



Université Abderrahmane Mira de Bejaia
Faculté de Technologie
Département des Mines et géologie

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Mines

Option : Exploitation Minière

Présenté par

KEMEDJI othmen

IDIR abd elhakim

Thème

***Exploitation des substances utiles à ciel ouvert
et impact sur l'environnement - cas de carrière
(Chouf Amar m'sila).***

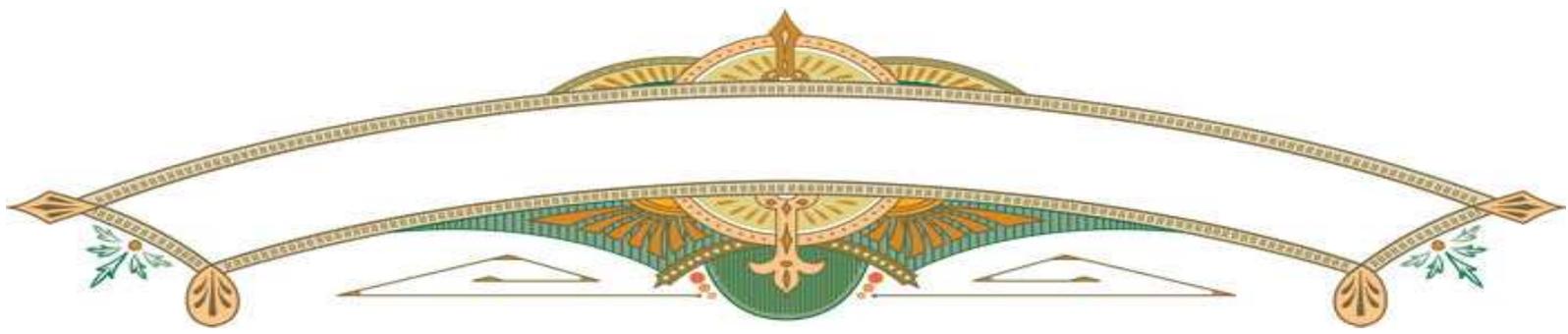
Soutenu le : 02 / 07 /2017 devant le jury composé de :

Présidente : M^{me}. AZIZOU.

Promoteur : Mr. FREDJ M.

Examineur : Mr. AYADEN.

Année Universitaire: 2016-2017



REMERCIEMENT

Nous remercions le dieu-puissant qui grâce à son aide nous avons pu finir ce modeste travail.

Nous remercions également :

Notre encadreur Mr. Fredj Mohammed. Pour ses conseils, ses orientations et son aide durant l'encadrement.

Les membres du jury Mr. AYADEN et Mme. AZIZOU qui auront la bienveillance d'évaluer et critiquer ce travail.

Tous les responsables et personnels de l'usine ALGERIAN CEMENT COMPANY (Hammam Dalàa, M'sila).

Tous les enseignants du département de mine et géologie pour leur dévouement et disponibilité.

A tout merci



Je dédie ce modeste travail

*À ma mère et mon père pour leurs sacrifices
soutien et encouragements*

À mes frères et ma petite sœur que j'adore

À mes ami(e)s et mes camarades.



Hakim

Dédicace

Je dédie ce modeste travail particulièrement à mes très chers parents pour son soutien moral et son sacrifice le long de ma formation.

A ma mère qui m'a encouragé pendant toutes mes études.

A mon père qui est toujours disponible pour nous, et prêt à nous aider, je lui confirme mon profond respect.

A toute ma famille (kemedji)

A mes amis : Abdallah, Idir, Amin, Touati, Abdelmadjid, Anis, Sofiane,

A notre promoteur Mer FREDJ Mohamed

À tous les étudiants de la promotion 2016/2017

Option : exploitation minière

A tous ceux qui m'ont aidé de près ou de loin.

