de tir(Electrique)	-	-
D.E.I	10 à 20	U
Cordeau détonateur	250	m
Marmanit/Gélanite D50/65/30	200	Kg

III.7.2.2. Exploitation souterraine

Le quartier souterrain englobe plus de 60% des réserves globales de la mine. L'exploitation souterraine est concentrée actuellement sur l'axe principal du 3ème étage (1105/1165), tandis que les travaux de développement se réalisent à l'axe Sud - Est.

Au niveau du souterrain, différentes phases sont engagées.[1] :

- 1^{ère} phase (épuisée).
- 2^{ème} phase (épuisée).
- 3^{ème} phase (en exploitation et en développement).
- 4^{ème} phase (en projet).

III.7.2.2. 1. Mode d'ouverture

L'ouverture est le creusement des ouvrages miniers donnant l'accès au gîte à partir du jour. Principalement, ces ouvrages doivent assurer dans les meilleures conditions techniques et économiques les processus suivants.[4] :

- La circulation d'air (aérage)
- Le transport :
 - ❖ des charges (minerai et roches stérile).
 - ❖ du personnel ainsi que du matériel.

Le mode d'ouverture dépend essentiellement des facteurs :

- ❖ Forme et disposition du gîte.
- ❖ Conditions géographiques, géologiques et topographiques du gisement.

Le gisement de Boukhadra est considéré comme dressant, il est situé dans un relief montagneux, par conséquent le mode d'ouverture convenant est par galerie au jour.[1]

La méthode appliquée est la méthode des sous niveaux abattus dont l'ouverture est faite par des galeries au jour.

L'exploitation souterraine est effectuée suivant trois axes : axe Nord, axe Principale et axe Sud - Est.

Où on a cinq phase d'exploitation qui contiennent plusieurs types d'ouvrages souterrains verticaux (cheminées), inclinés (montages, descenderies), horizontaux (galeries), dont on s'est intéressé à la galerie principale de la 3^{ème} phase d'exploitation.

Tableau III.5. Les paramètres techniques de la méthode d'exploitation souterraine (sous niveaux abattus).[1]

Paramètres techniques des SNA	Quantité	unité
Longueur du bloc	10	m
largeur du bloc	5	m
Hauteur d'étage	60	m
Hauteur du fond du bloc	10	m
Hauteur du sous étage	20à30	m
Longueur du corps minier en direction	500	m
Puissance du corps minier	5à35	m
Angle de pendage	50à 60	(⁰)
Longueur moyenne de la chambre	40	m
Largeur du pilier provisoire	10	m
Epaisseur de la couronne	8 à 10	m
Distance entre les recoupes	7.5 à 10	m
Section des galeries et des recoupes	10	m ²
Longueur des trous profonds	10 à 25	m
Diamètre des trous profonds	65	mm
Distance entre les bouts des trous profonds	1.8 à 2	m
Rendement du minerai par 1m des trous profonds	6.5	t/m ³
Distance de charge des trous profonds	1000 à 1100	kg/m ³

A. Situation de la galerie principale

Cette galerie est située à l'axe Nord, au niveau 1105m et elle constitue le niveau de base de la 3^{ème} phase et le niveau de tête de la 4^{ème} phase.

B. Importance de la galerie principale

La galerie principale du niveau 1105 comme son nom l'indique est utilisée pour le roulage (le transport du minerai exploité), l'aération, la circulation des ouvriers et du matériel nécessaire pour les différents travaux de mine et elle constitue aussi le seul accès à la 3^{ème} phase au niveau des trois axes.

C. Description de la galerie principale

La galerie principale 1105 est creusée au stérile, c'est une galerie au jour horizontale et elle a la forme d'une voûte.

La galerie du niveau 1105m, traverse un terrain présentant une stratification subverticale avec différentes épaisseurs des couches, présentée par la figure III.4.[2]

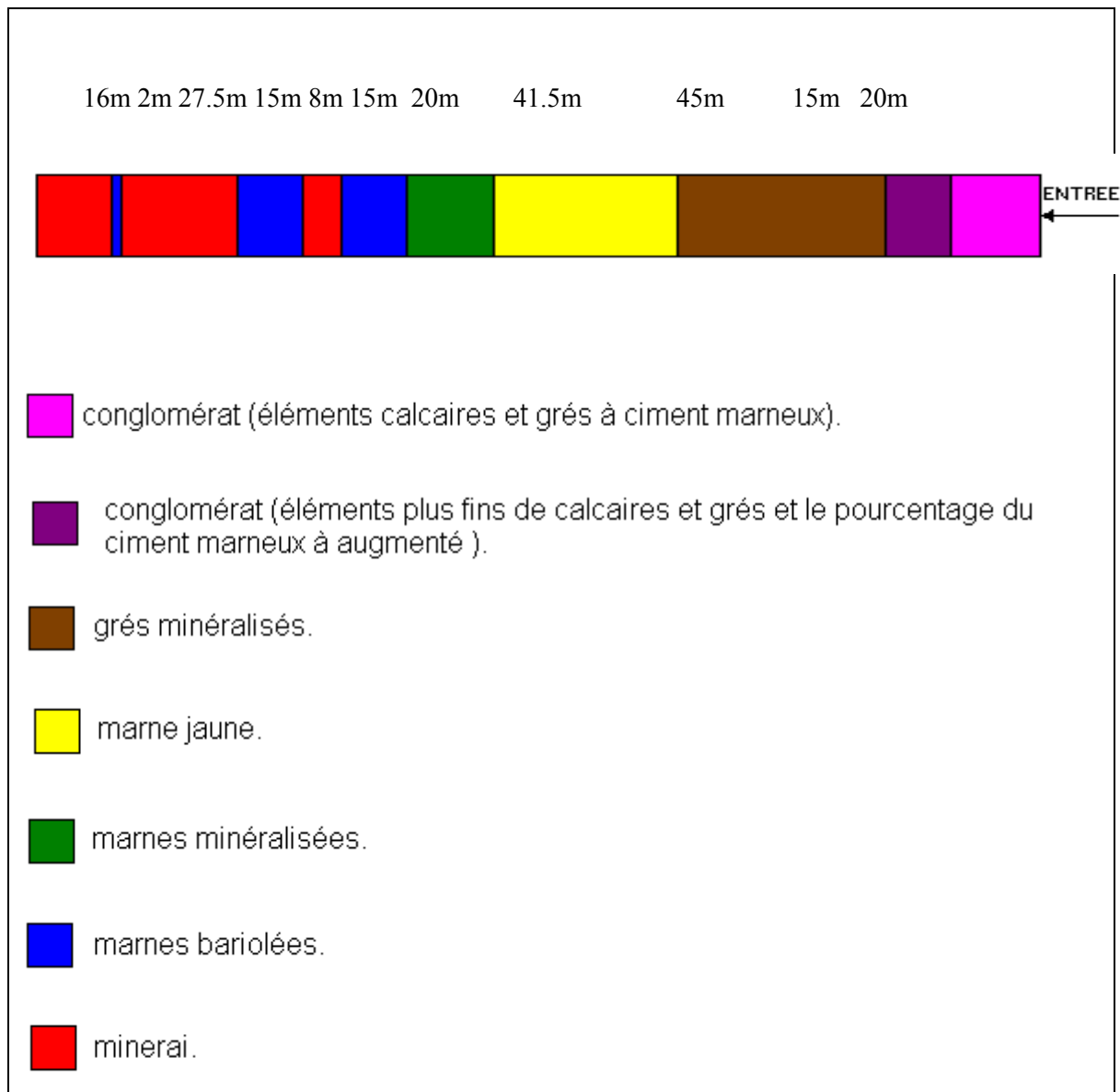


Figure III.4. Présentation du tracé de l'ouvrage (la galerie principale du niveau 1105m).

Quantà ses dimensions, la galerie principale du niveau 1105m présente une Hauteur moyenne de 3.5m ; une Largeur moyenne de 4m ; une longueur de 850m et une section de 12 à 13m². [1 ; 2]

Le tableau. III.6 donne une quantification des discontinuités (failles, fissures) dans le tronçon étudié (la galerie principale du niveau 1105 m).

Tableau. III.6. failles et fissures existantes dans la galerie principale du niveau 1105m.

[1 ; 2]

Discontinuités	Direction (grade)	Pendage (°)	Ouverture (cm)	Remplissage	Distance de l'entrée (m)
-Faille	310 nord	-	-	calcite	39
-Faille	280 nord	-	-	calcite	40.5
-Faille	Nord sud	-	-	calcite	69
-Faille	180 nord	-	-	calcite	74.5
-Des petites fissures	Différentes directions	-	-	calcite calcite	-
-Faille	350 nord	10°ouest	4	Calcite	77
-Des petites fissures	Différentes directions	-	-	Calcite calcite	-
-Faille	330 nord	45°	40	calcite	91
-Des petites fissures	Différentes directions	-	-	Calcite calcite	-
-Faille	330 nord	-	-	calcite	99
-Faille	330 nord	-	-	Calcite	107
-Faille	330 nord	-	-	calcite	115
-Faille	330 nord	-	-	Calcite	123
-Faille	330 nord	45°	40	Calcite	126
-Faille	Nord sud	70°	-	Calcite	156

D. Paramètres du plan de tir primaire (niveau 1105)

Tableau III.7. Paramètres du plan de tir pour le minerais. [1]

Paramètres techniques du tir	quantités	unité
Hauteur du niveau	20	m
Longueur du trou	1.6 à 3	m
Longueur totale des trous	32 à 60	m
Nombre de trous	20	Tous
Nombre de séries	1	-
Diamètre du trou	64	mm
Longueur du bourrage	0.5 à 01	m
Tonnage abattu théorique	1650	t
Ligne de moindre résistance	02	m
Puissance du gisement	15-20	m
Charge d'un trou	70 à 100	kg
Quantité global d'anfomil	1200	kg
Quantité global de la marmanite	200	kg
Consommation spécifique d'explosif	275	g/t
Longueur du cordeau détonateur	250	m
Nombre des amorces (D.E.R et D.E.I)	22	Pièces

Tableau III.8. Paramètres du plan de tir pour le stérile. [1]

Paramètres techniques du tir	quantités	unité
Section de la galerie	12	m ²
Diamètre du trou	40	mm
Longueur du trou	1.6	m
Distance d'avancement	1.5	m
Nombres des trous par front	25	trou
Tonnage abattu théorique	52	t
Quantité d'explosif par front	25	kg
Consommation spécifique d'explosif (Qp)	450 à 500	g/t
Nombre de D.E.R	25	Pièce
Nombre de front	05	Front
Gélanit/marmanit	150	kg
D.E.R	150	Pièce
D.E.I	02	pièce

Conclusion

Les terrains du secteur de Boukhadra qui présentent une stratification subverticale avec différentes épaisseurs des couches sont globalement formés par des sédiments du Mésozoïque et une partie du Cénozoïque- Tertiaire et du Quaternaire, et sont marquée par la phase tectoniques de plissement et la phase de tectonique cassante (une dislocation dont l'amplitude peut arriver jusqu'à 1000 mètres de direction WNW-ESE).

Le gisement de Boukhadra est exploité en souterrain et à ciel ouvert.

L'exploitation de la partie souterraine est menée suivant la méthode des sous niveaux abattus avec ouverture par galerie au jour, ou la galerie principale du niveau 1105 présente une importance centrale du fait qu'elle constitue le niveau d'affleurement entre la partie ciel ouvert et celle souterraine, le seul accès à la 3^{ème} phase au niveau des trois axes en exploitation. de plus son usage pour le roulage, l'aération, la circulation des ouvriers et du matériel nécessaire pour les différents travaux.

Pour la partie à ciel ouvert, l'ouverture du gisement est faite par des demi-tranchées d'accès avec des gradins de hauteurs de 7.5m et un angle du talus de 80-85 degré.

L'étude de l'influence du tir à l'explosif sur la stabilité de la mine de Boukhadra se doit de couvrir la partie ciel ouvert dont le talus de la carrière jusqu'à sa base et la partie souterraine dont la galerie principale 1105.

Références Chapitre III

- [1].Arcelor Mittal Tébessa, FERPHOS- division Boukhadra, documents fournis par l'entreprise «les plans géologiques et topographiques de la mine, la géologie du site» et les rapports internes de la compagnie, 2010.
- [2]. Larbi Gadri, «étude de la déformation et de la rupture des massifs fissurés par la méthode des éléments finis», thèse doctorat en Mines, Université de Tébessa, soutenu en Juin 2012.
- [3]. G. Dubourdieu, «carte géologique de l'Algérie à 1/50000,feuille n 151 Boukhadra», 1951.
- [4].Michel Stalinsky Eugène Castelin- Livres, «Technologie minière cours pratique d'exploitation des mines et des carrières», 1934, pp. 394.
- [5].Howard L. Hartman ; Jan M. Mutmansky, «Ingénierie Minière d'Introduction», 2Nd Edition, ISBN : 978-0-471-34851- Aout 2002, pp.584.
- [6].William A. Hustrulid's, «Principes du Tir à l'explosif pour les mines à cielouvert», Concept de design général V1, BalkemaEditeur, Netherlands, 2005.
- [7]. James T. Ludwiczak, «Les principes de base du dynamitage : guide d'étude pour les étudiants de génie en explosifs», Edition 2. Editeur- Consultants des Mineset des Tirs, 2002, pp. 154.

Partie spéciale.

*Chapitre IV : Caractérisation du tir à
l'explosif à la mine de BK*

Introduction

Le souci permanent des mineurs est de pouvoir optimiser l'extraction et la fragmentation des matériaux, tout en limitant les nuisances, en se référant aux textes réglementaires et aux cahiers des charges.

Toutefois un tel objectif ne peut être atteint que par la conception d'un plan de tir dont les grandeurs des principaux paramètres influençant l'après tir sont choisis de manière rationnelle.

Ce chapitre présente : les mesures des vibrations sismiques et acoustiques provoquées par les tirs de mines et leurs effets sur le déplacement des terrains suite à une spécifique configuration des plans de tirs en vue d'en optimiser la composante des paramètres Charge explosive-distance du tir affectant directement le déplacement du terrain étudié.

IV.1. Réglementation concernant les vibrations sismiques et acoustiques

Les mines et les carrières sont soumises à une réglementation sur les vibrations sismiques et acoustiques produit par les tirs de mine, cette réglementation comprend des textes réglementaires comme l'arrêt du 22 septembre 1994, des recommandations et des normes. [1 ; 2]

IV.1.1. Réglementation concernant les vibrations

Pour les valeurs de nuisances sismiques, nous avons retenu, les valeurs de vibrations données par la réglementation internationale, et en particulier celles plus sévères de la circulaire française de l'arrêt du 22/09/1994 relatif aux exploitations des carrières et mines qui dans son annexe II précise la méthode de mesure des vibrations dues aux tirs de mine et l'utilisation d'un abaque de fonction de pondération et comparaison à la limite de 10mm/s. [3]

La vitesse particulière pondérée des vibrations dues aux tirs mesurées selon les lois axes de la construction, ne doivent pas dépasser 10 millimètres par seconde dans les constructions avoisinantes. [2]

L'application des seuils doit se faire sur le signalé probablement pondéré, ceci est généralement réalisé par des logiciels de traitement des signaux fournis avec les appareils de mesure.

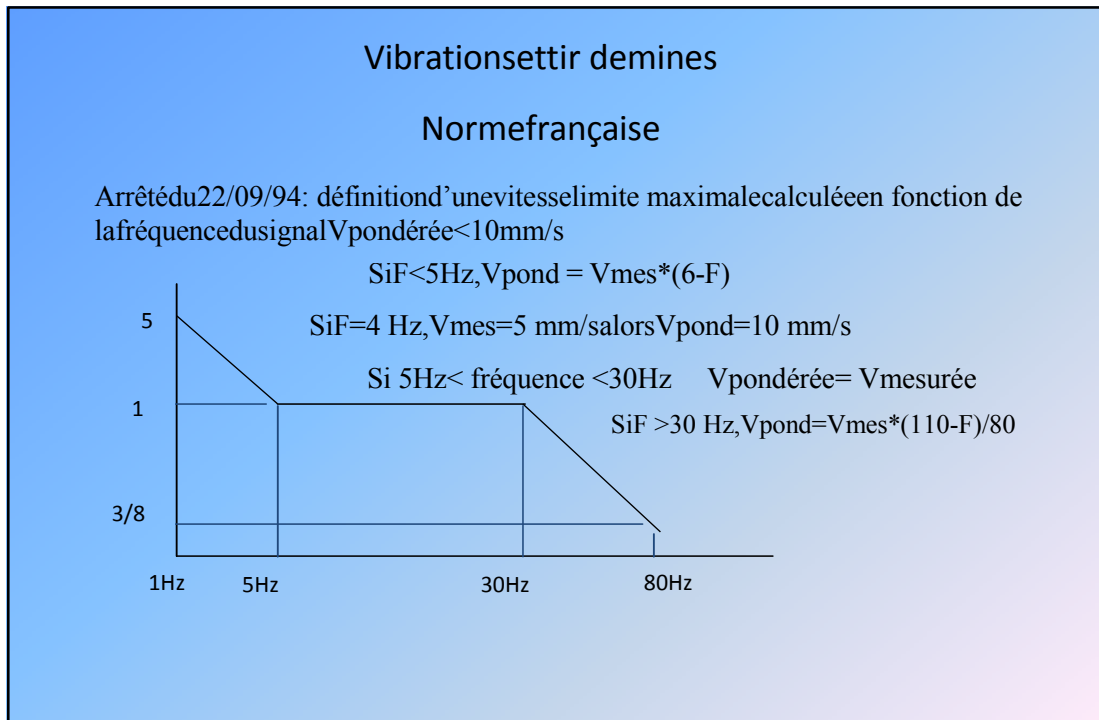


Figure IV.1.vibration des tirs de mine- norme française. [3]

IV.1.2. Réglementation concernant la surpression aérienne

D'après le texte réglementaire Algérien spécifique, et après consultation puis recommandation des divers organismes de tutelle, nous avons retenu les valeurs limites communément admises dans la réglementation internationale, et en particulier, celles prises en compte dans les documents techniques de références tels que le fascicule du CETU << Environnement du dossier pilote des tunnels >>, et le GFEE, gestion des plaintes de riverains lors de tir de mine.

Ces valeurs sont rappelées dans la circulaire de juillet 1996 pour les carrières, qui préconise un seuil de surpression de 125 dB pour les habitations et de 145 dB pour les personnes, valeurs retenues également dans le guide technique CFRT de 2002 (terrassément à l'explosif dans les travaux rentières).

Il est recommandé de respecter un niveau limité de pression acoustique crête de 125 dB.

En règle générale, ce seuil est une amplitude de vitesse de vibration V (mm/s) associée d'une gamme de fréquence d'auscultation f (Hz).

- ❖ Pour une galerie sans soutènement $V < 50\text{mm/s}$ et $f > 150\text{Hz}$.
- ❖ Pour une galerie avec soutènement $V < 15\text{mm/s}$ et $20\text{Hz} \leq f \leq 50\text{Hz}$.

Il peut s'exprimer également en accélération (m/s^2) pour les équipements fixes ou en première analyse, on s'inspirera des recommandations de l'AFTES qu'intéressent essentiellement les constructions courantes à usage d'habitation :

- ❖ $V < 10mm/s$ faible probabilité de dommage.
- ❖ $10mm/s < V < 30mm/s$ nécessité d'un bon contrôle, probabilité accrue de réclamations.
- ❖ $V > 30mm/s$ non recommandé en zone habitée.

Ces seuils peuvent être modulés en fréquence si la gamme en fréquence de coupure usuelle est de 10 Hz et 100 Hz.

Pour les moyens de terrassement mécanique autre que l'explosif, il n'est pas d'usage de réaliser des essais préalables, car ces matériels résultent bien souvent d'un choix de l'entreprise chargée de la réalisation des travaux. Les fréquences émises par ces matériels sont généralement plus basses et plus nocives pour l'environnement et à ce titre les seuils de vitesse admissible sont inférieurs. [3]

IV.1.3.Loi de Chapot

Pierre Chapot, grâce à l'exploitation de nombreuses mesures in situ, a écrit une loi de propagation des ondes dans le sol, mettant en relation la puissance des charges d'explosifs avec les vitesses particulières mesurée sur les structures. Cette loi très utile permet de prédire l'intensité des vibrations à un endroit situé à une certaine distance de la source de vibration. Cette loi a très vite représenté des intérêts évidents pour la conduite des travaux en toute sécurité pour l'environnement. [4]

IV.1.3.1. Formule de la loi de Chapot

Pierre Chapot a largement contribué au développement des connaissances dans le domaine de la géophysique appliquée aux travaux publics avec une participation remarquable de ses travaux de recherches dans le domaine de propagation des vibrations dans le sol, grâce à l'écriture d'une équation mettant en relation la vitesse de vibration mesurée à une distance D et l'énergie d'un tir d'explosif.

La loi de Chapot s'écrit ainsi :

$$V = K \left[\left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right) \right]^{-1.8} \text{(IV.1)}$$

Avec :

V : la vitesse de vibration en mm/s.

D : la distance tir- capteur en m.

Q : la charge unitaire instantanée d'explosif en kg.

K :Le coefficient de site, varient de 300 à 6000 avec une valeur moyenne de 2500.

Cette loi, fondatrice pour la connaissance de la propagation des vibrations dans le sol se transmettant aux bâtiments ou aux ouvrages tels que les monuments historiques, demeure l'outil de prédiction et de gestion des vibrations de référence pour les tirs de mine.

Elle-même pu trouver des déclinaisons pratiques pour la prédiction des vibrations liées aux travaux utilisant des brise-roches hydrauliques, des capteurs vibrants, des batteurs de palplanche ou même des vibrations liés à la circulation routière. Aujourd'hui, la connaissance sur les vibrations s'est affinée. Elle trouve même des applications dans le domaine de la protection de la biodiversité animale, car les animaux sont également très sensibles aux ondes. [4]

IV.1.4.Evaluation d'impact vibratoire des tirs de mines

Le niveau de vibration généré par un tir de mine et mesuré sur les fondations d'un immeuble dépend de trois facteurs principaux globalement pouvant être résumés comme suit. [5] :

- ❖ La distance entre le tir et l'ouvrage.
- ❖ La quantité d'explosif mis à feu simultanément.
- ❖ Le rendement du tir.

En plus de ces trois facteurs, le niveau de vibration dépendra aussi de :

- ❖ La nature des terrains.
- ❖ La structure géologique.
- ❖ La géomorphologie du site.

IV.2.Mesure des vibrations sismiques et acoustiques

IV.2.1. Méthodologie pour étude des vibrations sismiques et acoustiques

IV.2.1.1. Définition des structures à étudier

Les structures à étudier et à expertiser seront définies en fonction de leur nature (type de construction) et de leur rapport au projet.

Les phénomènes de vibrations peuvent poser des problèmes d'une grande diversité en fonction de l'origine des vibrations, et de la nature des constructions soumises aux vibrations.

Les ouvrages pour lesquels des problèmes de vibrations peuvent se poser sont nombreux et variés :

- ❖ Les maisons d'habitations.
- ❖ Les ponts, viaducs et passerelles.
- ❖ Les murs de soutènements.
- ❖ Les barrages.
- ❖ Les galeries souterraines.

IV.2.1.2. Positionnement des capteurs

Les capteurs placés sur les structures à étudier sont des géophones tri directionnels (2 horizontaux et 1 verticale).

Le conditionnement des géophones (voir tableau des paramètres techniques de l'appareillage), permettent de placer les géophones sur toutes les formes de support (verticale et horizontale).

Les géophones utilisés ont des sensibilités de quelques dizaine de m ou la vitesse V est en (mm/s).

Les types des géophones seront définis en fonction de leur fréquence propre qui correspond à la limite inférieure des fréquences directement mesurables. [6]

IV.2.1.3. L'implantation des forages et des tirs expérimentaux

L'implantation des forages destinés à recevoir les charges explosives sera en fonction de :

- ❖ La nature des terrains traversés par le projet.
- ❖ La structure géologique et géomorphologique du site.
- ❖ La vulnérabilité des constructions.
- ❖ La proximité des structures.

Un facteur important de fiabilité des essais est de représentativité des forages dans lesquels les tirs seront réalisés, il convient donc de réaliser les forages en nombre suffisant pour

prendre compte de toutes les anomalies structurales susceptibles de perturber la propagation des ondes sismiques. [6]

IV.2.1.4. Définition des charges d'explosifs

- A. **Abattage** : tir avec présence d'une surface verticale de dégagement (front de taille), consommation d'explosif de 250 à 600 g/m³.
- B. **Tir de mine** : absence de surface de dégagement verticale, tir sur des hauteurs limites (10m) et sur une surface (découverte, travaux public, tranchées), consommation d'explosif de 350 à 800 g/m³ (140 à 320 g/t).
- C. **Tir souterrain** : surface de dégagement au minimum, nécessité de créance de surface libre lors de la foration, consommation d'explosif de 800 à 3000 g/m³ (320 à 900g/t).

Le positionnement des charges d'explosifs dans les forages sera en fonction des caractéristiques du massif identifiées par une mesure de vitesse micro-sismique.

La quantité d'explosif à mettre en œuvre sera en fonction :

- ❖ Des niveaux prévisionnels de vibrations admissibles sur les structures plus sensibles en fonction de leur nature et leur distance.
- ❖ Des connaissances obtenues par des statiques établies sur des opérations antérieures.[7]

IV.2.1.5. Enregistrement et analyse des vibrations sismiques et acoustiques

Les études et contrôle des vibrations que nous préconisons dans l'environnement des chantiers d'abattage à l'explosif nécessitent des appareillages technologiquement adapté, pour réaliser des études rigoureuses.

Les mesures de vibrations dans l'environnement des chantiers d'abattage à l'explosif sont réalisées avec des capteurs de vitesse de vibrations constitués par des géophones qui restituent un signal sur une plage de fréquence relativement large entre quelque Hertz et centaine de Hertz.

Le critère de vibration utilisé est la vitesse de vibration zéro-crête, ce critère est apparu très rapidement insuffisant pour évaluer le niveau de risque quant aux dommages sur les constructions.[8]

IV.2.1.6. Estimation prévisionnels des charges

Expérimentalement on constate que le niveau zéro-crête de vibration est donné par la relation suivante :

$$V = K \left[\left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right) \right]^{-1.8} (\text{mm/S}) \quad (\text{IV.2})$$

V : vitesse de vibration (mm/s).

D : distance tir-capteur en m.

Q : charge unitaire instantanée d'explosif en Kg.

K : coefficient de site (300 à 6000). [4]

IV.2.1.7. Contrôle pendant les travaux

Les contrôles réalisés sur le chantier des travaux d'abattages ont pour objectif :

- ❖ Assurer que les critères de vibrations proposés par l'entrepreneur, en conformité avec les prescriptions contractuelles et acceptées par le maître d'œuvre sont respectés.
- ❖ Permettre à adapter les plans de tirs pour optimiser la productivité du chantier.
- ❖ Présenter des résultats de contrôle inattaquable sur le plan de la fiabilité.

Les contrôles sont réalisés à partir d'installations fixes en fonctionnement permanent, afin de détecter toutes les vibrations susceptibles d'affecter la construction (vibration engendrée par les tirs du chantier ou vibrations dont l'origine ne serait pas les tirs de mines. [9]

Les résultats de mesures sont immédiatement disponibles après chaque tir avec prise en compte des fonctions de pondérations, l'information fournie immédiatement permet d'une part au mineur de faire un diagnostic sur l'adaptation éventuelle à prendre en compte pour le tir suivant, d'autre part de garantir des tiers que les résultats fournis ne peuvent en aucun cas être falsifiés pour masquer une dérive éventuelle.

Les résultats sont imprimés sur un support papier qui permet de laisser une trace non contestable de résultat. [3]

IV.2.2. Appareillage de mesure

Les mesures ont été réalisées avec un enregistreur DELTA SEIS 1 (N° de série 112), équipé de capteur de vibrations sismiques de types géophone tri directionnels et de capteur de surpression aérienne, calibrage homologué NE et de moins de 12 mois (Tableau IV.1, Figure IV.2). [10]

Tableau IV.1. Les caractéristiques techniques du DELTA SEIS 1

Paramètres	Performances
N° de série	DELTA SEIS 1 n° 112
Gamme de mesure sismique	De 0 à 30mm/s, réglage par pas de 0.1mm/s.
Seuil de déclenchement	0.5mm/s
Capteur sismique	Géophone tridimensionnels 4.5Hz corrigée électriquement à 2Hz.
Gamme de mesure acoustique	110 à 147dB, réglable par pas de 1dB, 0.06mbar
Seuil de déclenchement acoustique	115dB
Durée d'acquisition des mesures	2 à 14s réglable par pas de 2s
Acquisition	2048 informations/voie/seconde, (Hz)
poids	-Deltaseis 1 : 5Kg. -Deltaseis 2 : 9Kg.
Température d'utilisation	-10° c à 40° c.
Alimentation	-Par chargeur externe pour Delta seis 1. -Directement sur secteur pour Delta seis 2.
Logiciel d'exploitation des données.	Logiciel Delta seis ou White 2003 (affichage des signaux, calcul de pondération selon l'arrêt du 22/09/1994

Paramètres retenus pour ces tirs :

- ❖ Durée d'acquisition 06s.
- ❖ Seuil de déclenchement sismique : 0.5mm/s.
- ❖ Seuil de déclenchement acoustique : 115 dB.



FigureIV.2.Appareil de mesure DELTA SEIS 1(géophone tri directionnels). [10].

IV.3.Présentation des résultats des tirs

IV.3.1.Structure étudié

Notre étude permet d'étudier l'effet de tir sur la stabilité de la mine de Boukhadra, cas de BK II qui contient deux parties :

- ❖ Partie souterraine : l'étude du niveau1105 et les niveaux supérieurs et inférieurs (BK II).
- ❖ Partie à ciel ouvert : les gradins de niveau (1075, 1090, 1105, 1120).

IV.3.2. Positionnement des capteurs

Les capteurs sont placés :

- ❖ Station air comprimé.
- ❖ Château d'eau.
- ❖ Galeries souterraines (niveaux 1105 et les niveaux supérieurs).

IV.3.3. paramètres Actuelsdes plans de tiren souterraine et à ciel ouvert

Les tableaux IV.2 et IV.3 nous montrent respectivement les paramètres des tirs à l'explosif employés pour le ciel ouvert et le souterrain à la mine de BK. [11]. Seize essais ont été menés sur site afin d'analyser l'effet de l'abattage à l'explosif sur le terrain. Les paramètres que nous avons changés durant nos essais sont la charge explosive et la distance entre le point du tir et les capteurs.

Tableau IV.2. Paramètres techniques du plan de tir à ciel ouvert.

Désignation	Quantités	Unité
Hauteur du gradin	7.5	m
Longueur du trou	8.5	m
Inclinaison du gradin	80 à 85	Degré
Inclinaison du trou	90	Degré
Diamètre du trou	165	mm
Longueur de bourrage	3	m
Nombre de trous	40	Unité
Charge d'un trou	125	kg
Quantité globale d'explosif	5000	kg

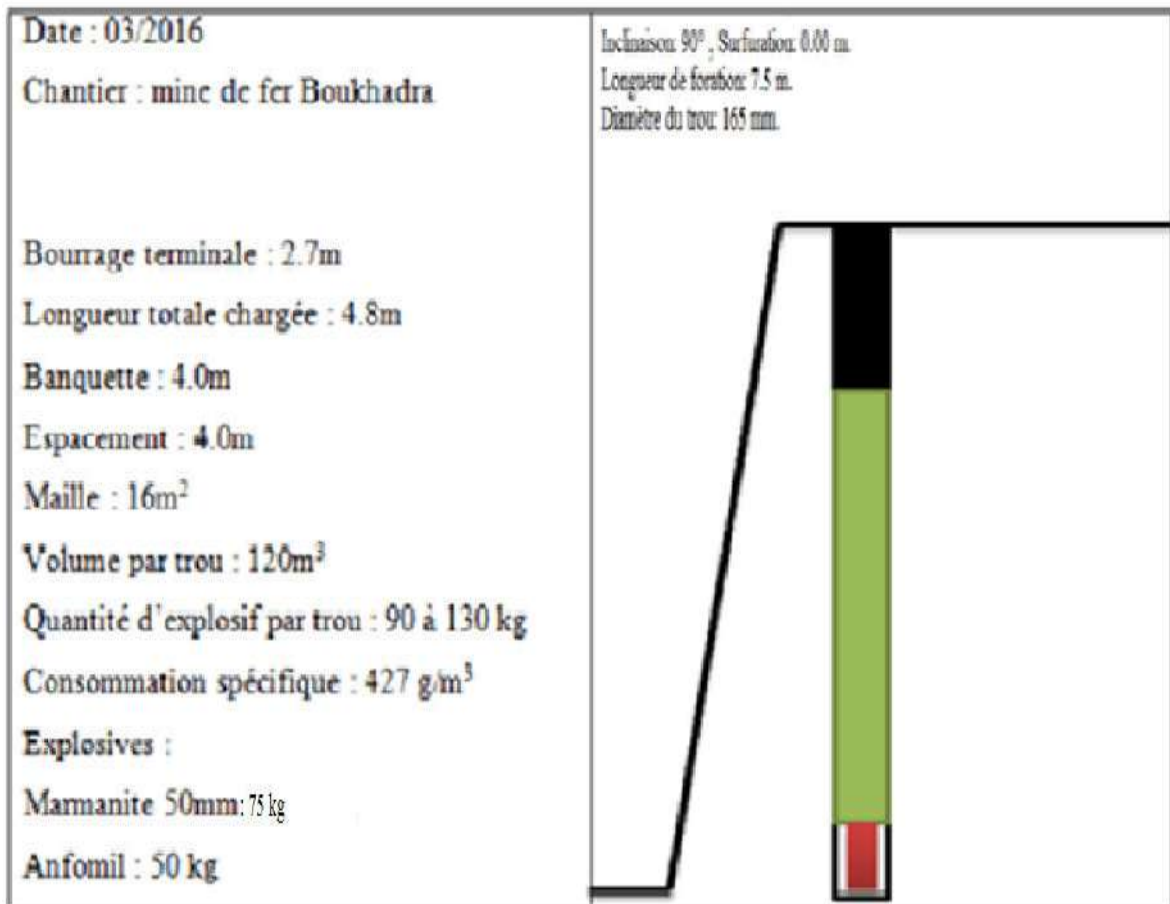


Figure IV.3.Fiche technique du plan de tir à ciel ouvert. [11]

Tableau IV.3. Paramètres techniques du plan de tir en souterrain

Désignation	quantité	Unité
Nombre du trou	20	Trous
Diamètre du trou	64	mm
Longueur du trou	1.6 à 3	m
Longueur du bourrage	0.5 à 1	m
Charge d'un trou	70 à 100	kg
Charge globale d'explosif	1400	kg
Anfomil	1200	kg
Marmanit	200	kg

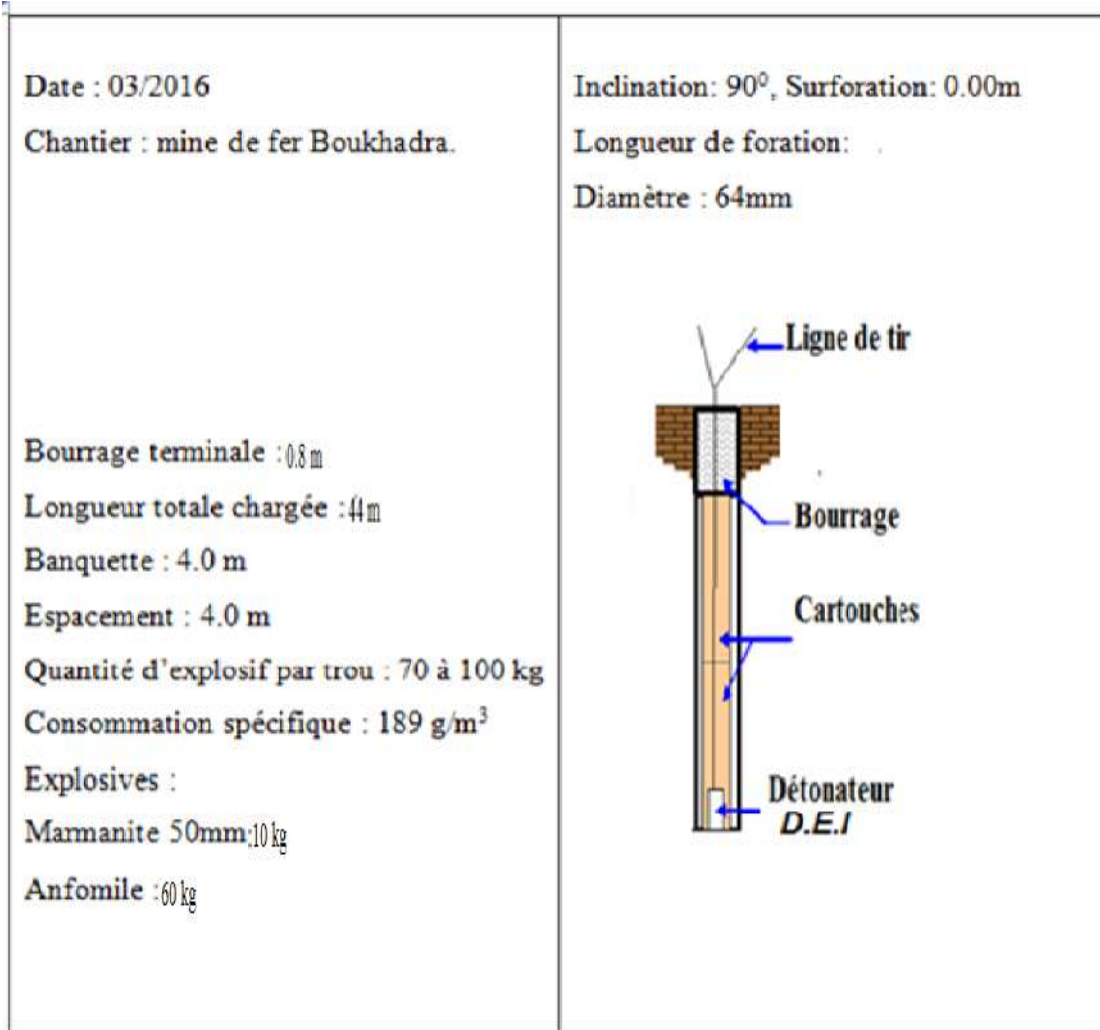


Figure IV.4.Fiche technique du plan de tir en souterrain.[11]

IV.3.4.Enregistrement et analyse des vibrations sismiques et acoustique- interprétation des résultats

Les résultats des vibrations sismiques et acoustiques obtenus suite aux enregistrements des tirs sont généralement présentés par une fiche technique comme celle présentée sur la Figure IV.5.

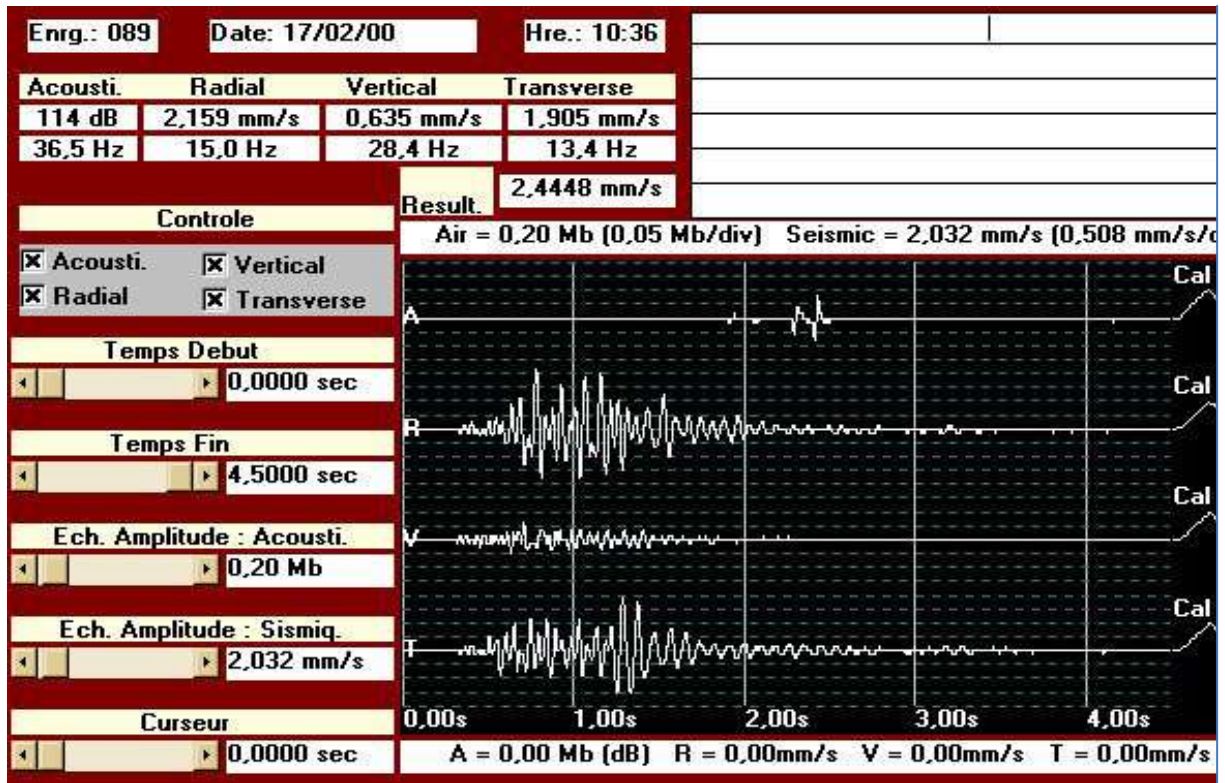


Figure IV.5.Fiche technique des résultats dutir.[3 ; 11]

Selon les modèles des sismographes, il existe plusieurs façons de visualiser le résultat d'enregistrement. [3 ; 11] :

- ❖ Sous forme de ticket imprimé par l'appareil, suite à l'enregistrement d'un évènement ou sur demande, le capteur permet d'imprimer un papier de format inférieur à A₅, il s'agit des valeurs maximales enregistrées sur chaque voie (ou direction).

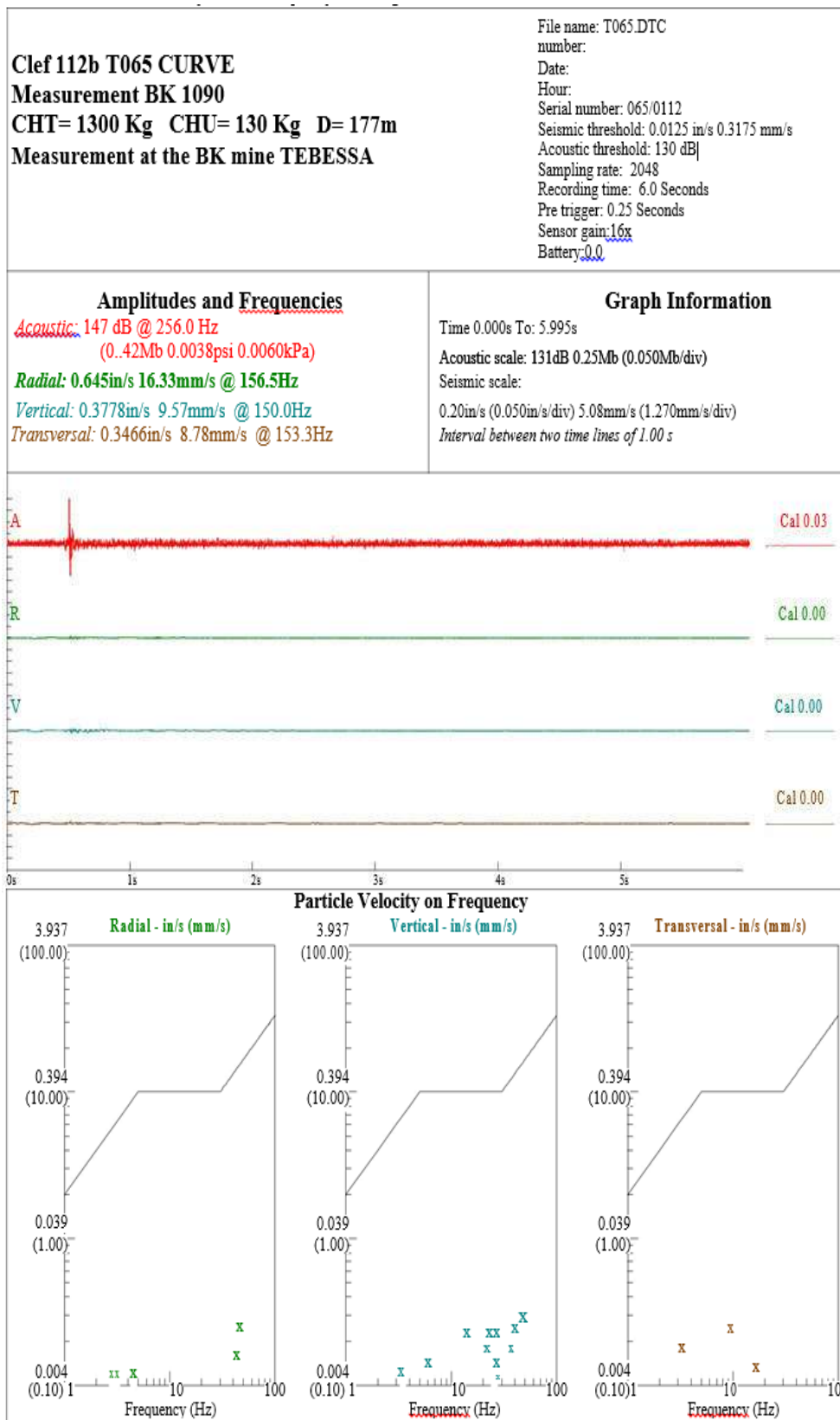
L'utilisation ne peut pas voir la forme de signal sismique.

- ❖ Sous forme de représentation graphique du signal.

Les résultats des vibrations sismiques et acoustiques obtenus suite aux enregistrements des essais de tir menés de notre part sont présentés sur le tableau IV.4.

Tableau IV.4. Les résultats des vibrations sismiques et acoustiques

Essai	Référence appareil	Lieu de mesure	Charge Instantan és (Kg)	Distance(m)	Vr(mm/s)	Vv(mm/s)	Vt (mm/s)	Acoustiques (dB)
1	112b T063	BK 1090	77.5	281	3.35	1.94	2.90	144
2	112b T064	BK 1120	82.5	125	2.03	1.56	2.38	115
3	112b T065	BK 1090	130	177	16.33	9.57	8.78	131
4	112b T066	Transfo(1090)	120	690	1.06	1.17	1.11	136
5	112b T067	Transfo (1105)	120	690	1.08	1.19	1.11	136
6	112b T068	Chat d'eau (1105)	82.5	710	0.24	0.22	0.22	122
7	112b T069	Chat d'eau (1090)	82.5	730	1.03	0.54	0.79	108
8	112b T070	Chat d'eau(1120)	77.5	678	1.48	0.92	0.67	131
9	112b T071	S.A.C (1105)	93.75	708	1.43	0.97	1.22	127
10	112b T072	S.A.C (1090)	77.5	695	0.38	0.78	0.27	108
11	112b T073	S.A.C (1120)	120	700	0.29	0.49	0.25	127
12	112b T074	S.A.C (1095)	156.25	700	1.08	1.05	2.54	106
13	112b T075	S.A.C (1135)	77.5	700	1.14	0.37	0.70	106
14	112b T076	S.A.C (1075)	152.5	700	0.21	0.51	0.14	106
15	112b T077	S.A.C (1120)	152.5	700	0.84	0.54	1.60	116
16	112b T078	S.A.C (1135)	77.5	700	0.33	0.83	0.44	108



FigureIV.6.Courbe de la vitesse particulaire sur la fréquence, Tir 65

Les résultats des vibrations sismiques mesurées à proximité de la maison habitée la plus proche (à plus de 700m) du tir ou de l'emplacement du mouvement de terrain, ont tous été inférieurs à la valeur de 10mm/s, définie comme étant la valeur limite par l'arrêté du 22/09/1994 pour les tirs de mines utilisées sur les carrières et les mines de roche massive pour des bandes de fréquences de 5 à 30Hz. La surpression acoustique est généralement inférieure à 125dB, i.e. en dessous de la limite autorisée pour les tirs dans les carrières et les mines de roche massive (125dB).

Du fait que les points de mesure avec des distances d'enregistrement inférieures à 300m sont largement utilisés sur le terrain, ces derniers furent choisis durant nos essais de tir (comme pour les tirs : 63, 64 et 65).

Uniquement le troisième tir avec une charge unitaire de 130kg, sur une distance de 177m, a franchi la limite maximum pour les risques de dommages aux constructions - enregistrement - Tir 112 65 (Table IV.4, Figure IV.6). Car, ce dernier satisfait l'intersection de l'usage d'une charge unitaire élevée pour une petite distance ayant comme règle que la relation entre les valeurs de la charge explosive unitaire et de la distance du tir est réversible. De tels essais d'enregistrement ont été réalisés à titre illustratif, puisque l'enregistrement de distances inférieures aux conditions autorisées (inférieure à 300 m) est associé à des grandeurs de charge explosive relativement élevées ; Nous avons constaté que des tirs à l'explosif avec des paramètres typiques sont utilisés sur le site.

À l'exception du tir 65, nous avons remarqué que : bien que les résultats en relation avec les tirs 63 et 64 sont les plus élevés, ils restent en dessous des limites réglementaires. Car même si, les valeurs des distances de tir sont en dehors des conditions réglementaires, le choix des valeurs des charges explosives relativement associées à ces dernières fut rationnel.

IV.3.5. Estimation prévisionnelles des charges et interprétation des résultats

IV.3.5.1. Calcul du coefficient de site K

L'étude pratique des vibrations dans le cas des tirs des mines se fait par la mesure de la vitesse particulière à une distance donnée, on dispose trois géophones orthogonaux (deux horizontaux : un longitudinal et l'autre transversale, et un verticale), pour mesurer les trois composantes de la vitesse particulière, on calcule ensuite la vitesse particulière suivant la formule :

$$V_p = \sqrt{(V_l^2 + V_t^2 + V_v^2)} \text{ (mm/s)} \text{ (IV.03)}$$

La méthode qui consiste à utiliser pour résultante la racine carrée de la somme des vitesses maximales mesurées sur les trois composantes est erronée car ces vitesses ne sont pas

maximales au même instant, Donc il faut utiliser la valeur maximales de la composante définit à l'instant t par la formule ci-dessus.

La vitesse particulaire est calculée suivant la formule. [12] :

$$V = K \left[\left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right) \right]^{-1.8} (\text{mm/s}) \quad (\text{III.04})$$

$$K = V \left[\left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right) \right]^{-1.8} (\text{III.05})$$

V : vitesse de vibration en mm/s.

D : distance capteur-tir en m.

Q : charge instantané d'explosif en Kg.

Tableau IV.5. Calcul du coefficient de site K

mesure	Distance (m)	Charge instantanés (kg)	Vitesse particulaire (mm/s)	K
112b T063	281	77.5	3.35	1709.18
112b T064	125	82.5	2.38	266.82
112b T065	177	130	16.33	2274.37
112b T066	690	120	1.17	2027.73
112b T067	690	120	1.19	2062.39
112b T068	710	82.5	0.24	613.81
112b T069	730	82.5	1.03	2768.82
112b T070	678	77.5	1.48	3681.59
112b T071	708	93.75	1.43	3242.6
112b T072	695	77.5	0.78	2029.14
112b T073	690	120	0.49	849.22
112b T074	700	156.25	2.54	3562.41
112b T075	700	77.5	1.14	3007.92
112b T076	700	152.5	0.51	730.65
112b T077	700	152.5	1.60	2292.26
112b T078	700	77.5	0.83	2189.97

Pour les tirs (112b T063, 112b T070, 112b T072, 112b T075, 112b T078), on a fixé la charge explosive instantané avec la variation des distances tir-capteur ; l'observation générale est que l'accroissement de la distance mène automatiquement à l'abaissement du coefficient de site K.

Pour les tirs (112b T074, 112b T075, 112b T076, 112b T077, 112b T078), on a fixé la distance tir-capteur avec la variation des charges explosives instantanées ; l'observation générale est que l'accroissement de la charge génère un décroissement du coefficient de site K.

Donc, la relation entre les valeurs : charge explosive et la distance tir-capteur est réversible, ce qui signifie que quand la charge explosive augmente, le coefficient de site diminue. De l'autre part, quand la distance est élevée, le coefficient de site l'aît également.[13].

IV.3.6. Contrôle pendant les travaux

Les contrôles réalisés sur le chantier des travaux d'abattage se doivent d'être assurés que les résultats des tirs obtenus sont bien précisés avec la détection de toutes les vibrations susceptibles d'affecter la contraction.

IV.4. Simulation des tirs par le logiciel d'Analyse sismique Delta Seis 4.4

L'assistance informatique à la conception des tirs a été mise au point en s'appuyant sur les outils de la sismologie et les codes de calculs permettant de modéliser l'efficacité des processus complexes intervenant lors des tirs de mine et de simuler leur effets sismiques et acoustiques dans l'environnement, il est ainsi possible d'optimiser l'influence des interactions entre les divers paramètres de tirs sur les résultats recherchés.

Comme précédemment notifié l'utilisation du logiciel analyse sismique deltaseis 4.4 permet de faire de nombreuses simulations en variant les paramètres d'entrées (vitesse particulaire, vitesse radiale, vitesse transversale, vitesse verticale, vitesse acoustique, etc) de façon à visualiser le mouvement de la matrice rocheuse à la suite de l'explosion dans une mine ou dans une carrière et à limiter les zones dangereuses.

IV.4.1. Matériel de mesure

Les vibrations quelle que soit leur provenance (géologie, engins mécaniques, extraction à l'explosif), sont mesurées grâce à des sismographes, appelées également dans la profession capteurs sismiques, il existe une multitude de types, en fonction de leur mouvement du sol et l'enregistre sur un rapport visuel. Telle est la fonction d'un sismographe des tirs de mines ; l'étude des sols, en terme scientifique, le support visuel évoqué plus haut est appelé sismogramme.

IV.4.2. Delta seis 1 (enregistreur sismiques et acoustiques des tirs de mines)

Développés par les sociétés Air systèmes et SIMI l'enregistreur DELTA SETS 1 est un sismographe de dernière génération destiné au contrôle des vibrations sismiques et acoustique des tirs de mines.

Cette appareille est conforme à la norme AFNOR NF E90 20 relative aux caractéristiques des appareillages de mesure de ces phénomènes.

Cette appareille est doté d'un écran graphique tactile permettant :

Le réglage aisé des paramètres de déclenchement et d'informations sur les enregistrements effectués (emplacement de tir, distance, charge unitaire et totale du tir).