A tous les gens que j'aime et qui m'aiment

Pour vous tous, Mon binôme Idir abd elhakim



Othmen

Table des matières

Table des matières

Liste des figures	I
Liste des tableaux	II
Tables des notations	III
Introduction générale.....	1

Chapitre I : Etude bibliographique sur l'abattage

I.1. Généralité.....	2
I.2. Anciens Procédés	2
I.2.1. Travail à la main.....	2
I.2.2. L'abattage hydraulique	3
I.2.3. Travail au feu.....	4
I.3. Abattage mécanique.....	4
I.3.1. Introduction	4
I.3.2. Limite d'emploi de l'abattage mécanique	5
I.3.3. Engins d'abattage mécanique.....	5
I.3.3.1. Critères de choix.....	5
I.3.3.2. Méthode de travail.....	5
I.3.3.3. Matériels utilisés.....	6
I.3.3.4. Avantage du rabotage	7
I.3.4. Les outils de coupe mécanique.....	7
I.3.4.1. Mécanisme de l'usure des outils de coupe	8
I.4. L'abattage à l'explosif	9
I.4.1. Introduction	9
I.4.2. Généralités sur l'explosif.....	10
I.4.2.1. Définition d'explosif.....	10
I.4.2.2. Familles des explosifs	10
I.4.2.3. Les processus de transformation des explosifs.....	12
I.4.3. Objectif de tir à l'explosif.....	13
I.4.4. Procédure de Tir	14
I.4.4.1. Mode opératoire.....	14
I.4.5. Dimensionnement d'un schéma de tir	15

Table des matières

I.4.5.1. Plan de foration.....	15
I.4.5.2. Plan de chargement.....	16
I.4.5.3. Accessoires de tir.....	17
I.4.5.4. Amorçage.....	18
I.4.5.5. Raccordement	19
I.4.5.6. Mode d'initiation	20
I.4.5.7. Nettoyage du chantier.....	21
I.4.5.8. Sécurité de l'abattage.....	21
I.4.6. Paramètres lié aux tirs.....	22
I.4.7. Mécanisme de fragmentation à l'explosif	22
I.4.7.1. Phases de la détonation.....	22
I.5. Conclusion	25

Chapitre II : Géologie et le plan d'exploitation de carrière de Chouf Amar

II.1. Introduction	26
II.2. Information générale sur l'entreprise	26
II.2.1. Présentation générale de l'Entreprise.....	26
II.2.2. Historique.....	26
II.3. Généralités sur la région d'étude.....	27
II.3.1. Situation géographique et administrative du périmètre d'étude.....	27
II.3.2. Identification des éléments constitutifs du site minier.....	28
II.3.3. Etude de gisement de calcaire de Chouf Amar	29
II.3.4. Calcul des réserves	39
II. 4. Partie d'exploitation.....	42
II.4.1. Introduction	42
II.4.2. Régime de travail de la carrière de Chouf Amar.....	42
II.4.3. Production de la carrière de Chouf Amar.....	43
II.4.4. La durée de vie de la carrière	43
II.5. Travaux d'ouverture	44
II.5.1. Ouverture de la carrière de Chouf-Amar.....	45
II.5.1.1. Choix du mode d'ouverture du champ de la carrière	45
II.5.1.2. Creusement de la demi-tranchée d'accès	45
II.5.1.3. Les paramètres caractéristiques de la demi-tranchée	46

Table des matières

II.6. Méthode d'exploitation.....	50
II.6.1. Généralités.....	50
II.6.2. Choix de la méthode d'exploitation	50
II.6.3. Détermination des paramètres d'exploitation	51
II.6.3.1. Hauteur du gradin.....	51
II.6.3.2. Largeur d'enlevure	51
II.6.3.3. Largeur de plate forme de travail	51
II.7. Travaux de forage.....	54
II.7.1. Généralités sur les méthodes de préparation à l'abattage	54
II.7.2. Exigences technologiques des travaux de forage et de tir.....	54
II.7.3. Mode de forage existant dans la carrière de Chouf Amar.....	55
II.7.4. Les travaux de forage des trous de mine	56
II.7.5. Calculs sur la machine de forage.....	56
II.7.5.1. Temps réel du cycle de forage d'un trou.....	56
II.7.5.2. Vitesse de forage d'un mètre du trou	57
II.7.5.3. Rendement de la sondeuse par poste.....	57
II.7.5.4. Nombre des sondeuses nécessaires	57
II.8. Chargement.....	58
II.8.1. Généralités.....	58
II.8.2. Extraction - Chargement (cas de la carrière Chouf-Amar)	58
II.8.3. Calculs de productivité de la chargeuse	59
II.8.3.1. Détermination du temps de cycle de la chargeuse	59
II.8.3.2. Rendement de la chargeuse	60
II.8.3.3. Nombre des chargeuses.....	61
II.9. Transport.....	62
II.9.1. Généralités.....	62
II.9.2. Choix du mode de transport	63
II.9.3. Calcul pratique de la productivité des camions.....	64
II.9.3.1. Détermination du temps de cycle des camions	64
II.9.3.2. Rendement du camion.....	65
II.9.3.3. Nombre des camions	66
II.10. Conclusion	66

Table des matières

Chapitre III : l'influence des paramètres de tir sur l'environnement

III.1. Introduction	67
III.2. Propriétés physiques et mécaniques de la roche Calcaire de Chouf Amar	67
III.2.1. Indice de forabilité des roches.....	67
III.2.2. L'indice de tirabilité (consommation spécifique étalon)	68
III.3. Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet q_p	69
III.4. Calcul des paramètres de tir	71
III.5. Comparaison des paramètres du plan de tir utilisées en carrière de Chouf Amar et celles calculées.....	76
III.6. Implantation et allure du front.....	78
III.6.1. Méthode actuelle d'implantation.....	78
III.6.2. Levés du front	78
III.7. Débitage secondaire	79
III.7.1. Débitage secondaire mécanique.....	79
III.7.2. Débitage secondaire par explosif.....	80
III.8. Impact de l'exploitation à ciel ouvert sur l'environnement	81
III.8.1. Impact sur l'eau	81
III.8.2. Impact biologique.....	82
III.8.3. Impact sur le paysage	82
III.8.4. Impact sur les infrastructures	82
III.8.5. Impact sur l'atmosphère.....	83
III.8.6. Projections excessives.....	84
III.8.7. Le Bruit	85
III.8.8. Les matériaux divers	86
III.8.9. Impact liés aux vibrations	86
III.9. Vibrations.....	86
III.9.1. La surpression aérienne.....	88
III.9.2. Ouvrages sensibles aux vibrations	88
III.9.3. Règlementation concernant les vibrations	89
III.9.3.1. Pour les vibrations.....	89
III.9.3.2. Pour la surpression aérienne.....	90
III.9.4. Loi de Chapot.....	91

Table des matières

III.9.4.1. Formule de la loi de Chapot.....	91
III.9.5. Evaluation de l'impact vibratoire des tirs de mine.....	92
III.9.6. Matériel de mesure des vibrations.....	92
III.9.6.1. Le mode opératoire	93
III.9.6.2. L'interprétation des valeurs.....	94
III.9.7. Partie expérimentale.....	95
III.9.7.1. Calcul des vitesses des ondes de choc au niveau de chaque emplacement.....	95
III.10. Conclusion.....	100

IV. La sécurité dans l'entreprise et l'environnement

IV.1. Introduction.....	101
IV.2. Détermination des critères de l'étude d'impact.....	101
IV.2.1. Critères de l'impact.....	101
IV.2.2. Qualification de l'impact	101
IV.3. Hygiène et sécurité.....	102
IV.4. Mesures de protection de l'environnement.....	103
IV.4.1. Dispositions prises à la conception du projet	103
IV.4.2. Réduction de l'impact visuel et remise en état des lieux.....	103
IV.4.3. Dispositions pour réduire l'impact sur le milieu naturel	103
IV.4.4. Protection des eaux	103
IV.4.5. Réduction des vibrations.....	104
IV.4.6. Réduction du bruit	104
IV.4.7. Réduction de l'impact lié aux poussières	105
IV.4.8. Les gaz nuisibles.....	107
IV.4.9. Mesures de protection liée à la sécurité.....	107
IV.4.10. Réglementation et déchets	108
IV.4.11. Prévention des accidents du travail.....	108
IV.5. Conclusion	109
Conclusion générale et recommandations.....	110

Références bibliographiques.