IV.4.3. Mode opératoire

Permet d'aborder plus en détail la méthodologie de mesure, telle qu'elle figure dans la réglementation, cependant nous pouvons déjà dire que la mesure consiste à poser un sismographe sur la surface d'un élément à contrôler à une proximité relative d'un tir de mines, l'onde vibratoire se diffuse dans le sol et atteint le capteur qui vibre au même temps que son support. Nous pouvons dire que le sismographe enregistre et mesure sa propre vibration, soit la vitesse particulière.

Afin de nous permettre d'analyser des données concrètes et de vérifier l'intensité (vitesse particulière) de vibration par rapport à la réglementation en vigueur, le capteur va mesurer les ondes sismiques du sol (ou ondes solidiennes) selon trois directions : verticale, radiale et transversale. Ces enregistrements sont rendus possible grâce à trois composants, orientés dans les trois données.

Un géophone est un cylindre qui se compose d'un aimant placé sur ressort et d'une bobine. Lors du passage de l'onde sismique, il vibre et convertit le mouvement du sol en tension électrique.

Le courant ainsi créé est transmis au processus du sismographe en vitesse et en fréquence, l'événement enregistré peut être consulté par l'utilisateur. [3 ; 10]

IV.5. L'interprétation des valeurs

Selon les modèles des sismographes, il existe plusieurs façons de visualiser le résultat d'enregistrement :

- ❖ Sous forme de ticket imprimé par l'appareil, suite à l'enregistrement d'un évènement ou sur demande, le capteur imprime un papier de format inférieur à A₅, il s'agit des valeurs maximales enregistrées sur chaque voie (ou direction)- comme précédemment expliqué

L'utilisation ne peut pas voir la forme de signal sismique.

- ❖ Sous forme de représentation graphique du signal, suite à l'enregistrement d'un événement par le capteur, les données sont transférées par câble, modem (ligne téléphonique ou GSM) ou encore par clé USB intégré à l'appareil vers un ordinateur, l'utilisation peut alors, via un logiciel de traitement spécifique (analyse sismique Deltaseis 4.4), ce dernier visualise le signal et, la plupart du temps, effectue les analyses complémentaires, cette méthode est la seule permettant de confirmer l'imputabilité du signal à un tir de mine.

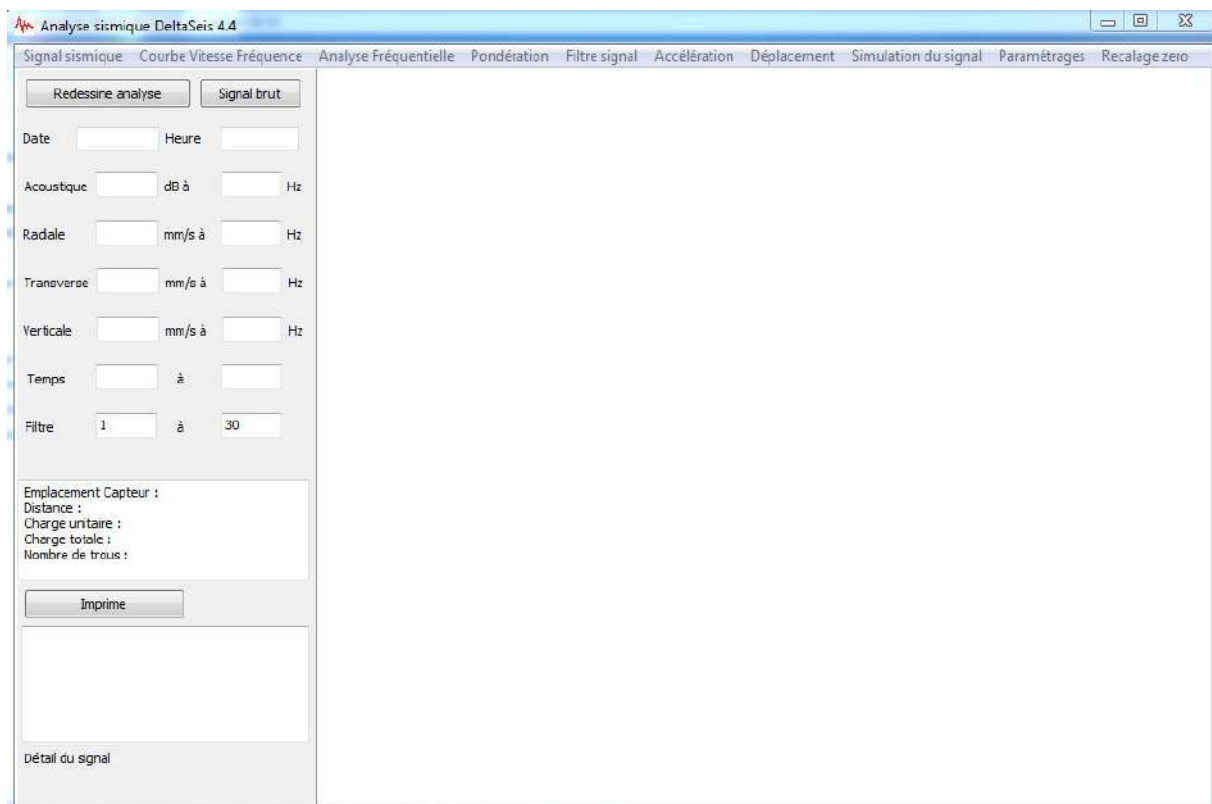


Figure IV.7. Logiciel d'analyse sismique Delta Seis 4.4. [3 ; 10]

IV.5.1. Résultats de simulation et interprétation

La mise en œuvre des tirs s'effectue en respectant la réglementation en vigueur. La réalisation et l'analyse des résultats porte sur :

- ❖ Présentation des fiche techniques pour chaque tir (une fiche technique courbe fréquence-vitesse particulière, une fiche technique de déplacement, et une fiche technique d'accélération), (voir les annexes).
- ❖ L'analyse des résultats permet de comparé par rapport à la réglementation.

Les résultats du déplacement et d'accélération des ondes sismiques obtenus par le logiciel d'analyse sismique Delta Seis 4.4 sont présentés dans (le tableau IV.6)ci-dessous. La figure IV.8 illustre les résultats du déplacement pour le tir de référence 65.

Tableau IV.6. Résultats du déplacement et de l'accélération obtenue par logiciel Delta Seis 4.4

Essai	Référence appareil	Vitesse particulière (mm/s)	L'accélération max (mm/s ²)	Déplacement max (microns)
1	112b T063	3.35	371	29
2	112b T064	2.38	291.60	20
3	112b T065	16.33	442.10	335
4	112b T066	1.18	438.10	18
5	112b T067	1.19	477.60	17
6	112b T068	0.24	45.45	5
7	112b T069	1.03	31.48	20
8	112b T070	1.48	185.80	10
9	112b T071	1.43	72.18	40
10	112b T072	0.78	295.40	4
11	112b T073	0.49	67.79	6
12	112b T074	2.54	74.76	91
13	112b T075	1.14	127.50	2
14	112b T076	0.51	65.10	32
15	112b T077	1.60	53.90	66
16	112b T078	0.83	143.80	2

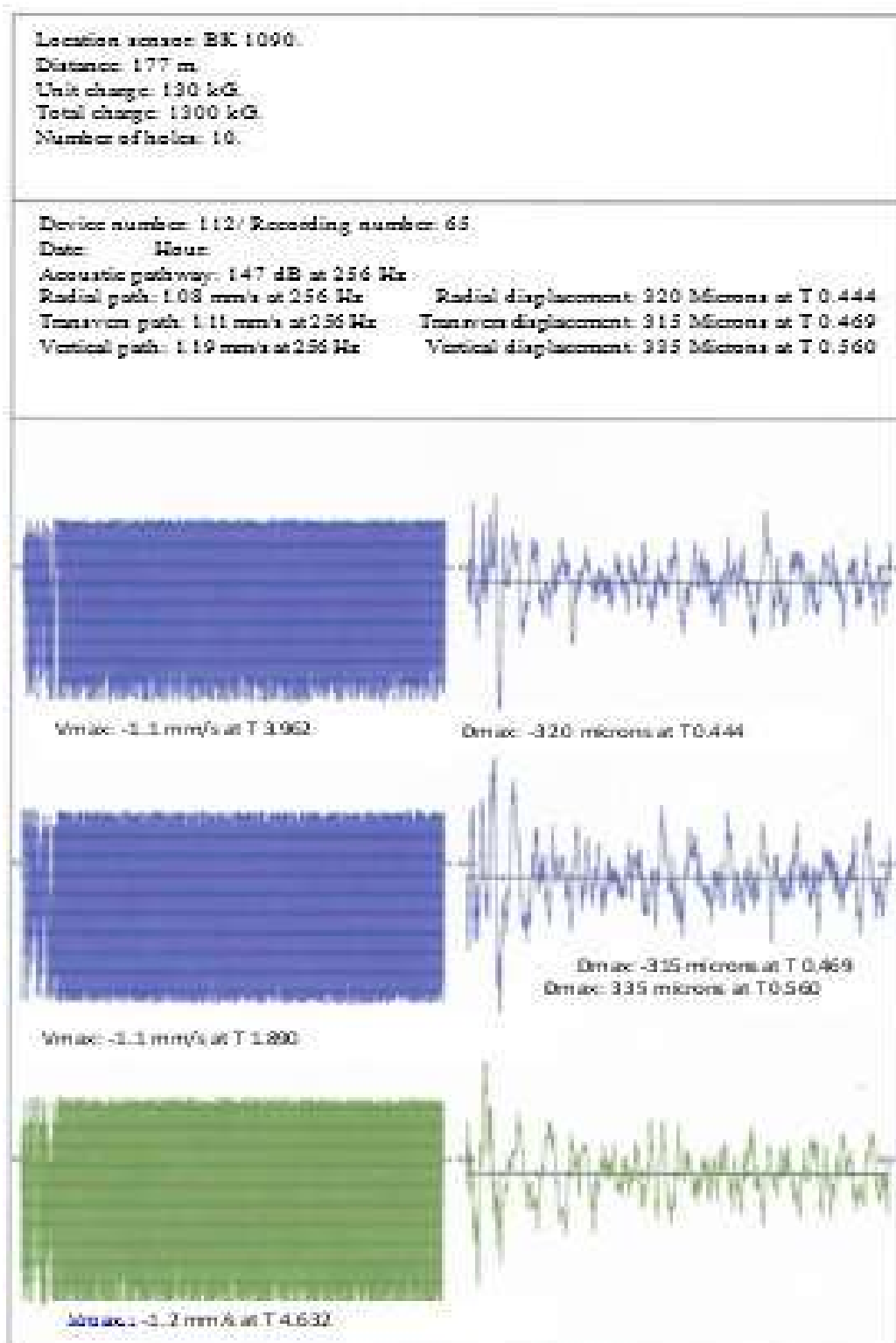


Figure IV.8. Fiche technique du déplacement, Tir 65

Les résultats du déplacement et de l'accélération des ondes sismiques obtenus par le logiciel d'analyse sismique Delta Seis 4.4 sont présentés sur le tableau IV.1. Ces derniers sont loin des seuils réglementaires ($320\mu\text{m}$). Les accélérations sont plus élevées, à l'exception du tir 65 où la valeur du déplacement excède les limites de la réglementation – les limites au dommage (Tableau IV.6, Figure IV.8).

On devra notifier que les tests de tir ayant des fréquences basses (112b T069, 112b T071, 112b T074, 112b T077) ont des limites de déplacement élevées avec de basses accélérations. Quant aux tests avec des fréquences élevées, ils ont généralement des limites de déplacement avec des accélérations élevées.

Conclusion

La caractérisation de plusieurs essais de tir à l'explosif (environ 16 essais) menée de notre part sur le terrain de BK en vue d'en mesurer les vibrations induites et de comparer les valeurs caractéristiques de leurs paramètres aux valeurs indiquées par la réglementation sur les nuisances vibratoires et acoustiques des tirs miniers, nous a permis de déduire d'une part que :

Les résultats de mesure des vibrations sismiques et acoustiques ont généralement été inférieurs aux valeurs limites définies par les réglementations en vigueur.

Uniquement le tir 65 avec une charge unitaire de 130kg, sur une distance de 177m, a franchi les limites maximum pour le risque de dommages aux constructions.

Même constat concernant les résultats du déplacement et de l'accélération induit par les vibrations du tir. Sauf pour le tir 65, où la valeur du déplacement dépasse les limites réglementaires de dommage.

Et de l'autre part, nous concluons qu'à ce stade d'étude : l'instabilité ressentie au site BKII de la mine de Boukhadra est due à la non corrélation entre les principaux paramètres du tir, ou certains sont même pris en dehors des conditions réglementaires.

Ceci fut démontré à travers le tir de référence 65, dont les valeurs des paramètres de la composante "charge explosive – distance du tir" mènent à un dépassement des limites réglementaires des vibrations sismiques et acoustiques, causant ainsi l'endommagement du terrain de Boukhadra.

Partie spéciale.

*Chapitre V : Simulation de la stabilité
du talus de BK via le tir à l'explosif- par
Plaxis 8.2*

Introduction

Dans le cadre de l'étude du glissement du talus de la mine de Boukhadra toujours, et en prenant la partie BK-II, on propose une modélisation bidimensionnelle de la zone étudiée. La modélisation du système est établie par la méthode des éléments finis (M.E.F) sous un code de calcul Plaxis version 8.2. Le but du travail est de faire une analyse de la stabilité de l'ensemble de la mine, par calcul du coefficient de sécurité en fonction du tir par explosif due à l'exploitation souterraine dans le niveau 1105.

V.1. présentation du logiciel Plaxis

V.1.1. Historique

Le logiciel Plaxis est un programme d'éléments finis dont le développement commença en 1987 à l'initiative du ministère des travaux publics et d'hydrologie des Pays-Bas. Son but initial était de créer un code d'éléments finis facilement utilisable en 2D pour analyser l'effet de l'implantation d'une digue fluviale sur les argiles molles des Pays-Bas. En quelque année Plaxis a été étendu à plein d'autre domaine de la géotechnique, En 1998, la première version de plaxis pour Windows est développée. Durant la même période une version 3D plaxis excavation souterraine programme est sortie en 2001. [14]

V.1.1.1. Les Codes de Plaxis

Le code de calcul Plaxis est un programme à éléments finis, conçu pour analyser les déformations et la stabilité des ouvrages et des massifs. Il permet d'analyser des problèmes élastiques, élasto-plastiques, élasto-visco-plastiques en 2D ou 3D, en grands déplacements et dont les modèles réels peuvent être représentés par un modèle plan ou axisymétrique.

Le programme utilise une interface graphique permettant de générer un modèle géométrique et un maillage d'éléments finis basés sur la coupe verticale de l'ouvrage à étudier. [14 ; 15].

L'interface d'utilisation de Plaxis se compose de quatre sous-programmes (Input, calcul, Output, et curves).

V.1.1.2. Les sous-programmes de Plaxis

L'interface du programme Plaxis contient :

Plaxis-input : ou pré-processing, contient des options nécessaires à la création et à la modification d'un modèle géométrique, à la génération du maillage des éléments finis et aux définitions des conditions initiales.

Plaxis-calculation : ou le processing programme contient les facilités utiles à la définition des phases et la procédure de calcul des éléments finis.

Plaxis-output : programme post-processing pour la visualisation des résultats de la phase de calculs (les déplacements, contraintes et les forces).

Plaxis-curves : Présentation des résultats sous forme de courbes, par exemple : des courbes de chargement-déplacement, etc.

V.1.2. Les principales étapes d'une analyse par la méthode des éléments finis

Pour résoudre un problème type par la méthode des éléments finis on passe par les étapes suivantes. [15] :

V.1.2.1. Le maillage et les conditions aux limites

Le modèle sera bi ou tridimensionnel. La symétrie (ou l'antisymétrie) du problème permet parfois de ne traiter que la moitié du modèle en imposant les conditions de symétrie (ou d'antisymétrie) adéquates sur le plan médian.

V.1.2.2. Loi rhéologique des matériaux

Si tous les matériaux en présence sont élastiques, on détermine E et pour chacun d'entre eux, même si le calcul est mené en élasticité il est intéressant de donner un critère de rupture (C par exemple) pour déterminer les zones où l'état de contraintes obtenu dépasse ce critère, donnant ainsi l'extension minimale des zones en état limite de rupture. Dans le cas d'excavation circulaire ou pseudo-circulaire, l'expérience montre qu'avec un calcul élasto-plastique, les zones en état limite de rupture sont souvent à peine plus étendues que celles déterminées par le calcul élastique, justifiant ainsi qu'un simple calcul élastique suffit pour donner l'étendue de ces zones. [16]

V.1.2.3. Les étapes du chargement

L'état initial des contraintes est à définir car c'est lui qui conditionne le chargement de l'ouvrage souterrain et à ciel ouvert.

Les chargements, dont certains peuvent consister à appliquer les contraintes initiales sur les limites du modèle initialement non chargé mais il ne faut pas oublier que les déplacements obtenus ont alors pour origine l'état correspondant à un état de contraintes nulles et qu'une correction s'impose.

V.1.2.4. Codes de calcul par éléments finis

La méthode des éléments finis est à la base de nombreux logiciels utilisés pour la simulation de modèles de la géotechnique tel que Z-Soil, CESAR-LCPC, Plaxis.

Les différents programmes de calcul aux éléments finis diffèrent généralement les uns des autres par leur capacité à introduire des types d'éléments plus ou moins élaborés et des lois rhéologiques variées, par leur capacité incrémentale ainsi que par le développement de leurs pré et post-traitements.

D'après un Recueil de renseignements réalisé par GeoTechNet (European Geotechnical The-matic Network), plusieurs difficultés qu'un utilisateur de logiciel éléments finis peut rencontrer ont été quantifiées comme il est illustré dans les figures : 1 et 2.

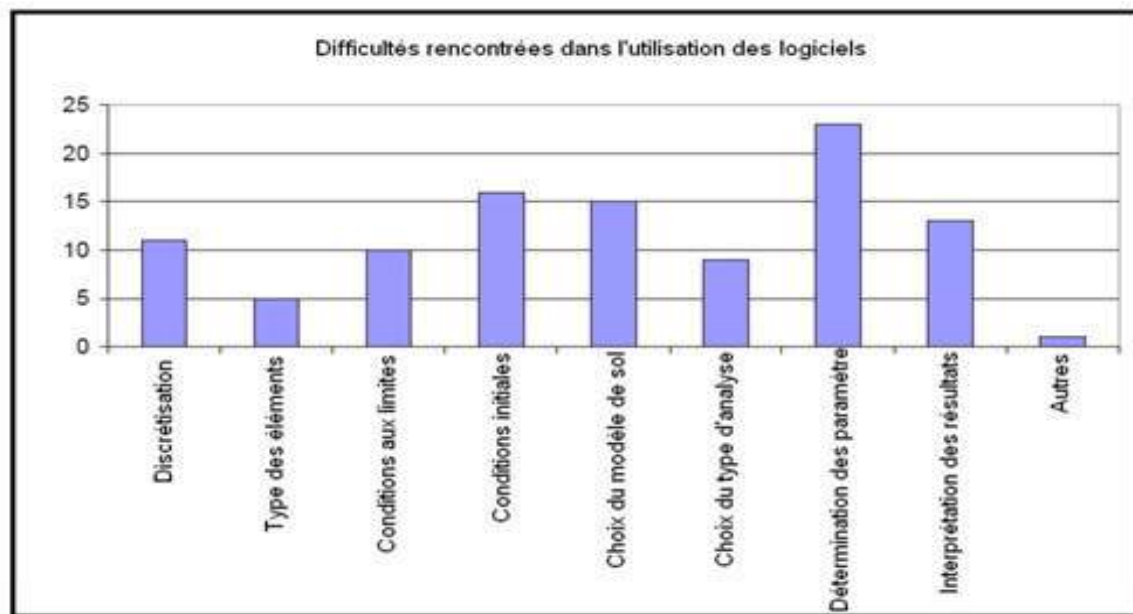


Figure V.1. Difficultés rencontrées durant l'utilisation des logiciels. [17]

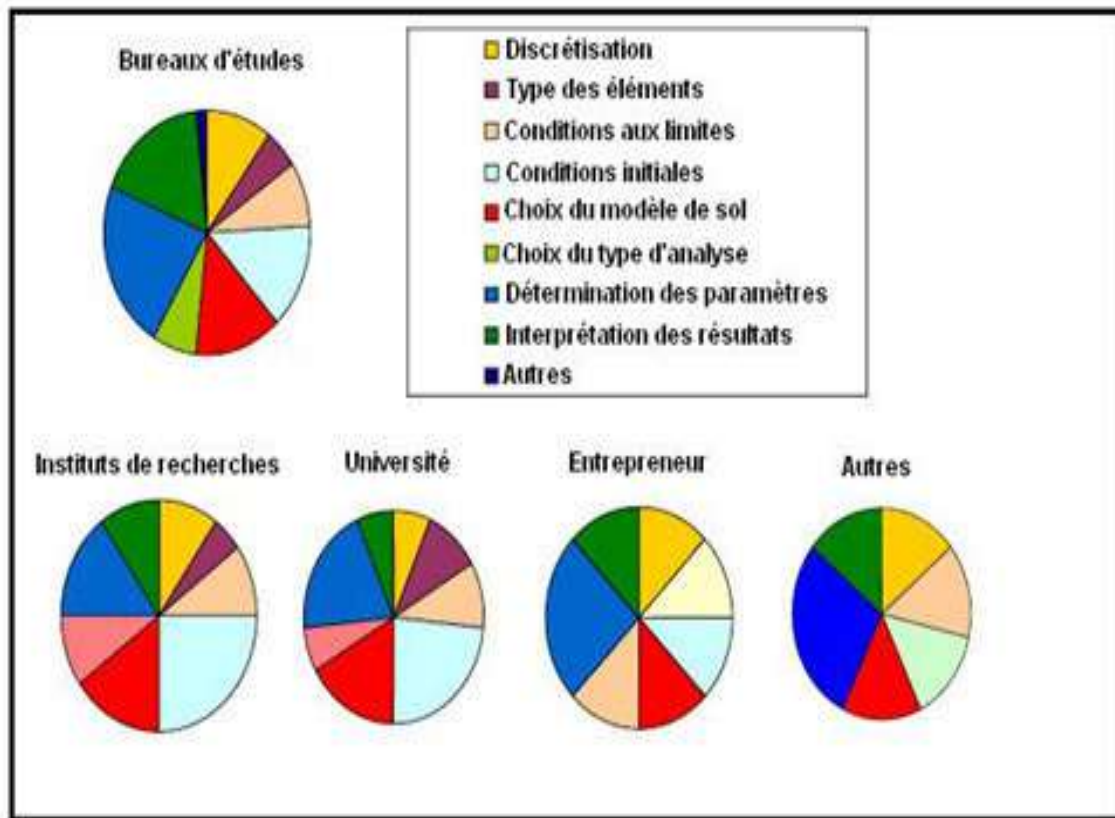


Figure V.2. Difficultés rencontrées durant l'utilisation des logiciels, selon le type d'utilisateur. [17]

V.2. Modèle numérique du site d'étude

Le modèle numérique correspond à la section transversale du projet, la zone d'étude est une succession de gradins de carrière (alternance minerais de fer et des bandes de calcaire et de marnes), avec une hauteur de 440 m, une largeur de 780 m et un angle de bord égale à 70° , entre les niveaux 865 et 1135 (N120°E) dont le niveau 1105 est la partie souterraine (Figure V.3). Les propriétés physico-mécaniques du Djebel de Boukhadra sont présentées sur le Tableau V.I.

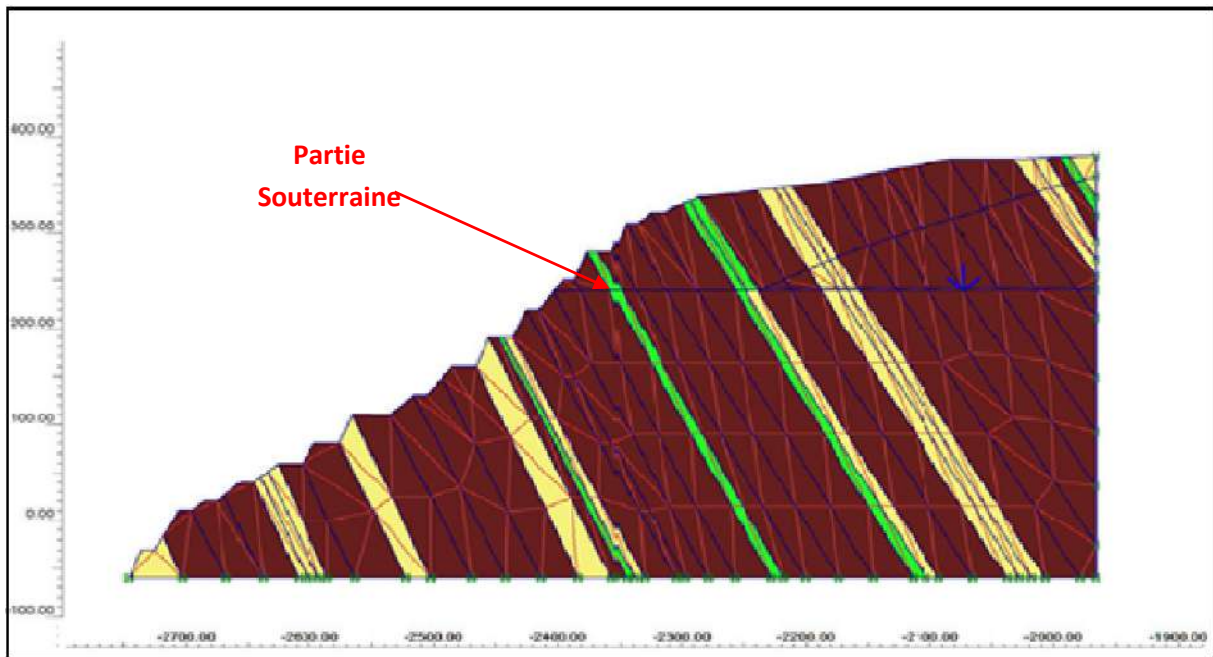


Figure V.3.Présentation du modèle numérique

Tableau V.1.Les propriétés physico-mécaniques du Djebel de Boukhadra. [18]

modèle	calcaire	Minerai de fer	marne
Mohr-coulomb	Drainé	Drainé	Drainé
γ_{unsat} [KN/m ³]	26	27	22
γ_{sat} [KN/m ³]	26,5	29	26
G_{ref} [KN/m ²]	8,131*10 ⁵	8,400*10 ⁵	1.680*10 ⁵
E_{ref} [KN/m ²]	1,984*10 ⁶	2,100*10 ⁶	4,470*10 ⁵
C_{ref} [KN/m ²]	350,000	320,000	33,000
φ [°]	50,000	45,000	23,000
ψ [°]	25,000	22,000	11,000

V.3. Calcul du coefficient de sécurité avant le tir

Le coefficient de sécurité est 1.67 (figure V.6) ce qui indique qu'à ce stade le bord de la carrière est stable, avec de faibles déplacements au sommet de la carrière (figure V.4).

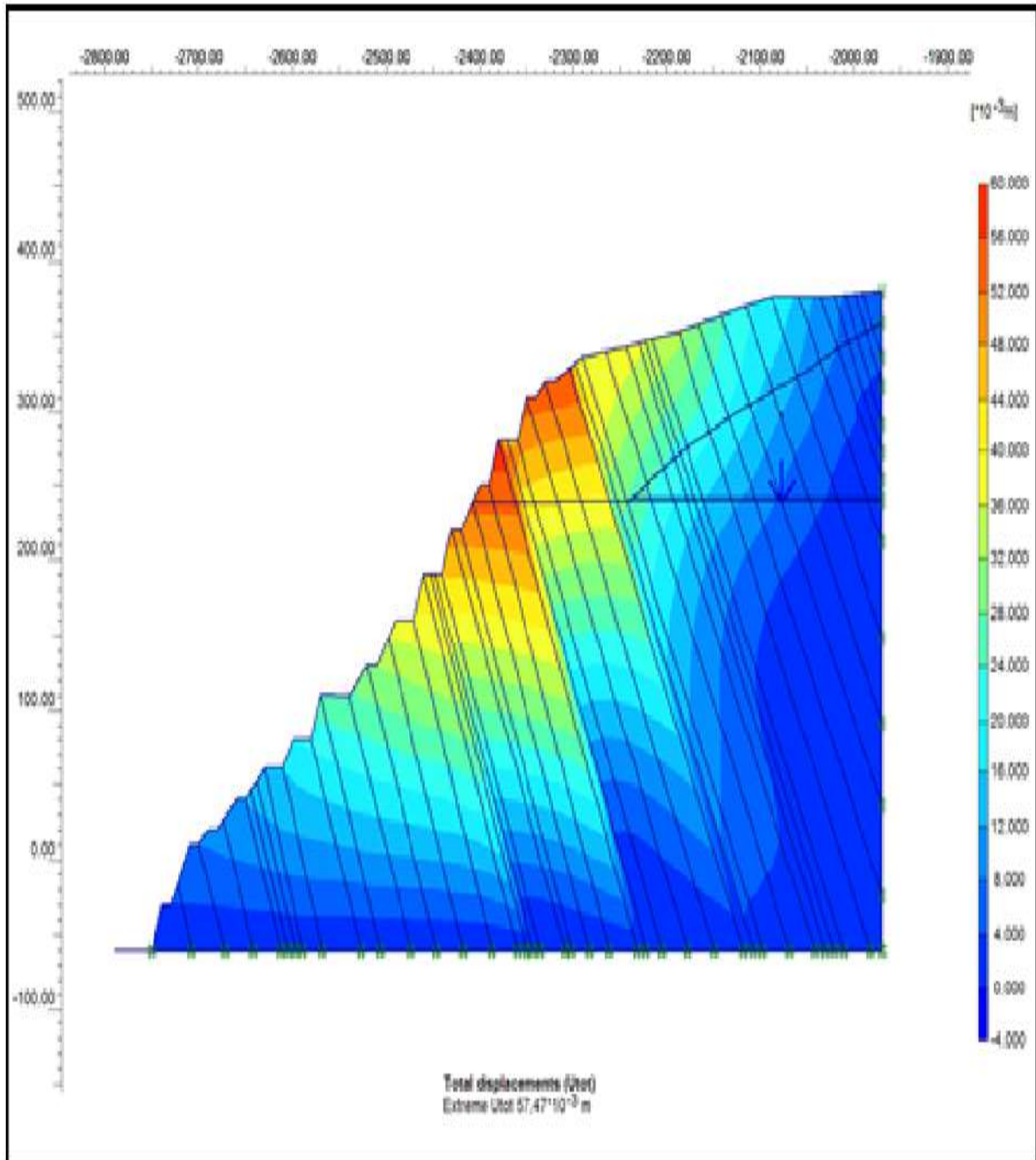
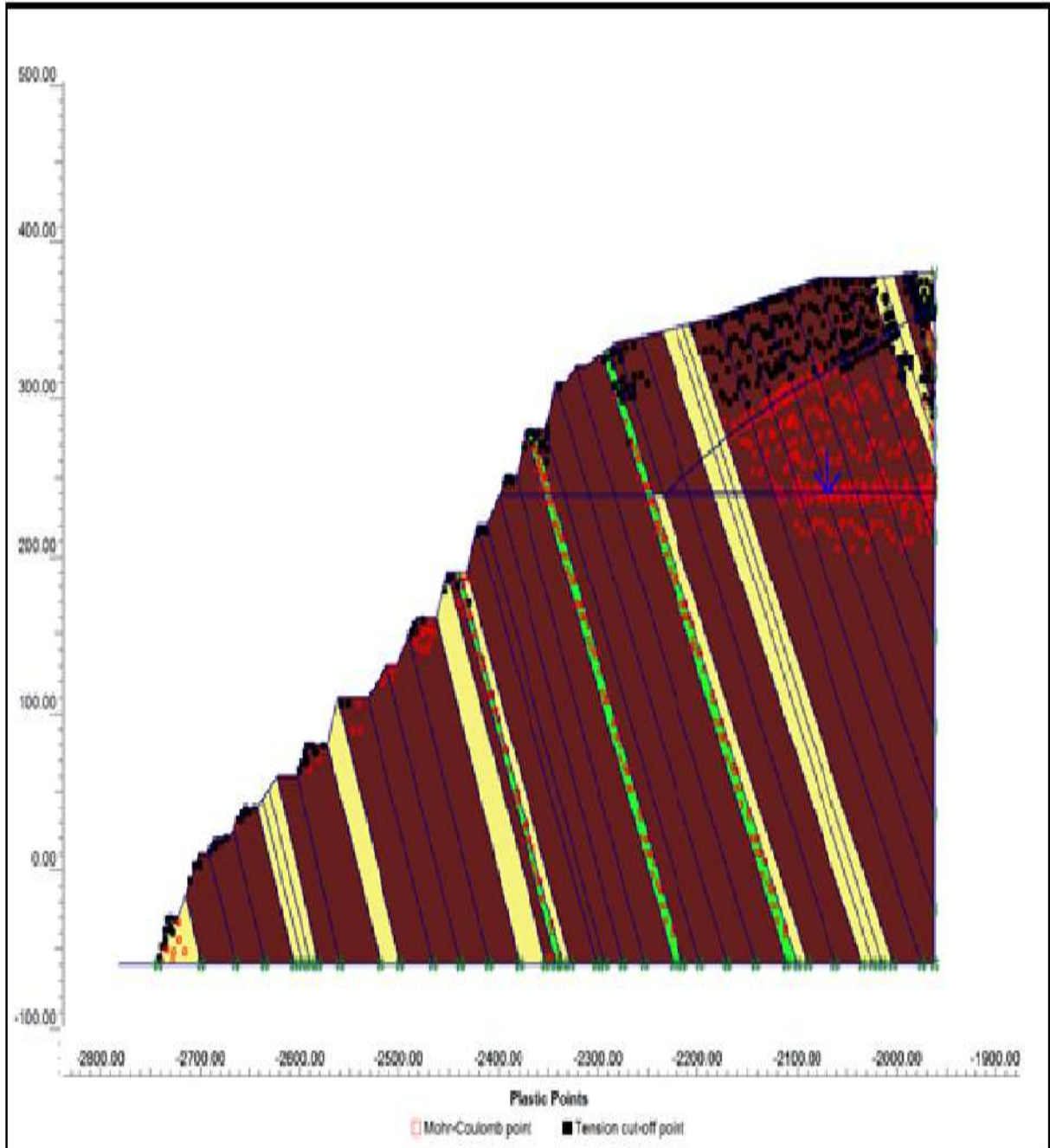


Figure V.4. Déplacements totaux.

La carrière est affecter par points plastiques de type cut-off tension, ce qui est traduit par apparition des fissures au niveau du massif rocheux. Et des points de Mohr- coulomb annonçant que ces zones sont à l'état limite de rupture.



V.4. Calcul du coefficient de sécurité après le tir

La modélisation par le logiciel Plaxis v 8.2 et après plusieurs tirs à l'explosif, a montré que le F_s s'est abaissé jusqu'à 0.99 donc le talus ne peut que glisser (figure V.6).

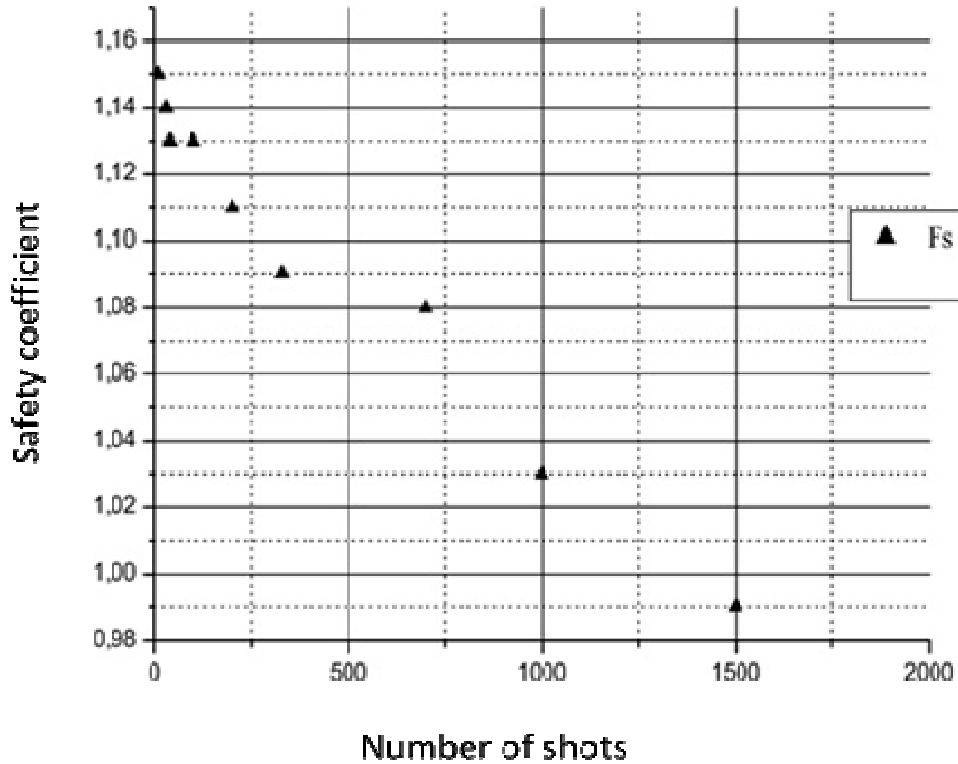


Figure V.6. Valeurs du F_s en fonction du tir à l'explosif

Conclusion

La simulation de la stabilité du talus de la carrière de BK en fonction de l'abattage à l'explosif par le logiciel Plaxis largement utilisé dans ce domaine, vue son efficacité et la fiabilité de ces résultats. Nous pouvons conclure qu'un F_s de 0.99 (inférieur à 1) et qui finira par causer le glissement du talus ne peut être traduit que par l'implantation de valeurs irrationnelles des principaux paramètres d'influence du plan de tir exécuté à la mine de Boukhadra qui sont pour notre cas les paramètres du tir 65.

Références Partie spéciale- Chapitres : IV et V

- [1]. Travail du groupe Français d'explosif, Energie et Vibrations du Tir, «Guide Pratique pour les Mineurs, mines et carrières», n=211 Février 2014, pp. 68.
- [2]. Nicolas L'Ecuyer, «Incidence des vibrations produites par le tir à la carrière de St-Jean Chrysostom BML sur les terrains et les constructions à la zone deconstellation», Novembre 2015.
- [3]. Yannick Bleuzen- Ingénieur des Mines gérant de SIMI Internationale, «Nuisances sismiques et acoustiques des tirs de Mines», 2009, pp. 17.
- [4]. Pierre Chapot, « Etude des vibrations causés par les tirs d'explosifs dans les massifs rocheux », ministère de l'urbanisme et du logement- ministère des transports, 15 Janvier 1981.
- [5]. Richard Simon, «Etude de l'effet du sautage adouci sur la fracturation des murs d'une excavation souterraine», Aout 2002, pp.68.
- [6]. Mathieu Jeannin, «Etude des processus d'instabilités des versants rocheux par prospection géophysique, Apport du radar géologique», Thèse de doctorat, Ecole Doctorale : Terre, Univers et Environnement, Présentée le 28 septembre 2005, pp. 247.
- [7]. James T. Ludwiczak, «Les principes de base du dynamitage: guide d'étude pour les étudiants de génie en explosifs», Edition 2. Editeur-Consultants des Mines et des Tirs, 2002, pp. 154.
- [8]. Stephan Ker et al, «Attribution sismiques multi-échelles: une méthode basée sur les ondelettes et son application aux données sismiques et géologique de haute résolution», Archimer-Ifremer, 2011.
- [9]. Maurie Phifer & Norman B. Keevil, «Tirs de mine et technologie d'Explosifs et Règlements de sécurité», Montana tech et Institut de génie minier- Université of British Columbia, Révisé Mars 2012.
- [10]. Yannick Bleuzenet Ghislaine Duffau- Société d'Ingénierie Minière et Industrielle, «Air Systems et SIMI, DELTA SEIS 1 et 2 : Sismographes pour mesures des nuisances sismiques et acoustiques- tirs de mines, vibrations mécaniques», 2009.
- [11]. Arcelor Mittal Tébessa, FERPHOS- division Boukhadra, documents fournis par l'entreprise «les plans géologiques et topographiques de la mine, la géologie du site» et les rapports internes de la compagnie, 2010.
- [12]. P. Bernasconi, «Approche probabiliste d'une loi empirique de la vitesse particulaire crête des charges unitaires», Mines & Carrières Volume 85 janvier 2003, pp. 58-63.
- [13]. A.C. Blair, «Une nouvelle méthode de conception basée sur le facteur poudre bensch blast pour les grandes mines de charbon», Thèse de Doctorat-Département des mines et de l'ingénierie nucléaire, 2015, pp.240.

- [14]. Florent Delille, «Recherche d'une prédiction de fragmentation charge par charge pour les tirs à ciel ouvert», Thèse de doctorat en Mines, Ecole Nationale Supérieure Des Mines De Paris, soutenu en 2012.
- [15]. R.B.J. Brinkgreve; W. Broere, «Manuels Plaxis: Plaxis 2D version 8.2», Delft Université de technologie et de Plaxis-Netherlands, 2016, pp.18.
- [16]. R. Kumar ; D. Choudhury ; K. Bhargava, «Détermination du 'tir-incidence' des vibrations du sol induites par le souffle pour les roches à l'aide de méthodes mécaniques et géologiques», Journal de la Mécanique des Roches et de l'ingénierie Géotechnique, Issue 8, 2016, pp.341-349.
- [17]. Blanchier et al, «théorie de travail d'explosif en mines et carrières- les techniques», mai-juin 1988, pp. 22.
- [18]. L. Gadri ; A. Boumazbeur ; I. Nouioua ; M. L. Boukeloul, (2012), «Les Systèmes de Classification un outil d'Estimation de la Stabilité des massifs rocheux Discontinues— Une Approche Numérique : La mine de fer de Boukhadra (Algérie) comme cas d'étude», EJGE vol. 17, Bund. D., pp.419-433.

Conclusion générale et recommandations

Les tirs de mine génèrent d'importantes nuisances affectant la stabilité des ouvrages miniers et des talus de carrières, heureusement que les techniques actuelles d'analyse permettent la maîtrise presque parfaite du plan de tir, dans le respect des réglementations et des seuils de tolérances ; ce qui minimise au maximum les effets arrière du tir et élimine les risques de dommage sur les terrains.

De ce fait, et après analyse du phénomène d'abattage à l'explosif au sein de la mine de Fer de Boukhadra et de ses effets sur la stabilité des deux parties à ciel ouvert et souterraine, nous pouvons conclure que :

Notre étude, bien qu'elle soit structurée en deux parties : une caractérisation du tir à l'explosif et de ces résultats sur le terrain de la mine, et une modélisation de la stabilité du talus de la totalité de la carrière en fonction de l'abattage à l'explosif. Ces deux parties se complètent et confirment les mêmes résultats suivants :

L'instabilité ressentie au site BKII de la mine de Fer de Boukhadra est principalement due à la non corrélation entre les principaux paramètres du tir, certains sont pris en dehors des conditions réglementaires.

Ceci fut démontré à travers les tirs 63, 64 et le tir de référence 65, dont les paramètres de la composante "charge explosive – distance du tir" ayant les valeurs respectives de 130kg, 177m mènent à un dépassement des limites réglementaires des vibrations sismiques et acoustiques et causent l'endommagement du terrain de Boukhadra avec une vitesse particulière de 16mm/s, et un déplacement de 135 micromètre. Parallèlement à cela la valeur du facteur de sécurité F_s s'est abaissée après plusieurs tirs à l'explosif de 1.15 à 0.99, une valeur qui confirme que le talus de la mine ne peut désormais que glisser.

Nous recommandons donc :

Au personnel qualifié de la mine de Fer de Boukhadra, de considérer que les valeurs de la composante de paramètres « charge explosive-Distance du tir » prises lors du tir 65 constituent les valeurs limite pour le dommage et sont donc strictement déconseillées dans la conception des plans de tir et la conduction de l'abattage à l'explosif. En réalité la considération de cette recommandation ne permettra pas seulement à l'entreprise de gagner sur le plan sécuritaire en écartant la source de nuisance liée au tir éliminant ainsi les risques de dommage définitivement, mais automatiquement les gains sur le plan technique et économique aussi seraient appréciables.

Que notre cas d'étude puisse constituer une plate-forme de travail ou un abaque de référence pour la conception de plans de tir rentables tant sur le plan technique, sécuritaire qu'économique, pour les mines et carrières ayant des conditions similaires aux conditions de la mine de Fer de Boukhadra.



Annexes

Essai N01 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 63

Clef 112b T063 COURBE
Tir BK Amont 1090 minerai
Mesure BK 1090
CHT= 775Kg CHU 77,5 Kg D= 281 m
Mesures effectuées Pour le compte de la mine de BK
TEBESSA

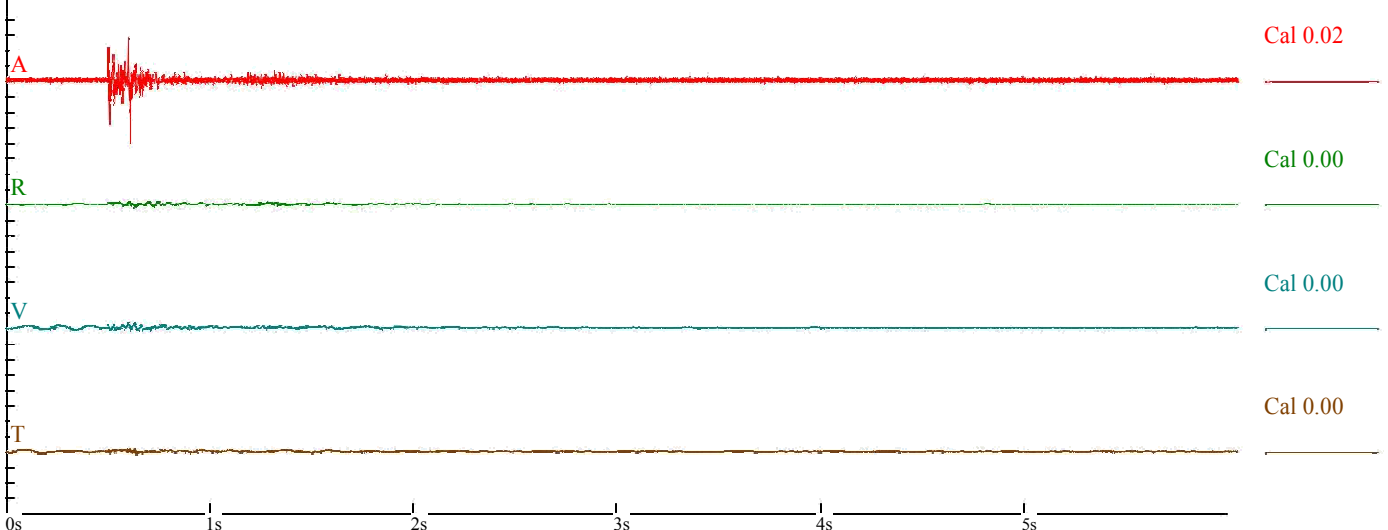
Nom de fichier :
 T063.DTC numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 063/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175 mm/s
 Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25
 Seconds Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

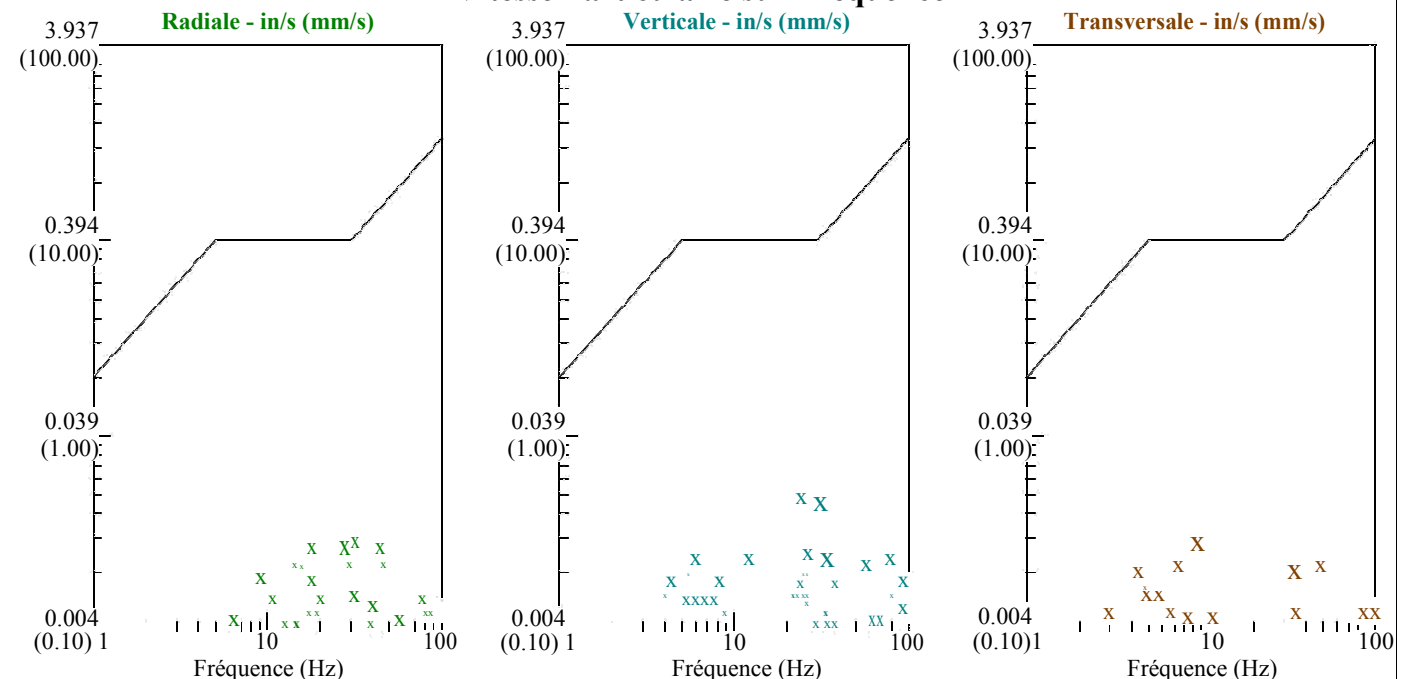
Graph Information

Acoustique : 144 dB @ 255.0Hz
 (0.05Mb 0.005psi 0.050kPa)
Radiale : 0.1322in/s 3.35mm/s @ 170.6Hz
Verticale : 0.0765in/s 1.94mm/s @ 22.7Hz
Transversale : 0.1144in/s 2.90mm/s @ 113.7Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique :
 120dB 0.45Mb (0.112Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



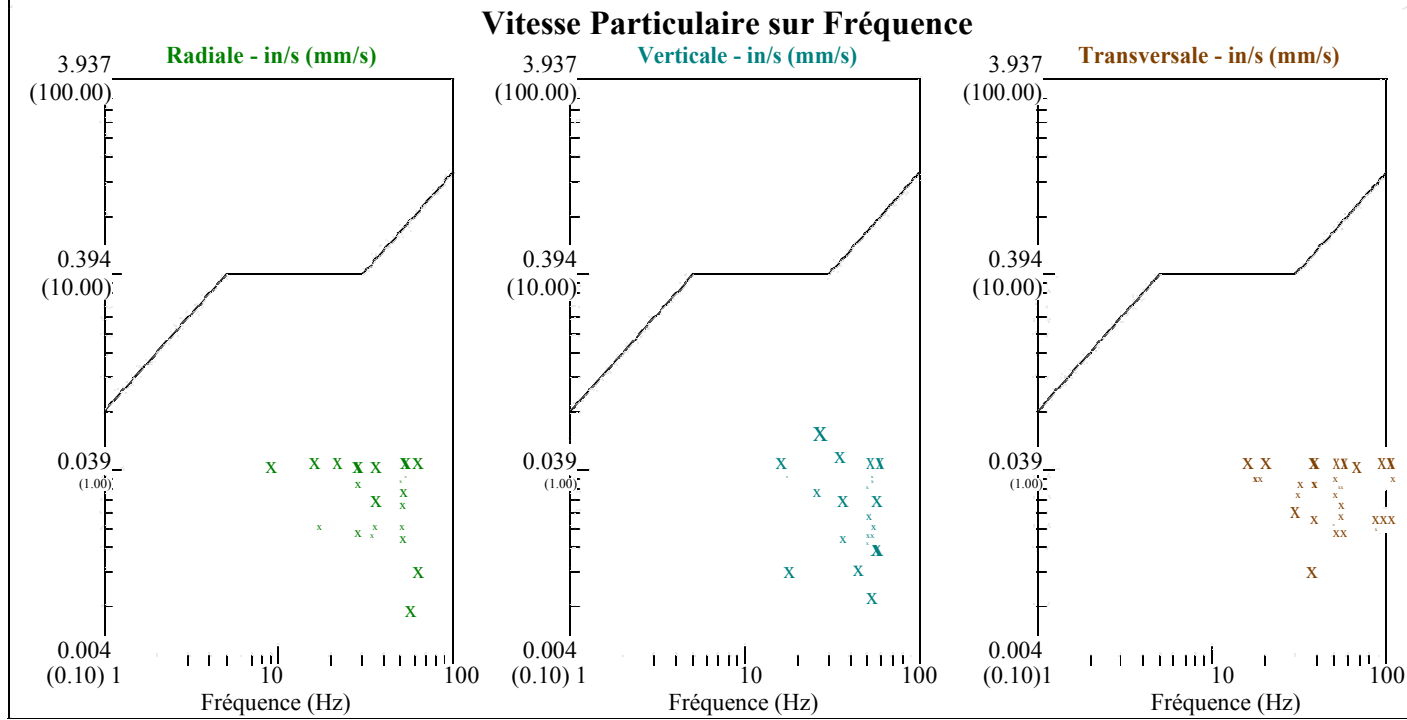
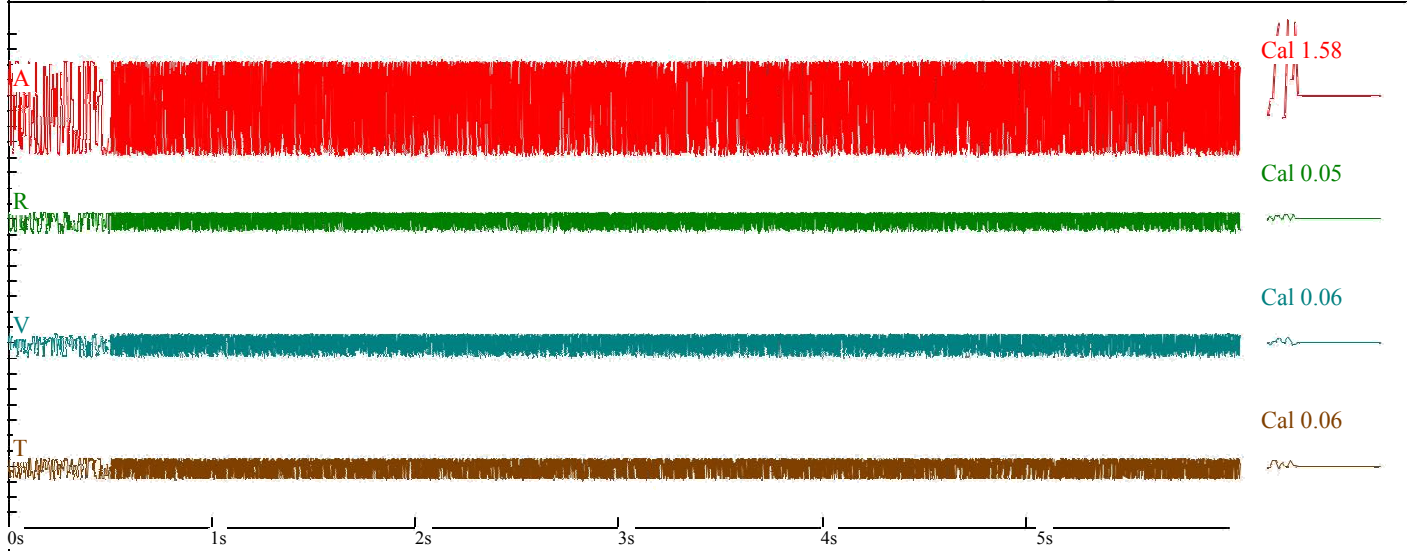
Vitesse Particulare sur Fréquence



Essai 02 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 64

<p>Clef 112b T064 Courbe Tir BK amont 1105 stérile Mesure galerie souterraine CHT= 1650 kg CHU = 82.5 kg D= 125 m Mesures effectuées : Pour le compte de la Mine de BK TEBESSA</p>	<p>Nom de fichier : T064.DTC Numéro : Date : Heure : Numéro de série : 064/0112 Seuil sismique: 0.0125 in/s 0.3175 mm/s Seuil acoustique : 130 dB Taux d'échantillonnage : 2048 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds Pré déclenchement : 0.25 Seconds Gain du capteur : 16x Batterie : 0.0</p>
---	---

<p>Amplitudes and Frequencies <i>Acoustique</i> : 115 dB @ 73.0 Hz (1.05Mb 0.0180psi 0.120kPa) <i>Radiale</i> : 0.080in/s 2.03mm/s @ 256Hz <i>Verticale</i> : 0.0615in/s 1.56mm/s @ 53.3Hz <i>Transversale</i>: 0.0939in/s 2.38mm/s @ 256.0Hz</p>	<p>Graph Information Durée 0.000s To : 5.995s Echelle Acoustique: 120dB 1.26Mb (0.315Mb/div) Echelle Sismique : 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div) Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s</p>
---	--



Essai 04 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 66

**Clef 112b T066 Courbe
Tir BK 1090 stérile**

**Mesure transfo
CHT= 1200 kg CHU = 120 kg D= 690 m**

**Mesures effectuées :
Pour le compte de la Mine de BK TEBESSA**

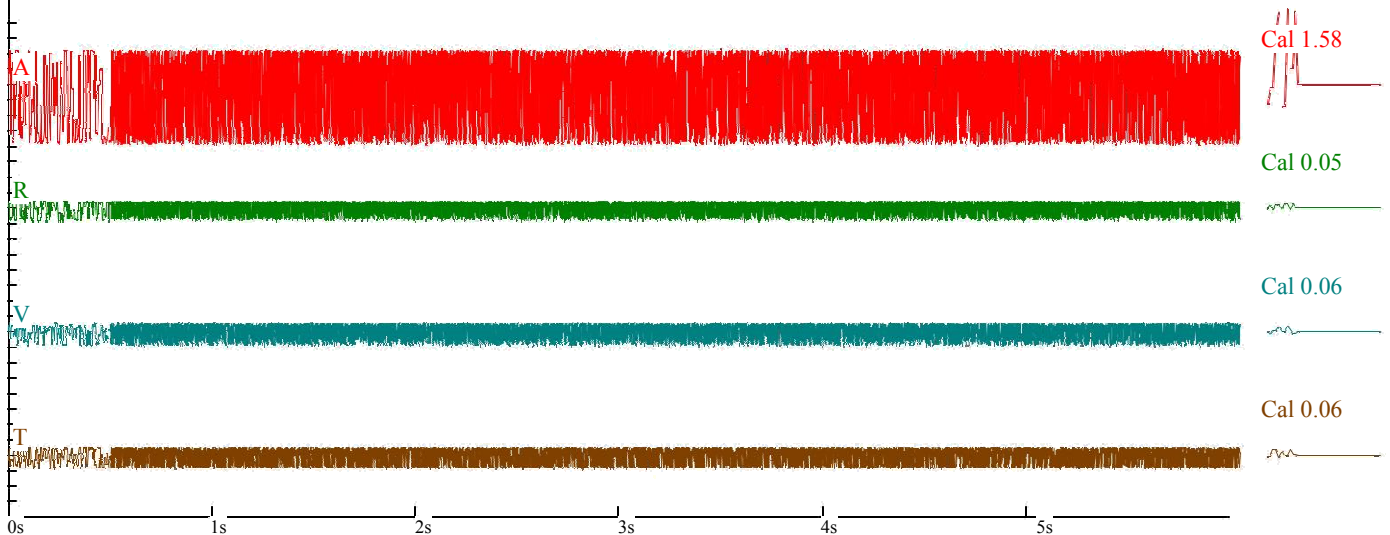
Nom de fichier : T066.DTC
 Numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 066/0112
 Seuil sismique: 0.0125 in/s 0.3175 mm/s
 Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25 Seconds
 Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

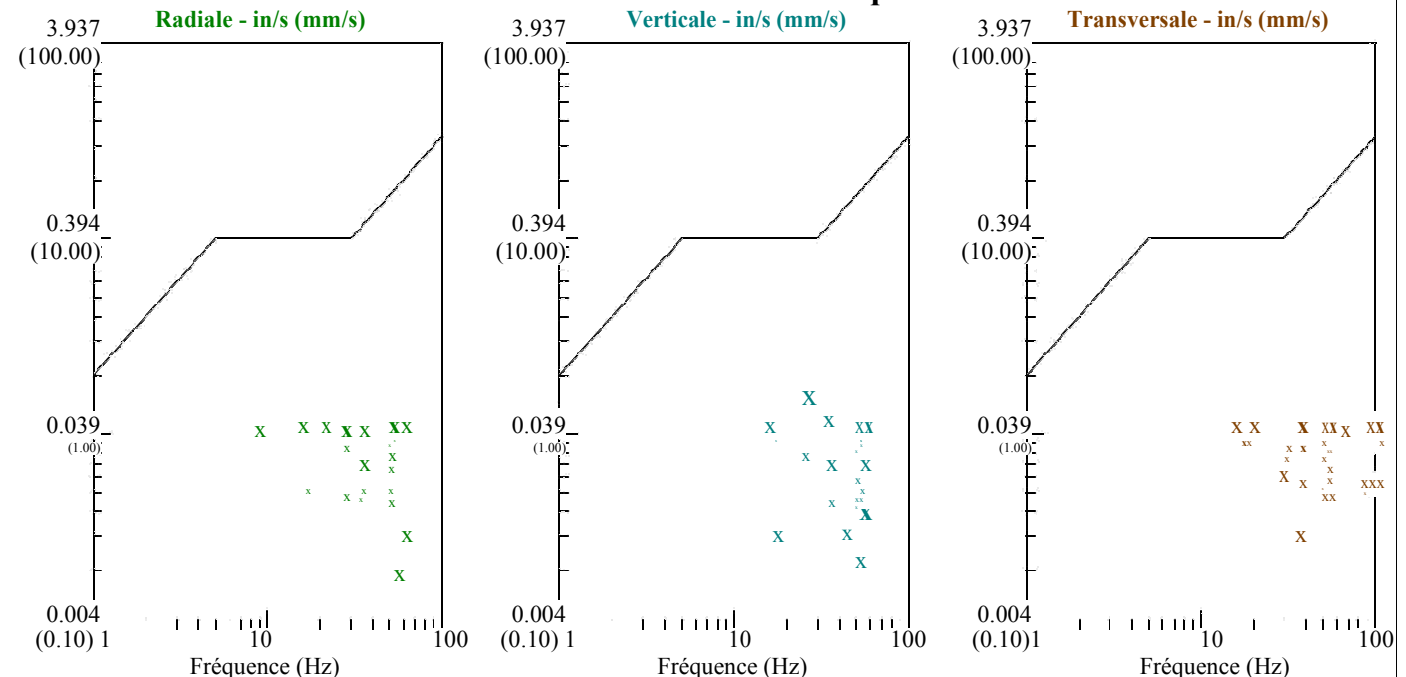
Graph Information

Acoustique : 136 dB @ 73.1 Hz
 (1.24Mb 0.0180psi 0.1240kPa)
Radiale : 0.0419in/s 1.0636mm/s @ 53.8Hz
Verticale : 0.0463in/s 1.1748mm/s @ 256.0Hz
Transversale: 0.0438in/s 1.1113mm/s @ 256.0Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique:
 136dB 1.26Mb (0.315Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



Vitesse Particulaire sur Fréquence



Essai 05 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 67

**Clef 112b T067 Courbe
tir BK 1105 stérile**
Mesure transfo
CHT= 1200 kg CHU = 120 kg D= 690 m
Mesures effectuées
Pour le compte de la Mine de BK TEBESSA

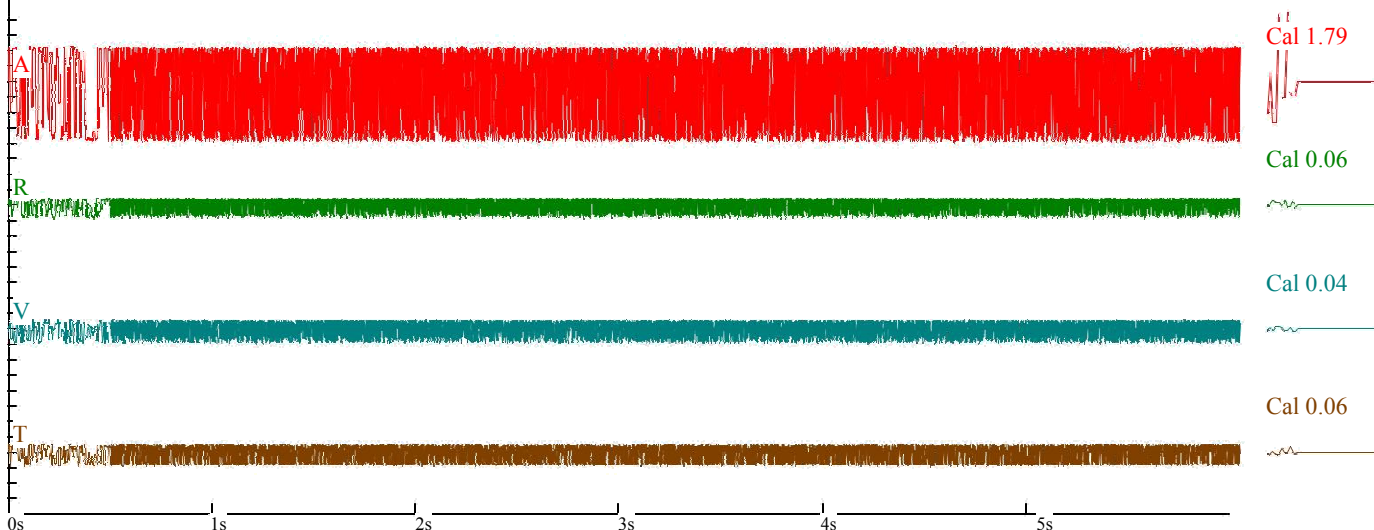
Nom de fichier : T067.DTC
 Numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 0677/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175 mm/s
 Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25 Seconds
 Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

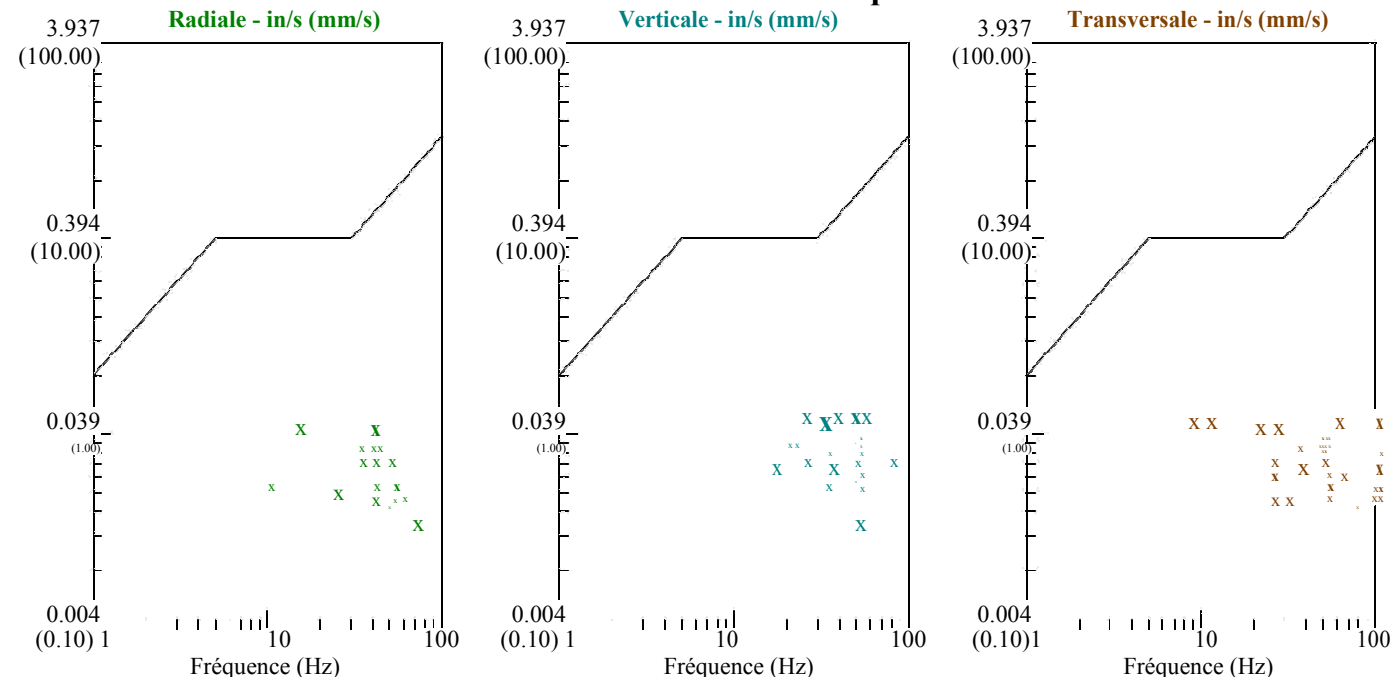
Graph Information

Acoustique : 136 dB @ 256.0 Hz
 (1.25Mb 0.0181psi 0.1250kPa)
Radiale : 0.0425in/s 1.0795mm/s @ 256.0Hz
Verticale : 0.0469in/s 1.1906mm/s @ 256.0Hz
Transversale : 0.0438in/s 1.1113mm/s @ 256.0Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique :
 136dB 1.26Mb (0.315Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



Vitesse Particulaire sur Fréquence



Essai 06 vitesse particulaire sur fréquence- Tir 68

Clef 112b T068 COURBE
Tir BK Amont 1105 stérile
Mesure château d'eau
CHT= 1650Kg CHU 82, 5 Kg D= 710 m
Mesures effectuées pour le compte de la mine de BK
TEBESSA

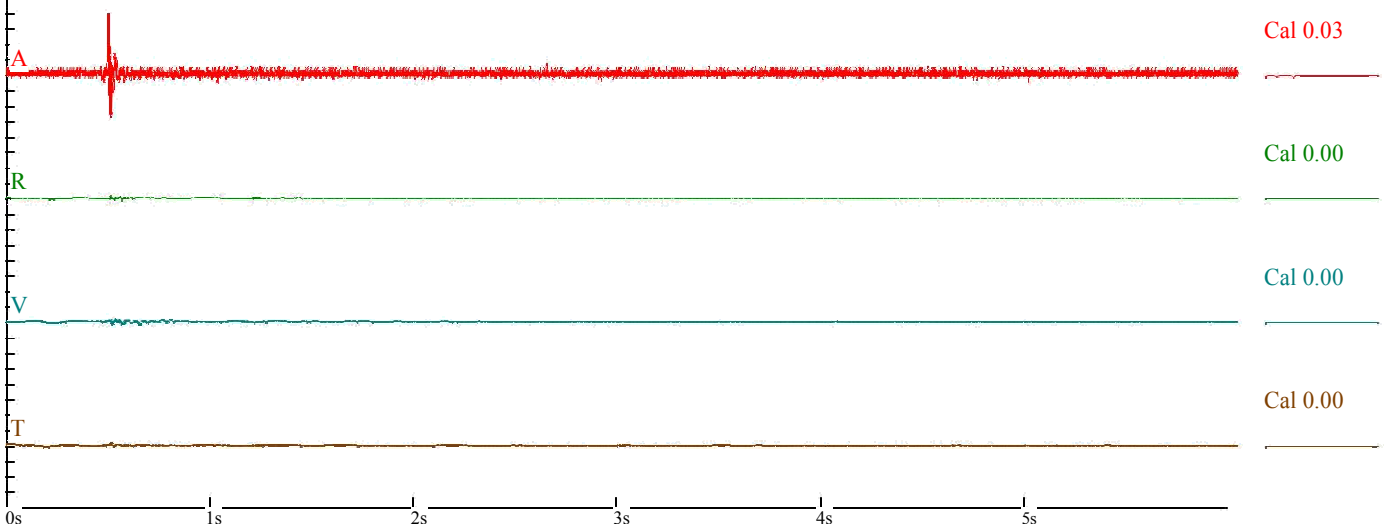
Nom de fichier :
 T068.DTC numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 068/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175
 mm/s Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25
 Seconds Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

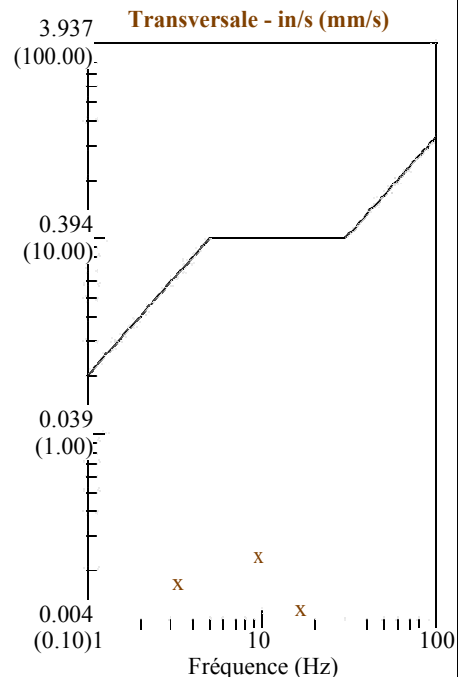
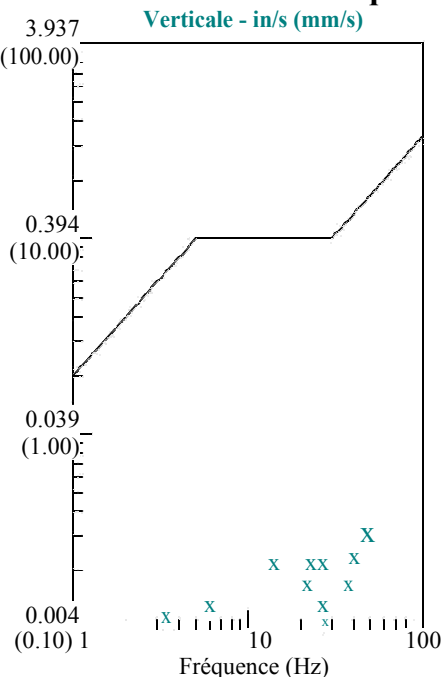
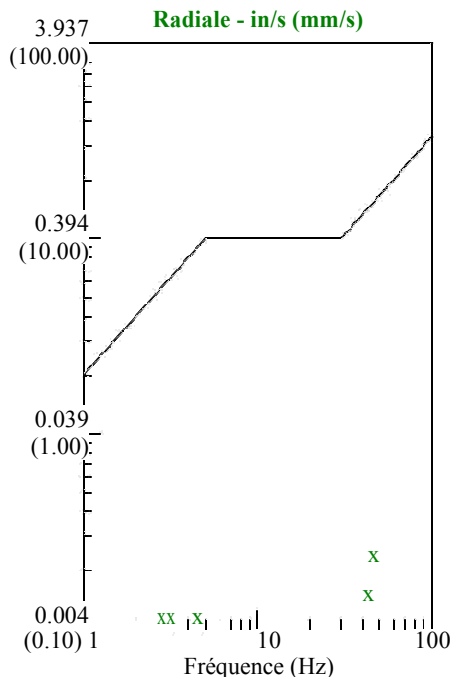
Graph Information

Acoustique : 122 dB @ 46.5 Hz
 (0.26Mb 0.0038psi 0.0260kPa)
Radiale : 0.0094in/s 0.2381mm/s @ 44.5Hz
Verticale : 0.0088in/s 0.2223mm/s @ 40.9Hz
Transversale : 0.0088in/s 0.2223mm/s @ 9.6Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique :
 122dB 0.25Mb (0.063Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



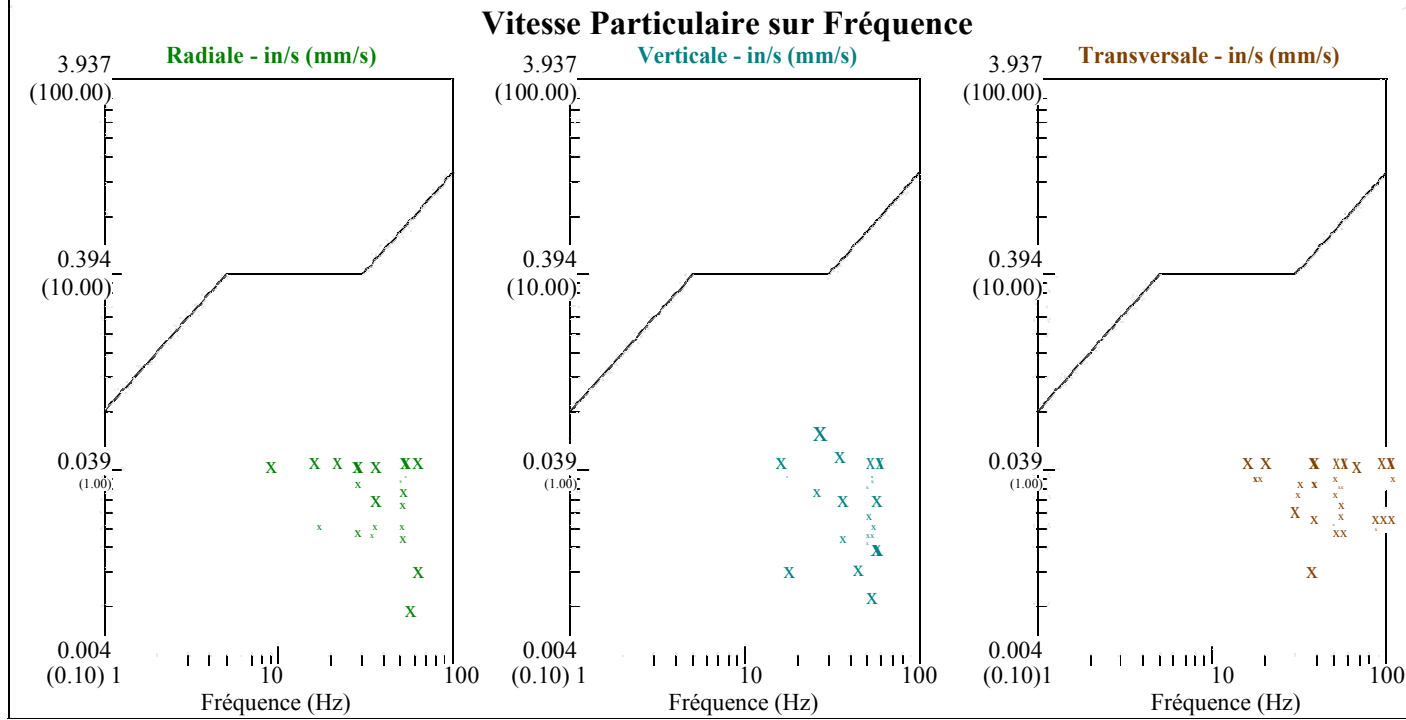
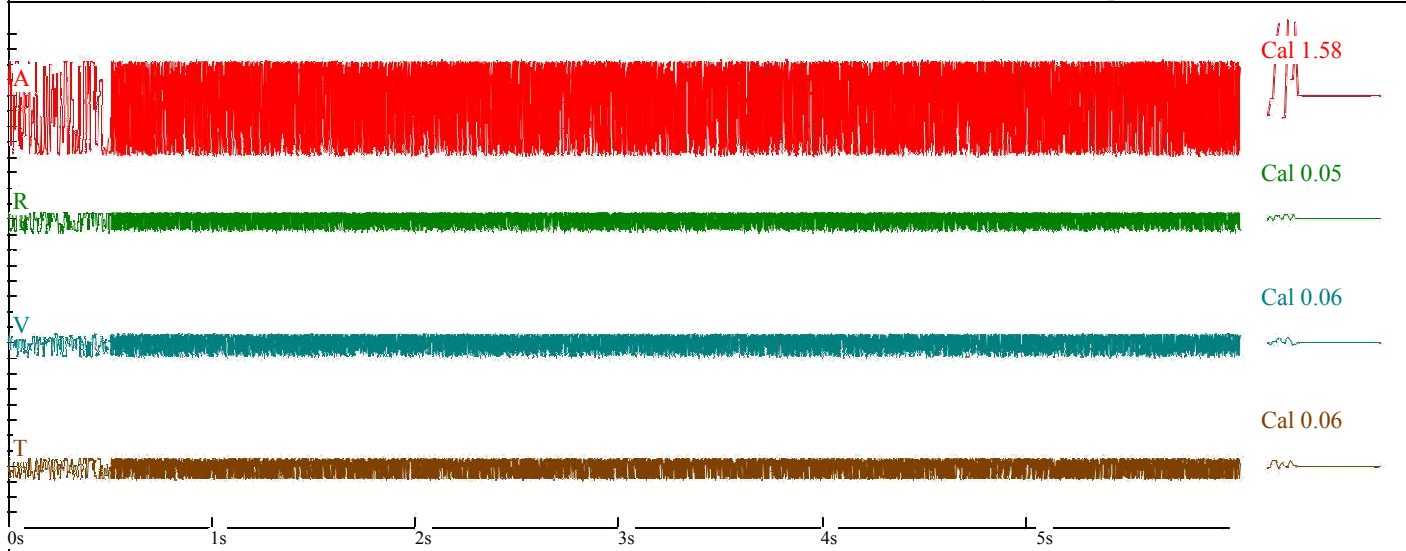
Vitesse Particulaire sur Fréquence



Essai 07 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 69

<p>Clef 112b T069 Courbe Tir BK 1090 minerai Mesure transfo CHT= 850 kg CHU = 82.5 kg D= 730 m Mesures effectuées : Pour le compte de la Mine de BK TEBESSA</p>	<p>Nom de fichier : T069.DTC Numéro : Date : Heure : Numéro de série : 069/0112 Seuil sismique: 0.0125 in/s 0.3175 mm/s Seuil acoustique : 130 dB Taux d'échantillonnage : 2048 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds Pré déclenchement : 0.25 Seconds Gain du capteur : 16x Batterie : 0.0</p>
--	---

<p>Amplitudes and Fréquences <i>Acoustique</i>: 108 dB @ 102.4 Hz (1.24Mb 0.0180psi 0.1240kPa) <i>Radiale</i> : 0.0138in/s 1.03493mm/s @ 6.4Hz <i>Verticale</i> : 0.0213in/s 0.5398mm/s @ 6.3Hz <i>Transversale</i> : 0.313in/s 0.7938mm/s @ 6.6Hz</p>	<p>Graph Information Durée 0.000s To : 5.995s Echelle Acoustique: 120dB 0.20Mb (0.050Mb/div) Echelle Sismique : 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div) Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s</p>
--	--



Essai 08 courbe vitesse particulière sur fréquence- Tir 70

Clef 112b T070 COURBE
Tir BK Amont 1120 stérile
Mesure Château d'eau
CHT= 775Kg CHU 77, 5 Kg D= 678 m
Mesures effectuées à la mine de BK TEBESSA

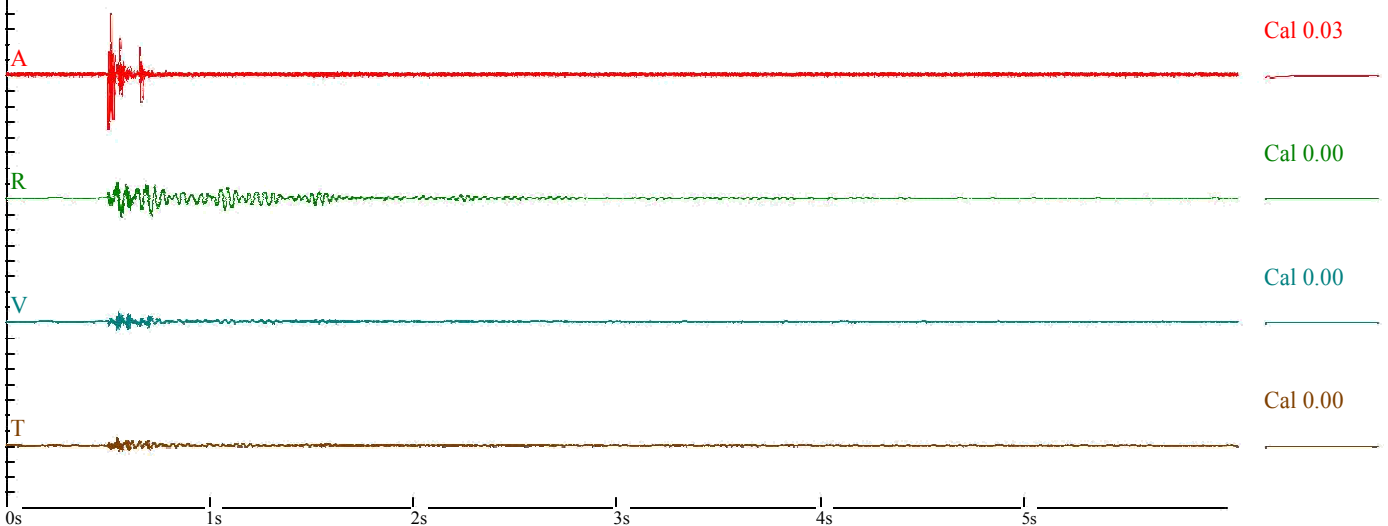
Nom de fichier :
 T070.DTC numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 070/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175 mm/s
 mm/s Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25
 Seconds Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

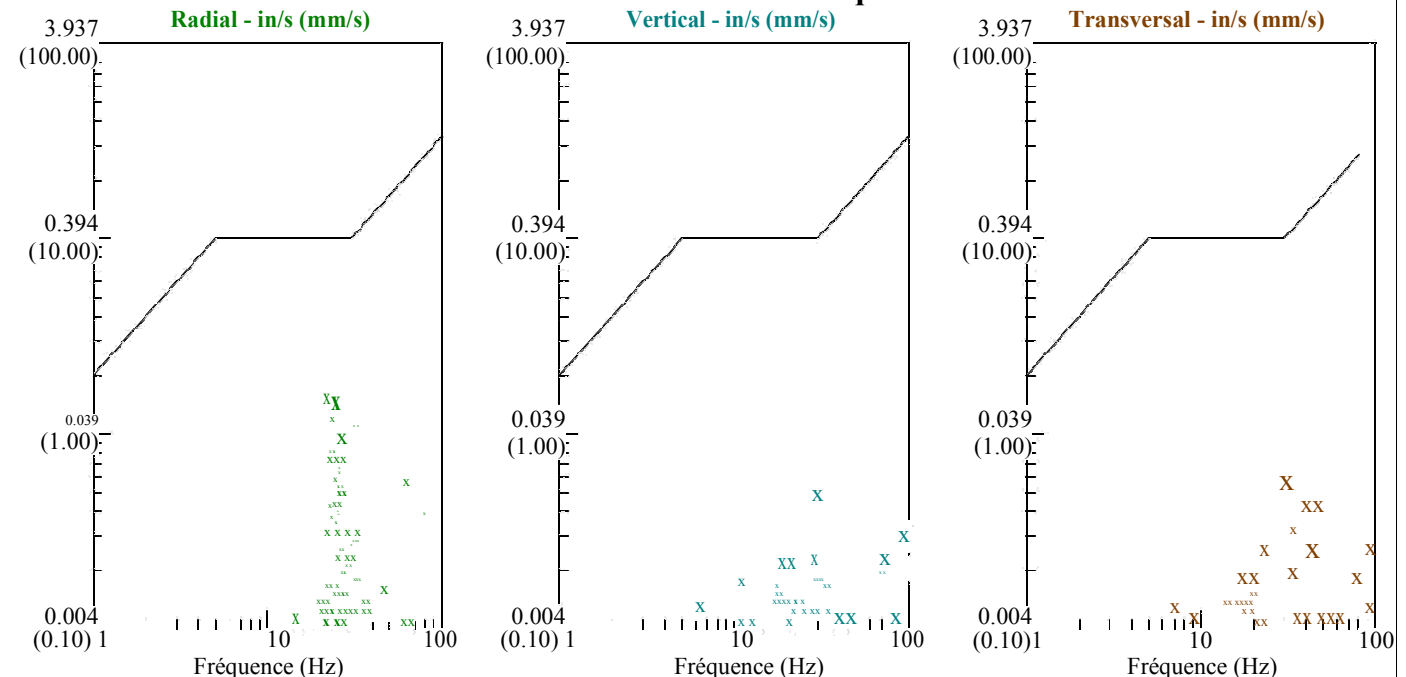
Graph Information

Acoustique : 131 dB @ 256.0 Hz
 (0.75Mb 0.0109psi 0.0750kPa)
Radial : 0.0581in/s 1.4764mm/s @ 22.2Hz
Vertical : 0.0363in/s 0.9208mm/s @ 204.8Hz
Transversal : 0.0263in/s 0.6668mm/s @ 204.8Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique :
 131dB 0.71Mb (0.177Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



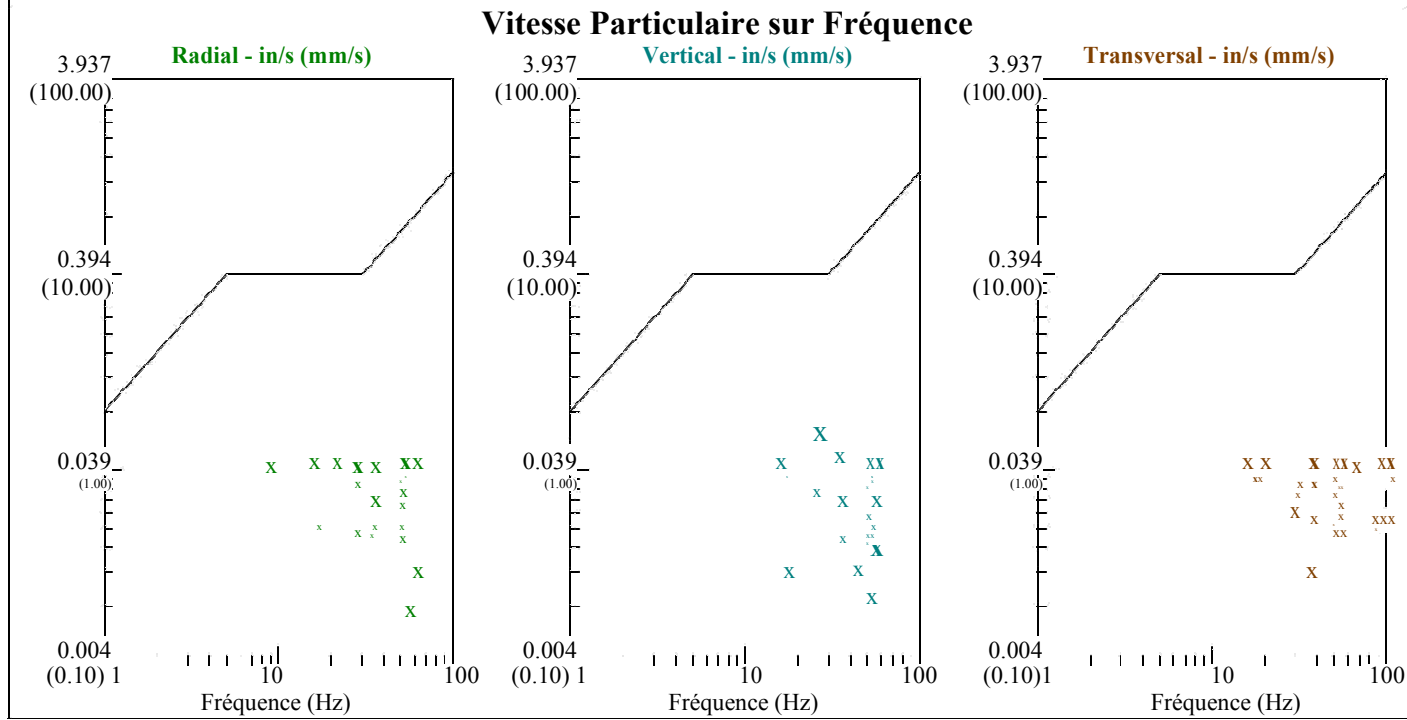
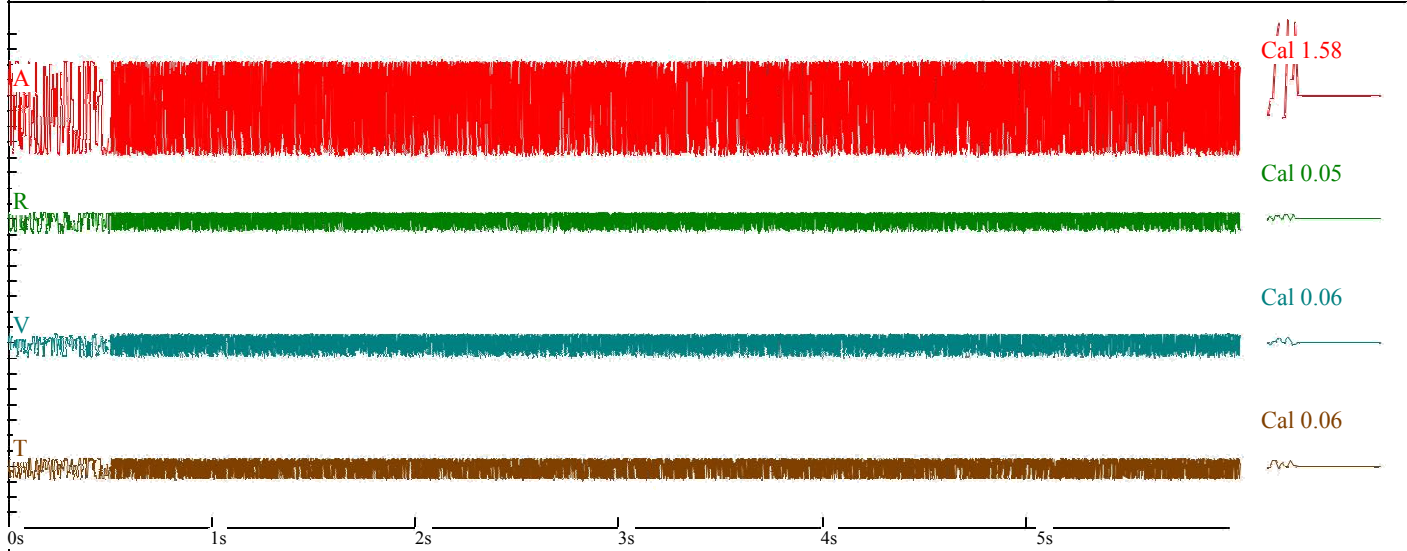
Vitesse Particulière sur Fréquence



Essai 09 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 71

<p>Clef 112b T071 Courbe Tir BK amont 1105 stérile Mesure ST air comprimé CHT=771.5 kg CHU =93.7 kg D= 708m Mesures effectuées : A la Mine de BK TEBESSA</p>	<p>Nom de fichier : T071.DTC Numéro : Date : Heure : Numéro de série : 071/0112 Seuil sismique: 0.0125 in/s 0.3175 mm/s Seuil acoustique : 130 dB Taux d'échantillonnage : 2048 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds Pré déclenchement : 0.25 Seconds Gain du capteur : 16x Batterie : 0.0</p>
---	---

<p>Amplitudes and Frequencies <i>Acoustique</i> : 127 dB @ 64.0 Hz (0.44Mb 0.0064psi 0.0440kPa) <i>Radial</i> : 0.05631in/s 1.4288mm/s @ 6.7Hz <i>Vertical</i> : 0.0381in/s 0.9684mm/s @ 5.0Hz <i>Transversal</i> : 0.0481in/s 1.2224mm/s @ 4.8Hz</p>	<p>Graph Information Durée 0.000s To : 5.995s Echelle Acoustique: 127dB 0.45Mb (0.112Mb/div) Echelle Sismique : 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div) Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s</p>
---	--



Essai 10 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 72

Clef 112b T072 COURBE
Tir BK Amont 1105/1090 stérile
Mesure ST air comprimé
CHT= 775Kg CHU 77.5 Kg D= 695 m
Mesures effectuées pour le compte de la mine de BK
TEBESSA

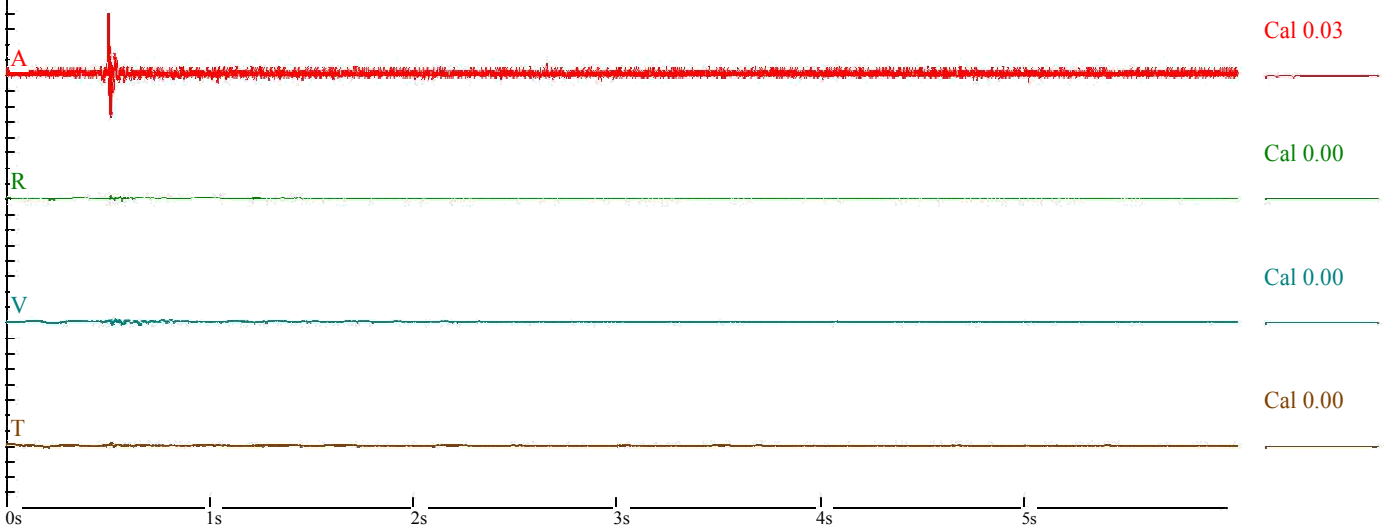
Nom de fichier :
 T072.DTC numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 072/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175
 mm/s Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25
 Seconds Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

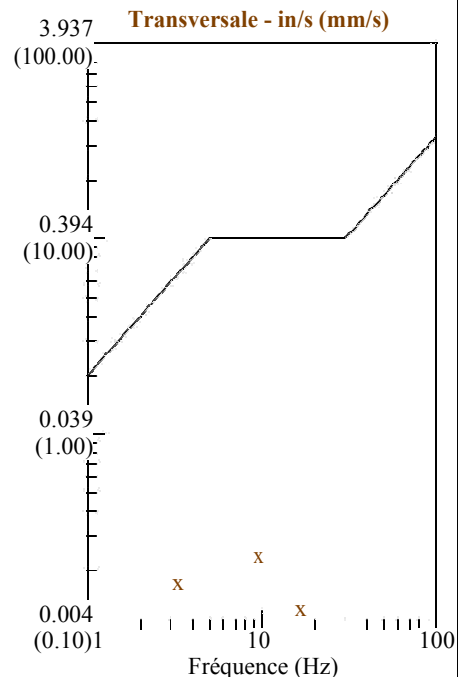
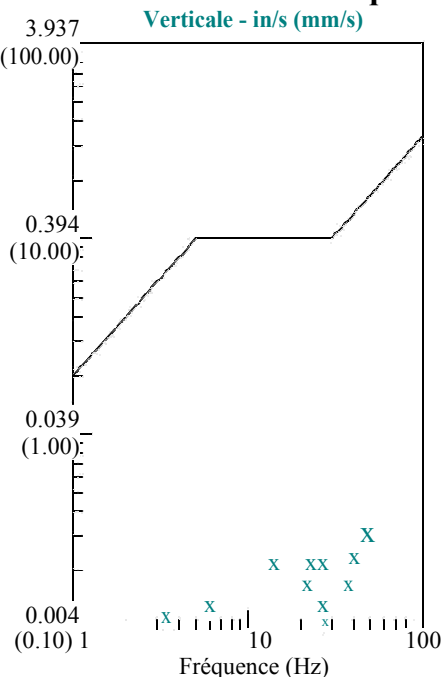
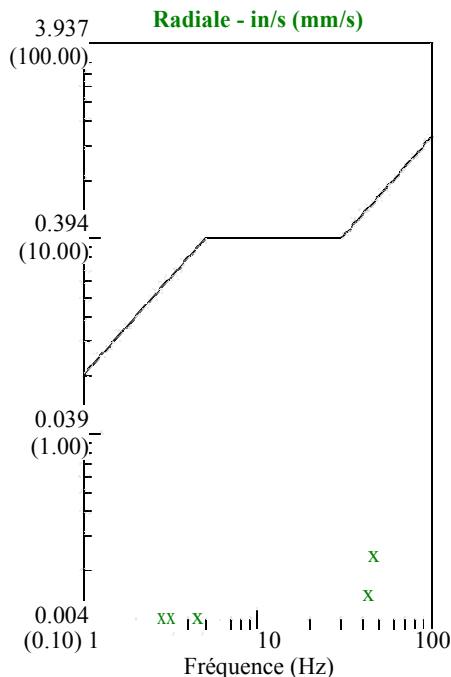
Graph Information

Acoustique : 108 dB @ 64.0 Hz
 (0.05Mb 0.0007psi 0.0050kPa)
Radiale : 0.0015in/s 0.381mm/s @ 16.7Hz
Verticale : 0.0306in/s 0.7779 mm/s @ 85.3Hz
Transversale : 0.0106in/s 0.2699mm/s @ 128.0Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
 Echelle Acoustique :
 120dB 0.20Mb (0.050Mb/div)
 Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



Vitesse Particulaire sur Fréquence



Essai 11 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 73

Clef 112b T073 COURBE
Tir BK Amont 1105 stérile
Mesure Bât. Air comprimé
CHT= 775Kg CHU 77, 5 Kg D= 700 m
Mesures effectuées Pour le compte de la mine de BK
TEBESSA

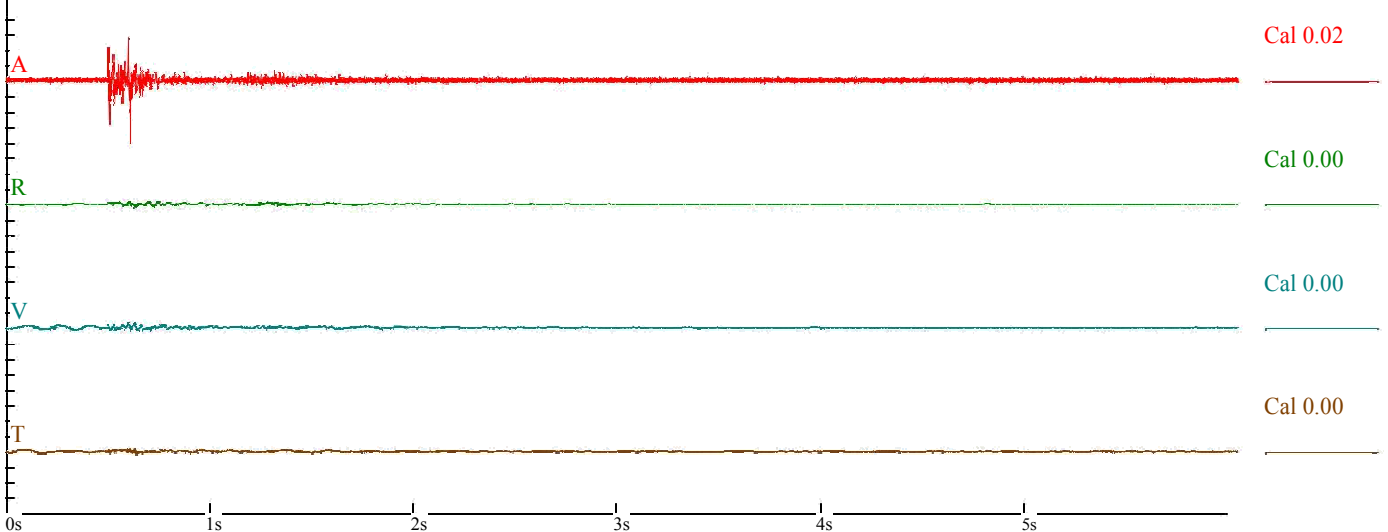
Nom de fichier :
 T073.DTC numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 073/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175 mm/s
 mm/s Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25
 Seconds Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

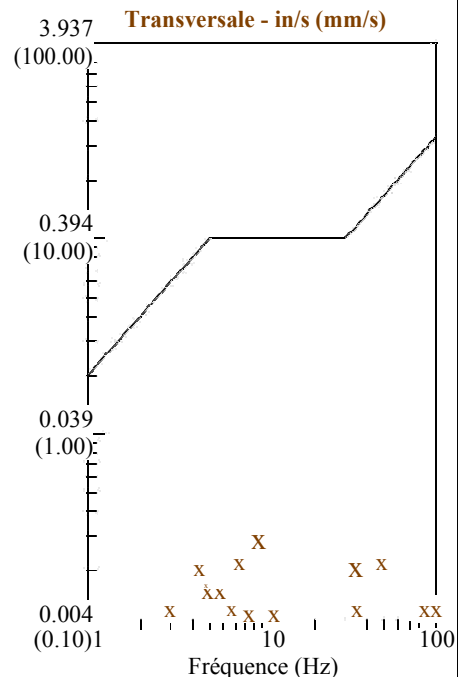
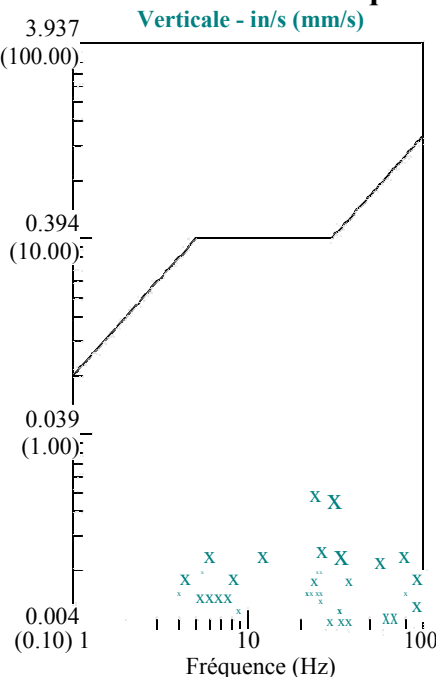
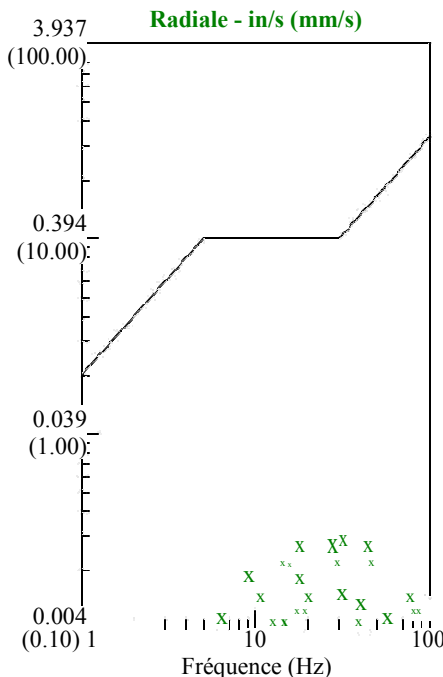
Graph Information

Acoustique : 127 dB @ 32.0 Hz
 (0.45Mb 0.0065psi 0.0450kPa)
Radiale : 0.0113in/s 0.2858mm/s @ 170.6Hz
Verticale : 0.0194in/s 0.4921mm/s @ 22.7Hz
Transversale : 0.01in/s 0.254mm/s @ 113.7Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique :
 127dB 0.45Mb (0.112Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



Vitesse Particulaire sur Fréquence



Essai 12 courbe vitesse particulière sur fréquence- Tir 74

Clef 112b T074 COURBE
Tir BK Amont 1095 minerai
Mesure ST Air comprimé
CHT= 625Kg CHU= 156.25 Kg D= 700 m
Mesures effectuées pour le compte de la mine de BK
TEBESSA

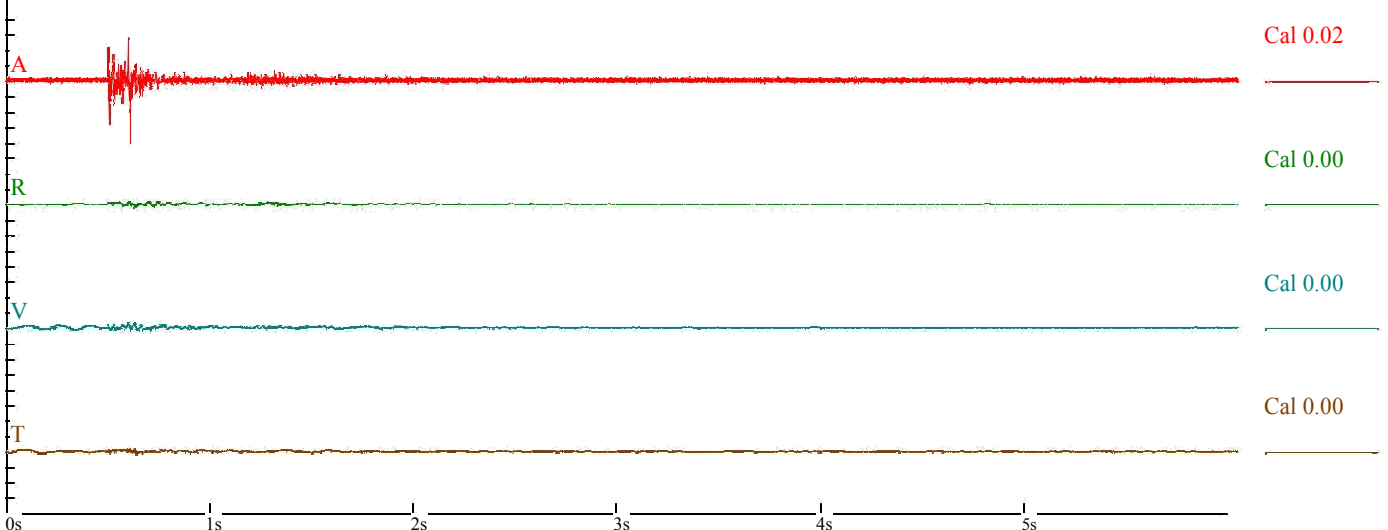
Nom de fichier :
 T074.DTC numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 074/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175
 mm/s Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25
 Seconds Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

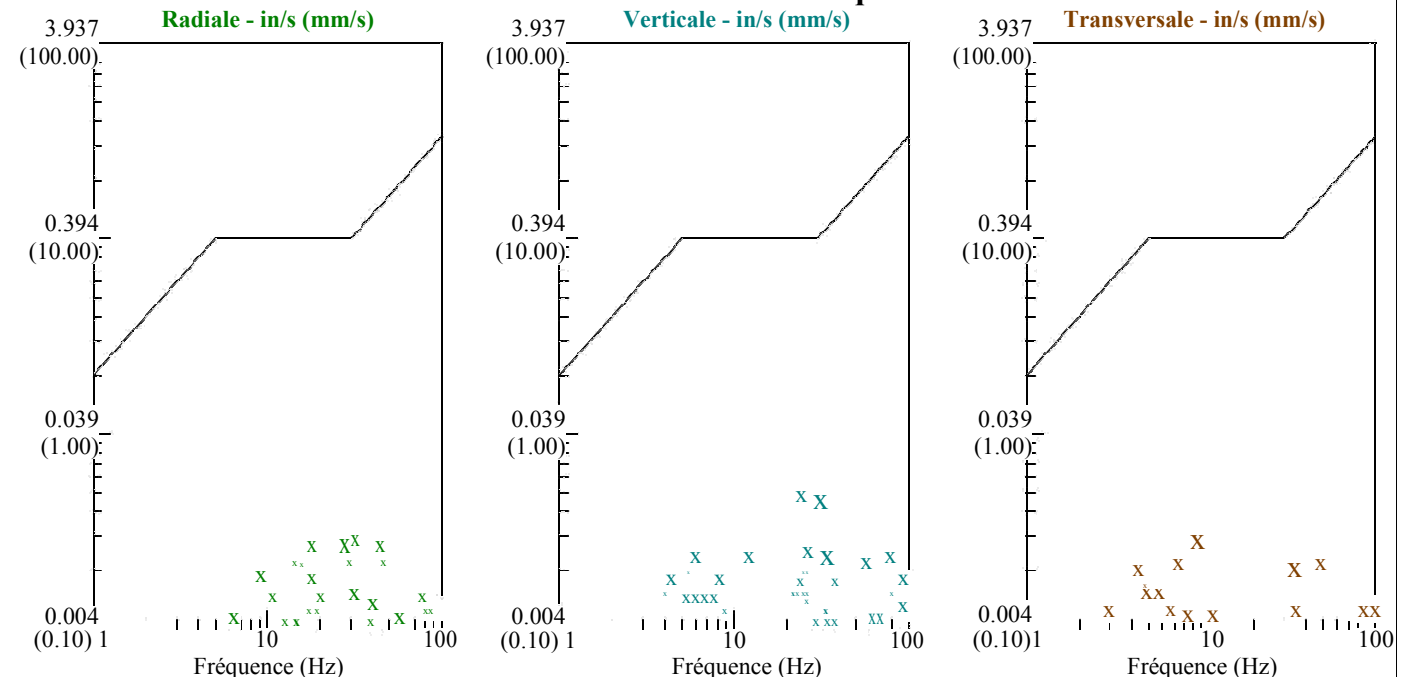
Graph Information

Acoustique : 106 dB @ 85.3 Hz
 (0.04Mb 0.0006psi 0.0040kPa)
Radiale : 0.0425in/s 1.0795/s @ 5.9Hz
Verticale : 0.0413in/s 0.0478mm/s @ 5.3Hz
Transversale : 0.10in/s 2.54mm/s @ 4.8Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique :
 120dB 0.20Mb (0.050Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



Vitesse Particulière sur Fréquence



Essai 13 courbe vitesse particulière sur fréquence- Tir 75

Clef 112b T075 COURBE
Tir BK Amont 1105/1090 minerai
Mesure ST Air comprimé
CHT= 775Kg CHU 77, 5 Kg D= 700 m
Mesures effectuées Pour le compte de la mine de BK
TEBESSA

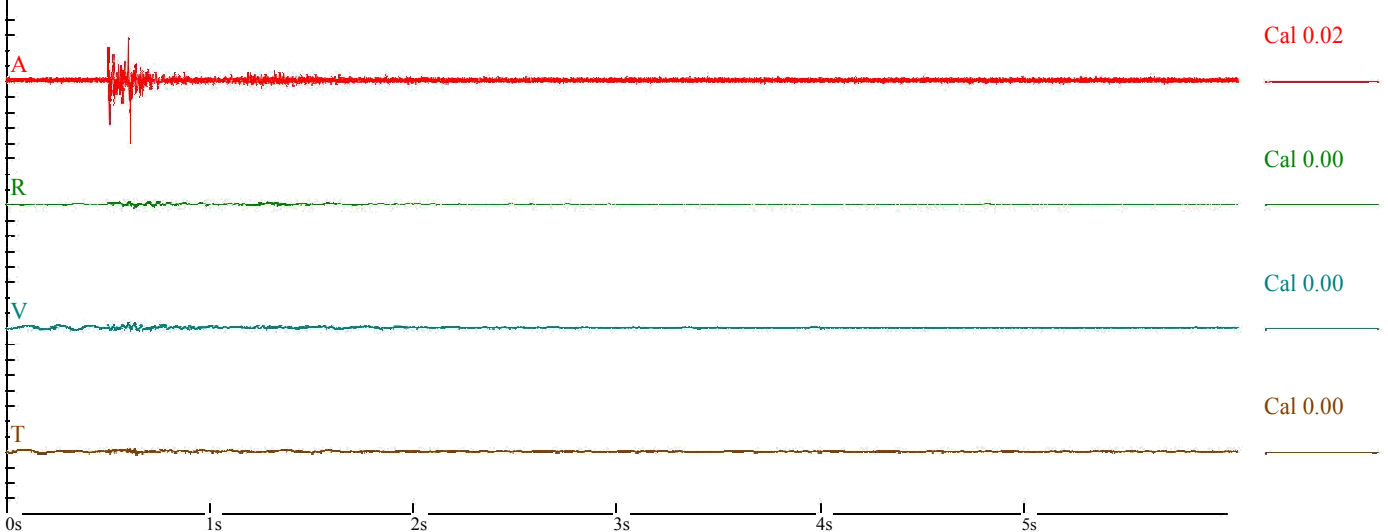
Nom de fichier :
 T075.DTC numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 075/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175
 mm/s Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25
 Seconds Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

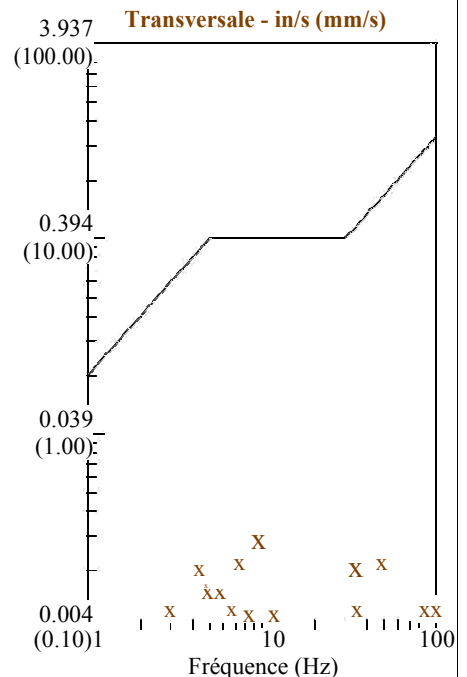
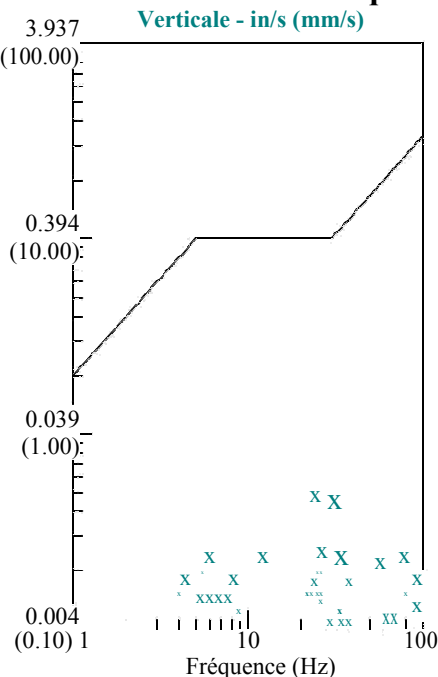
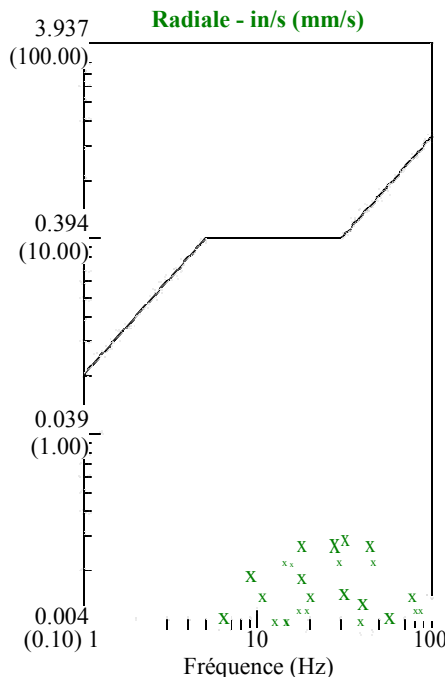
Graph Information

Acoustique : 106 dB @ 256.0 Hz
 (0.04Mb 0.0006psi 0.050kPa)
Radiale : 0.045in/s 1.143mm/s @ 256.0Hz
Verticale : 0.0144in/s 0.365mm/s @ 5.0Hz
Transversale : 0.0275in/s 0.6985mm/s @ 113.7Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique :
 120dB 0.020Mb (0.050Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



Vitesse Particulare sur Fréquence



Essai 14 courbe vitesse particulière sur fréquence- Tir 76

Clef 112b T076 COURBE
Tir BK Amont 1075 stérile
Mesure ST air comprimé
CHT= 915Kg CHU= 152.5 Kg D= 700 m
Mesures effectuées pour le compte de la mine de BK
TEBESSA

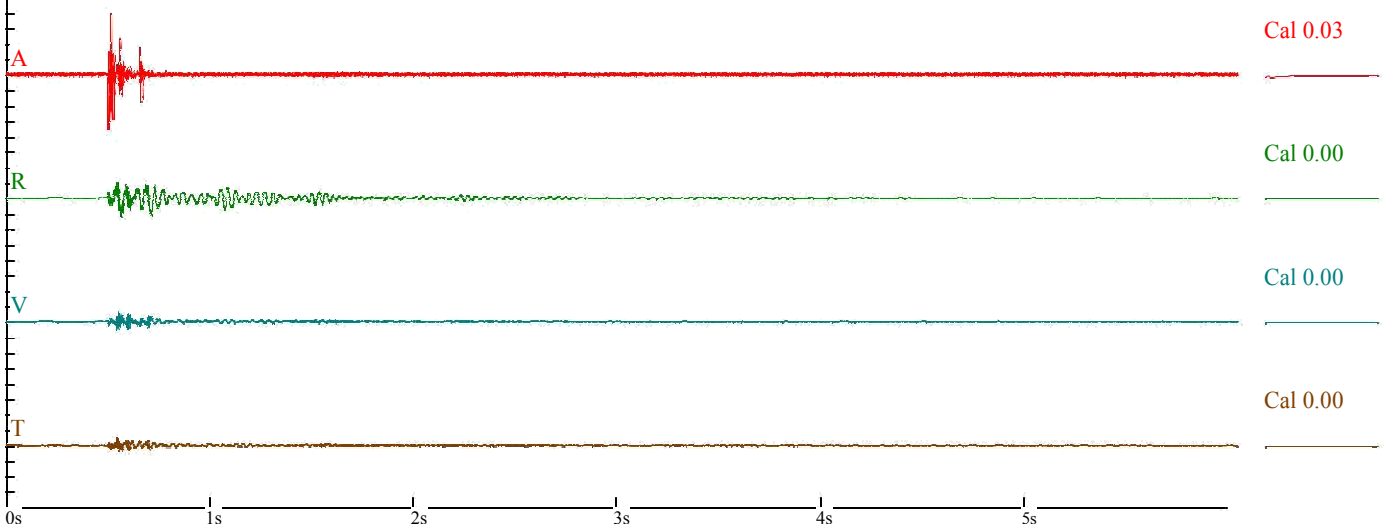
Nom de fichier :
 T076.DTC numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 076/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175 mm/s
 mm/s Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25
 Seconds Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

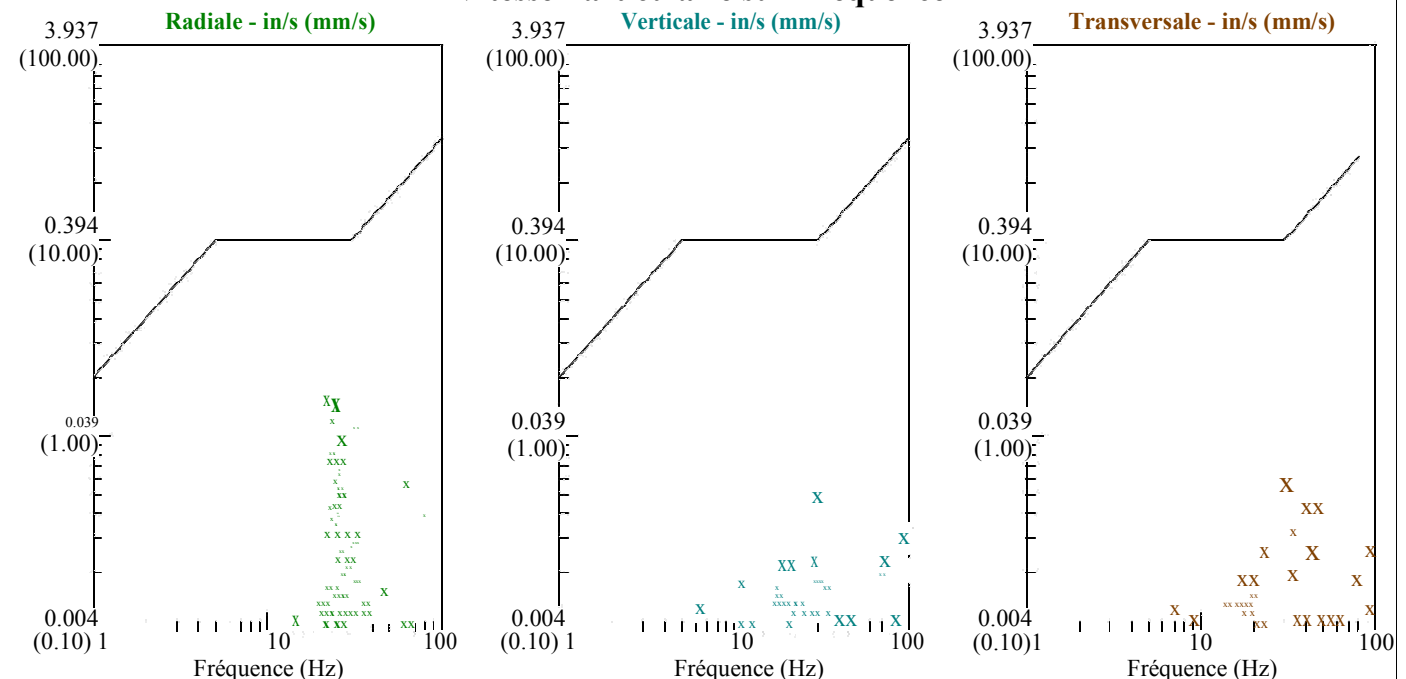
Graph Information

Acoustique : 106 dB @ 256.0 Hz
 (0.04Mb 0.0006psi 0.004kPa)
Radiale : 0.0081in/s 0.2064mm/s @ 256.0Hz
Verticale : 0.020in/s 0.508 mm/s @ 113.7Hz
Transversale : 0.0056in/s 0.1429 mm/s @ 78.7Hz

Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique :
 120dB 0.20Mb (0.050Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



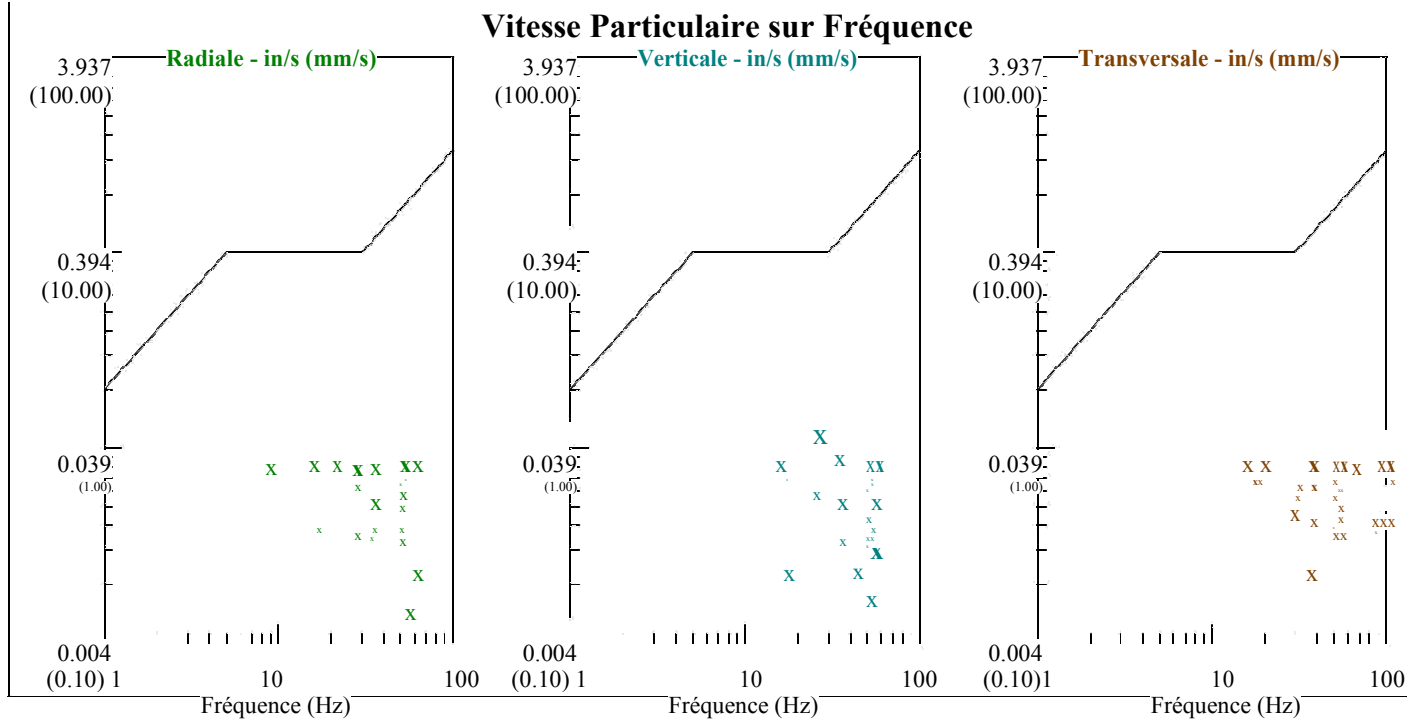
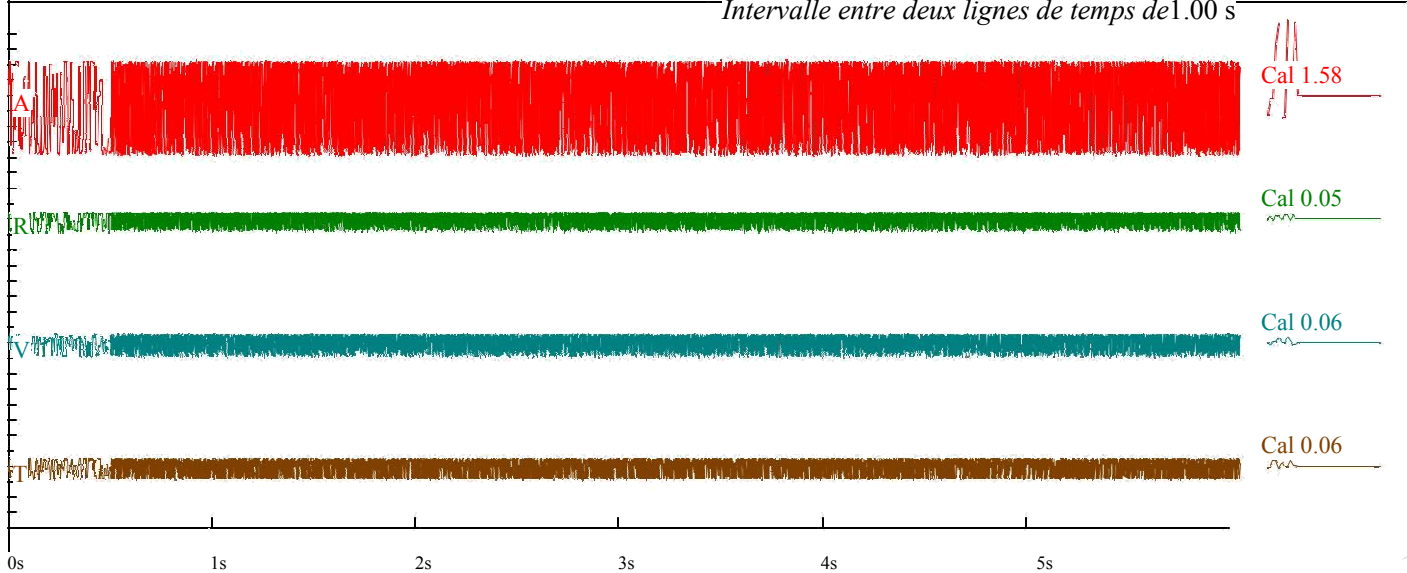
Vitesse Particulière sur Fréquence



Essai 15 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 77

<p>Clef 112b T077 Courbe Tir BK amont 1075 stérile Mesure ST air comprimé CHT= 915 kg CHU = 152.5 kg D= 700 m Mesures effectuées : Pour le compte de la Mine de BK TEBESSA</p>	<p>Nom de fichier : T077.DTC Numéro : Date : Heure : Numéro de série : 077/0112 Seuil sismique: 0.0125 in/s 0.3175 mm/s Seuil acoustique : 130 dB Taux d'échantillonnage : 2048 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds Pré déclenchement : 0.25 Seconds Gain du capteur : 16x Batterie : 0.0</p>
---	---

<p>Amplitudes and Frequencies <i>Acoustique: 116 dB @ 256.0 Hz</i> (0.12Mb 0.0017psi 0.0120kPa) <i>Radiale : 0.0331in/s 0.8414mm/s @ 4.6Hz</i> <i>Verticale : 0.0213in/s 0.5398mm/s @ 5.0Hz</i> <i>Transversale :</i> 0.0631in/s 1.603mm/s @ 4.2Hz</p>	<p>Graph Information Durée 0.000s To : 5.995s Echelle Acoustique: 120dB 0.20Mb (0.050Mb/div) Echelle Sismique : 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div) Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s</p>
---	--



Essai 16 courbe vitesse particulaire sur fréquence- Tir 78

Clef 112b T078 COURBE
Tir BK Amont 1105 stérile
Mesure ST Air comprimé
CHT= 775Kg CHU 77, 5 Kg D= 700 m
Mesures effectuées Pour le compte de la mine de BK
TEBESSA

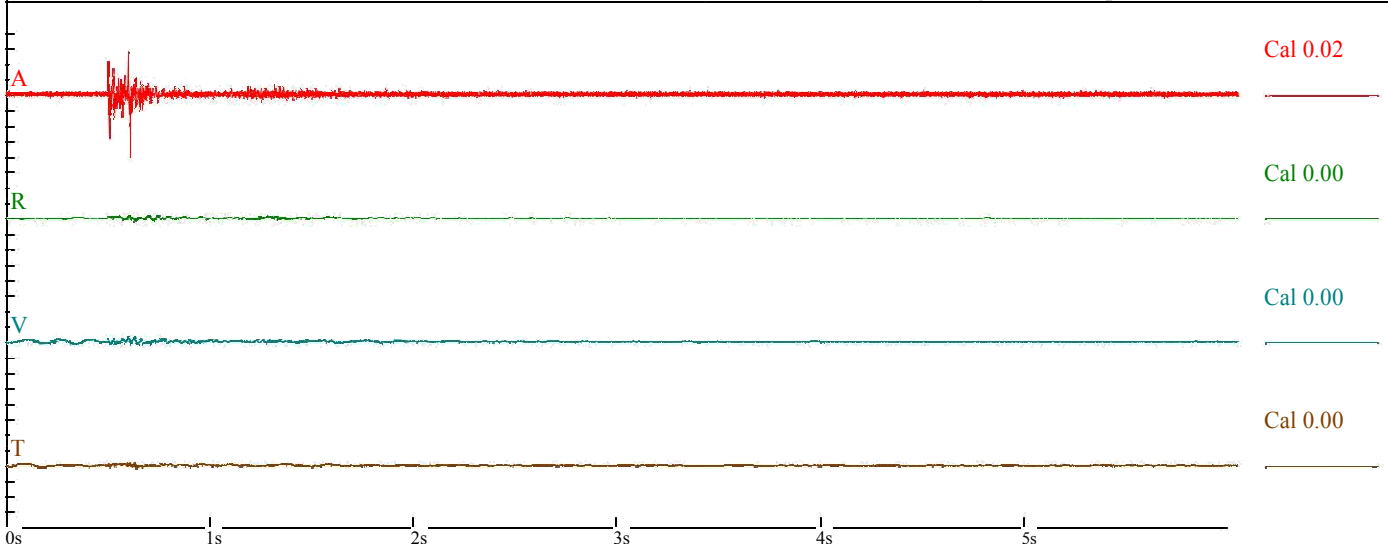
Nom de fichier :
 T078.DTC numéro :
 Date :
 Heure :
 Numéro de série : 078/0112
 Seuil sismique : 0.0125 in/s 0.3175 mm/s
 Seuil acoustique : 130 dB
 Taux d'échantillonnage : 2048
 Durée d'enregistrement : 6.0 Seconds
 Pré déclenchement : 0.25
 Seconds Gain du capteur : 16x
 Batterie : 0.0

Amplitudes and Frequencies

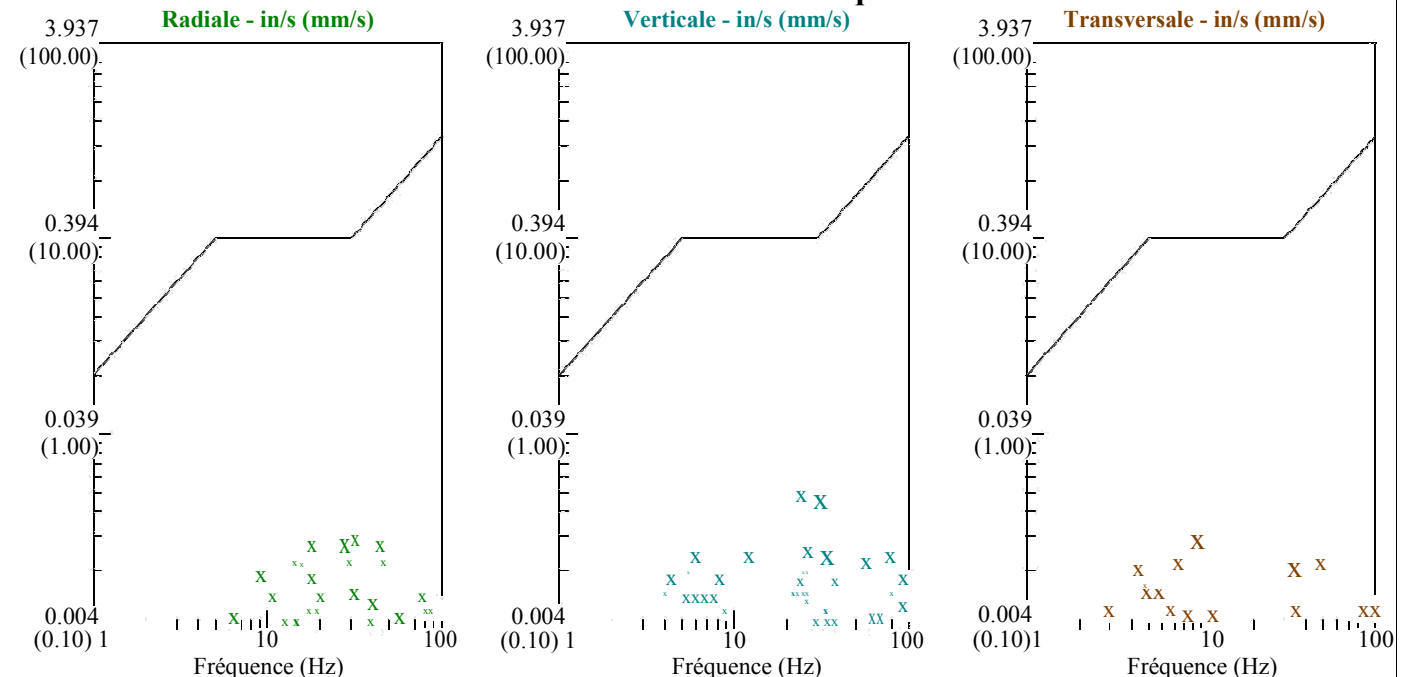
Graph Information

Acoustique : 108 dB @ 256.0 Hz
 (0.05Mb 0.0007psi 0.0050kPa)
Radiale : 0.0131in/s 0.3334mm/s @ 256.0Hz
Verticale : 0.0325in/s 0.8255mm/s @ 93.0Hz
Transversale : 0.0175in/s 0.4445mm/s @ 0.9Hz

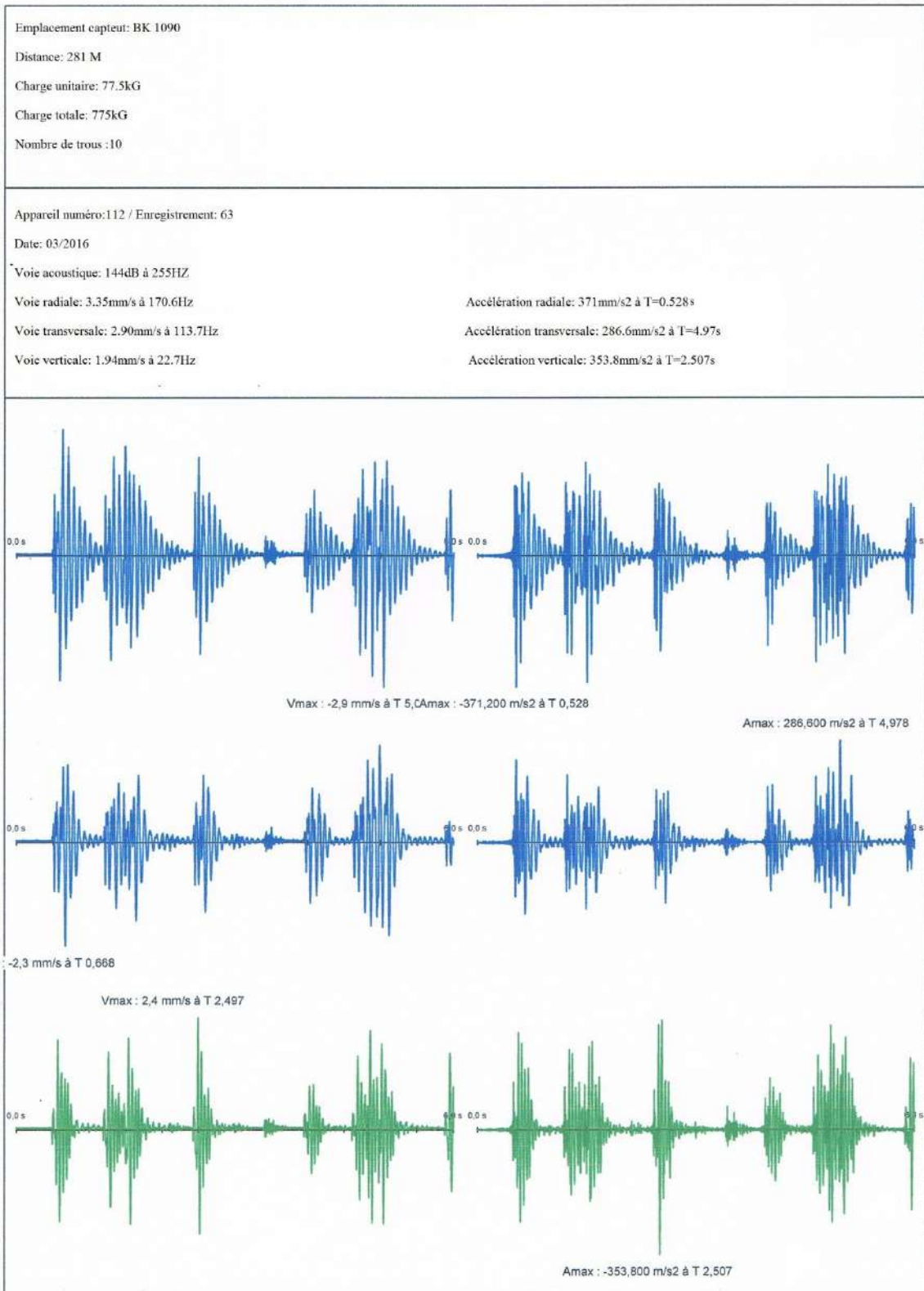
Durée 0.000s To : 5.995s
Echelle Acoustique :
 120dB 0.20Mb (0.050Mb/div)
Echelle Sismique :
 0.20in/s (0.050in/s/div) 5.08mm/s (1.270mm/s/div)
 Intervalle entre deux lignes de temps de 1.00 s



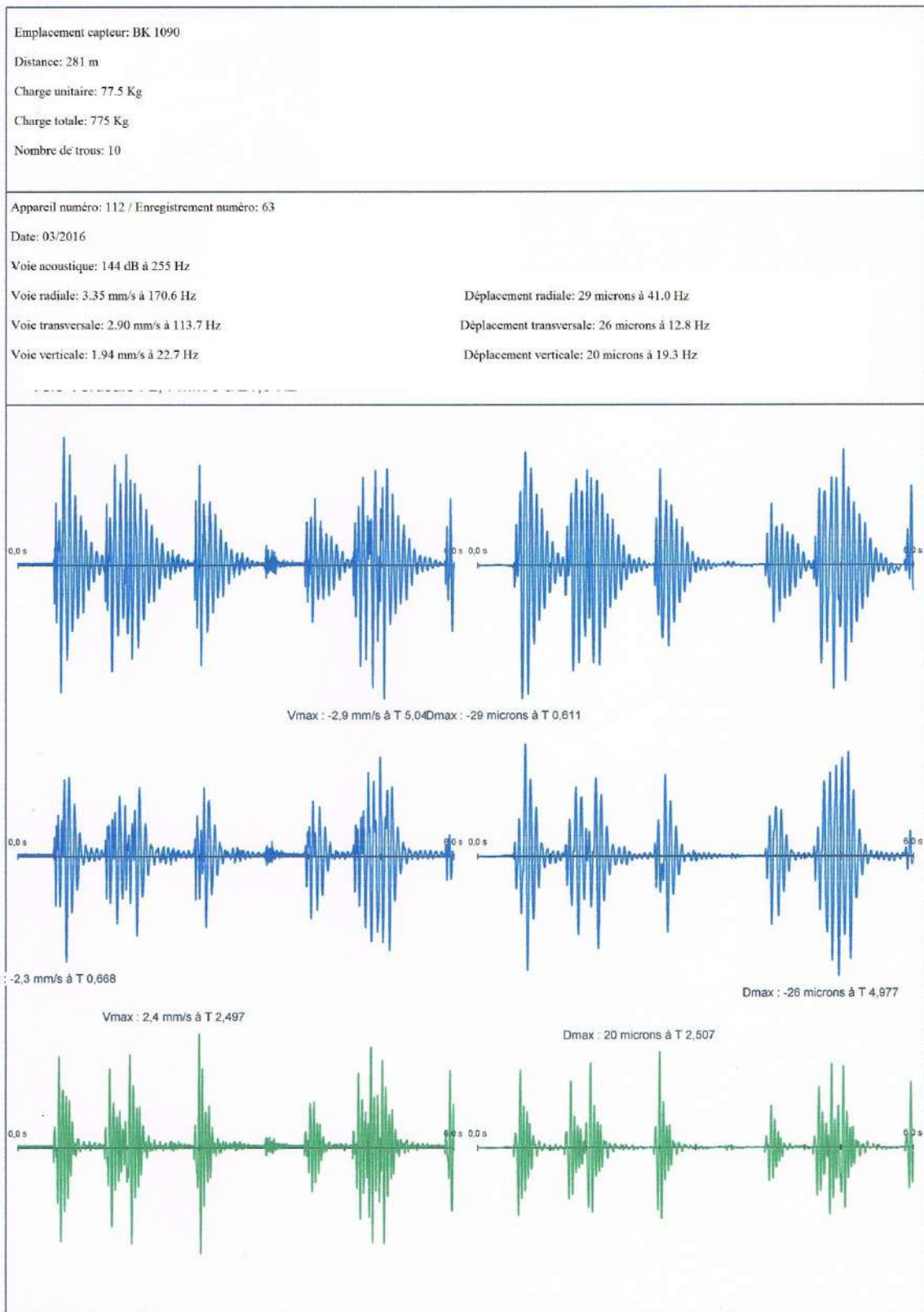
Vitesse Particulaire sur Fréquence



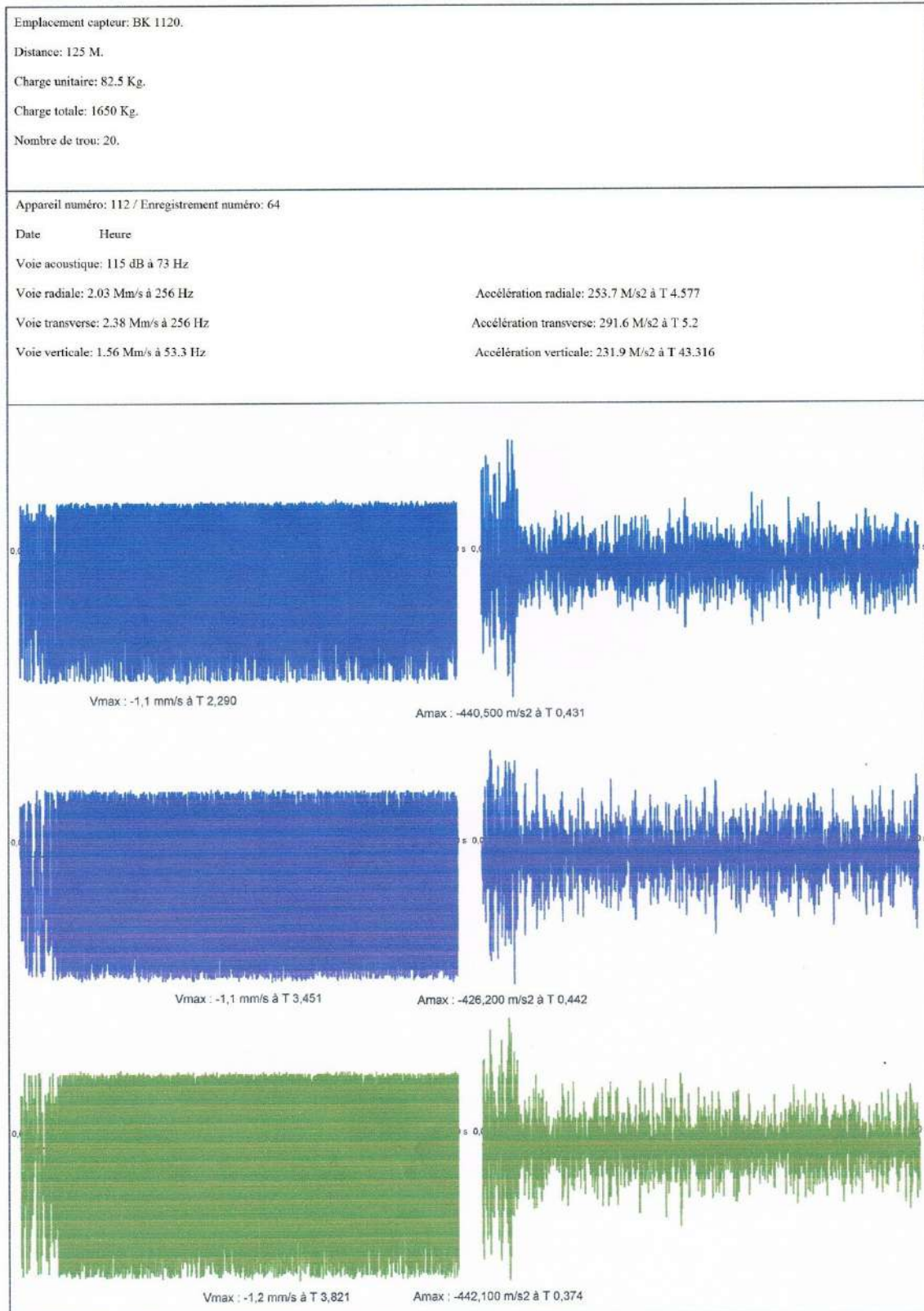
Courbe Accélération- Tir 63



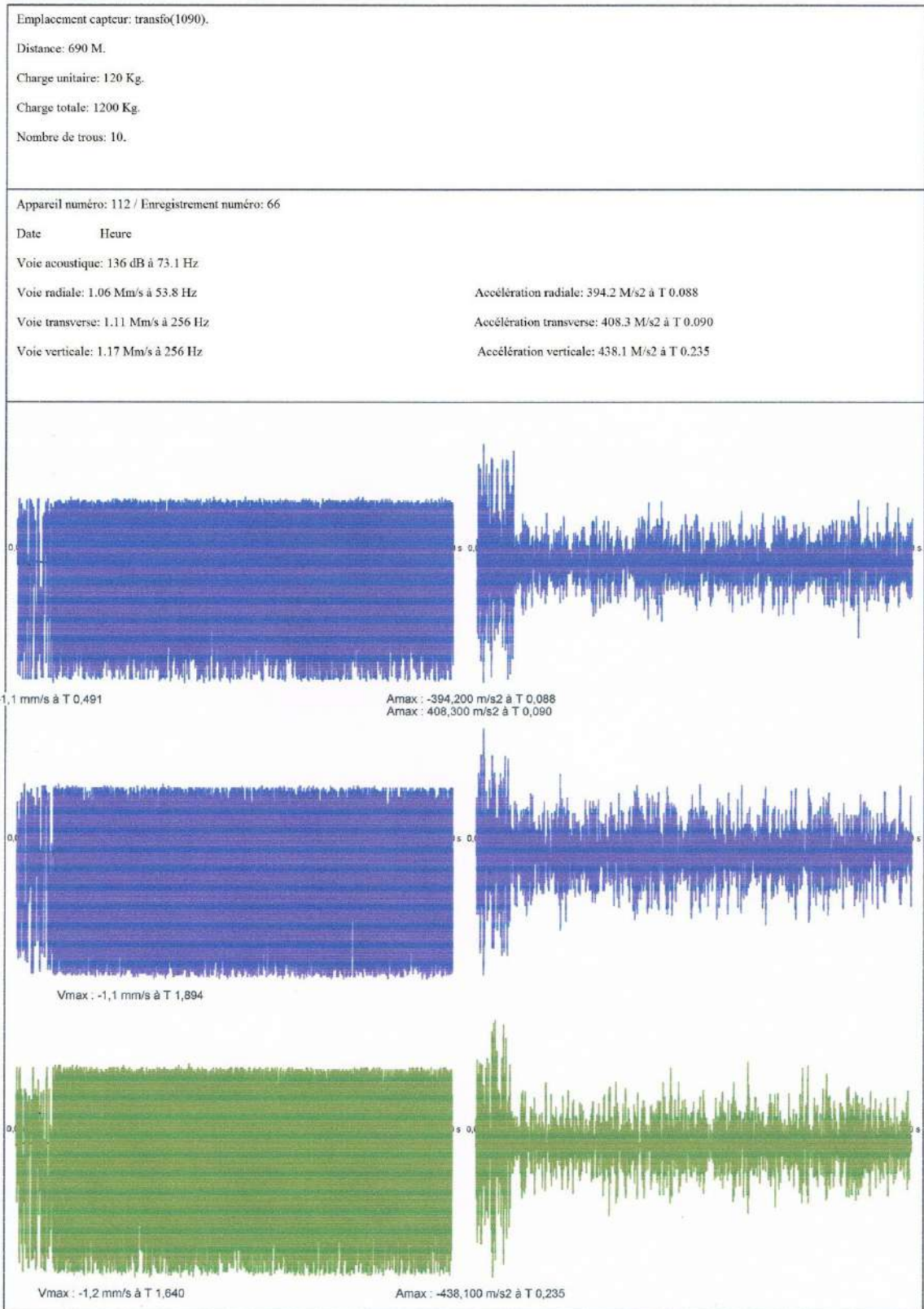
Courbe Déplacement- Tir 63



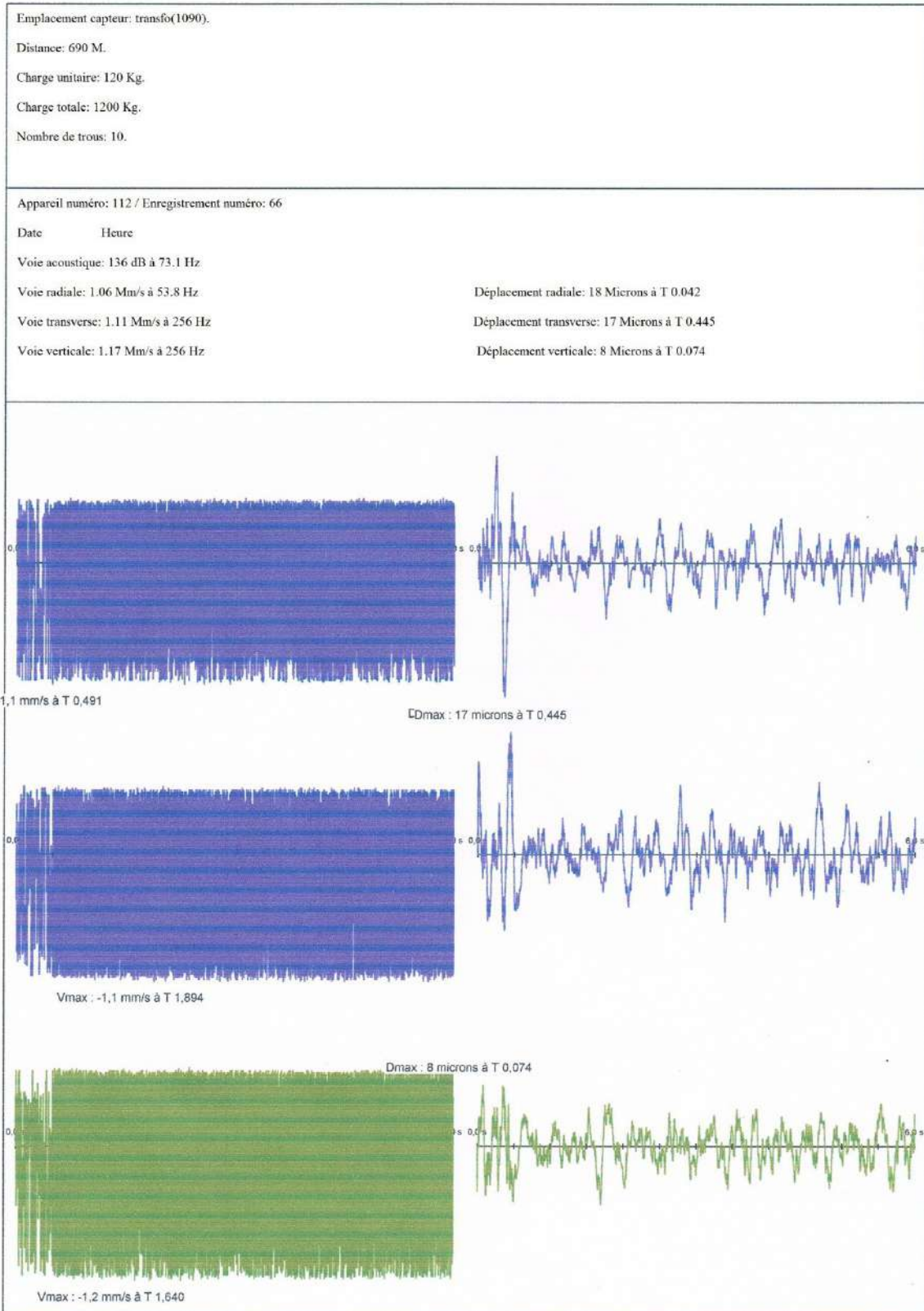
Courbe Accélération- Tir 64



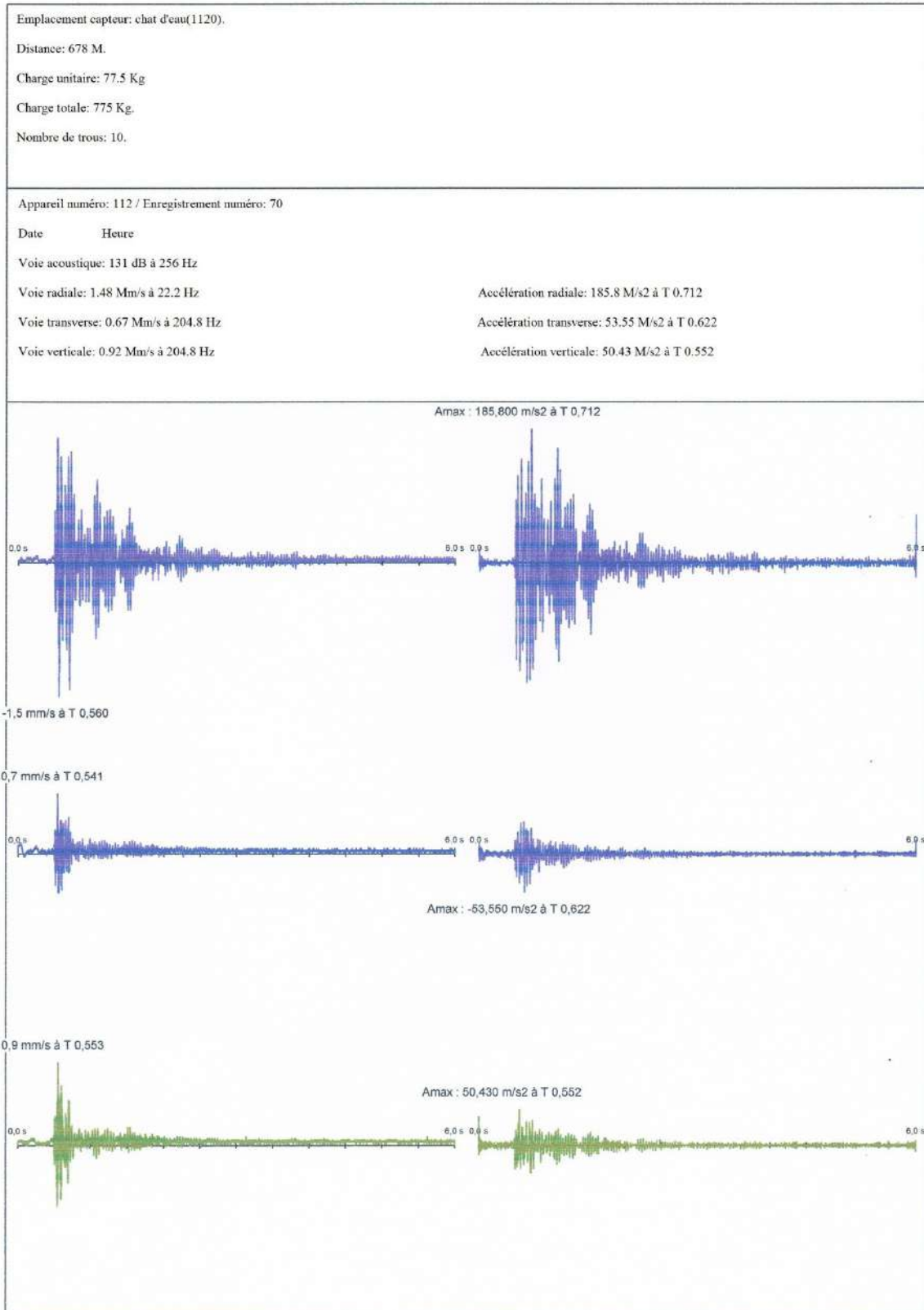
CourbeAccélération- Tir 66



CourbeDéplacement- Tir 66



Courbe Accélération- Tir 70



Courbe Déplacement- Tir 70