Annexe.

Liste des figures

Liste des figures

Chapitre I

Figure I- 1. Travail à la main.....	3
Figure I- 2. Abattage eu feu.....	4
Figure I- 3. Haveuse	6
Figure I- 4. Trancheuse équipée d'un broyeur de pierre.	7
Figure I- 5. Angle d'attaque d'un pic.....	8
Figure I- 6. Exemple d'usure et de rupture d'outil.....	9
Figure I- 7. Propagation de l'onde de choc issue d'une détonation.	10
Figure I- 8. Vitesse de réaction /décomposition.....	13
Figure I- 9. Foration d'un trou de mine au niveau de la carrière de Chouf Amar.....	16
Figure I- 10. Paramètres géométriques constituant un schéma de tir.....	17
Figure I- 11. Amorçage latéral (A) et l'amorçage ponctuel (B)	19
Figure I- 12. Schéma de connexion d'un tir.....	20
Figure I- 13. Exploseur type 861 (Exploseur à condensateur).	21
Figure I- 14. Création d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche).....	23
Figure I- 15. Propagation d'onde de choc et formation des fissures radiales.	23
Figure I- 16. Réflexion d'onde de choc et leur effet.	24
Figure I- 17. Propulsion des matériaux.	24

Chapitre II

Figure II- 1. Image de la situation de la carrière de Chouf Amar (Image avec Google Earth).....	27
Figure II- 2. Concasseur primaire (à marteau)	28
Figure II- 3. Carrière de calcaire	28
Figure II- 4. Services et administration.....	28
Figure II- 5. Atelier de maintenance	28
Figure II- 6. Situation géographique et infrastructure.....	30
Figure II- 7. Plan de situation du gisement de calcaire de Chouf Amar, extrait des cartes topographique n° 140 et 141, Echelle 1/50 000.....	32
Figure II- 8. Carte structurale de gisement de Chouf Amar.....	35
Figure II- 9. Gisement de Chouf-Amar, coupes Nord-sud.....	36

Liste des figures

Figure II- 10. Gisement de calcaire de Chouf-Amar, coupes géologique Ouest-est.....	37
Figure II- 11. Schéma du mode d'ouverture du gisement de Chouf-Amar.....	49
Figure II- 12. Schéma représente les éléments d'un gradin.....	53
Figure II- 13. Sondeuse ATLAS COPCO ROC L6.	55
Figure II- 14. Chargeuse CATERPILLAR 990 H.....	59
Figure II- 15. Chargement de tas des roches.....	62
Figure II- 16. Camion CATERPILLAR 775 ^E (Photo au niveau de la carrière de Chouf Amar)	63

Chapitre III

Figure III- 1. Schéma de plan de tir.....	77
Figure III- 2. Mesure des paramètres des front de taille à l'aide Laser-Ace, mesure instantanée des épaisseurs à abattre (banquette).....	79
Figure III- 3. Représentation des roches hors gabarit (au niveau de la carrière de Chouf Amar).	80
Figure III- 4. Schéma de connexion des trous des blocs hors gabarit.....	80
Figure III- 5. Emissions de poussière (au niveau de la carrière de Chouf Amar).....	84
Figure III- 6. Les projections issues du front d'un tir.	85
Figure III- 7. Les vibrations et surpressions induites par un tir.	87
Figure III- 8. Vibration de tir de mine (Normes algériennes).....	90
Figure III- 9. Photo d'enregistreur des vibrations (sismographe), (au niveau de la carrière de Chouf Amar)	93
Figure III- 10. Constitution d'un géophone.....	94
Figure III- 11. Logiciel d'analyse sismique Deltaseis 4.2.....	95
Figure III- 12. L'emplacement des sismographes (Image de Google Earth).	96
Figure III- 13. Graphe du changement de la charge en fonction de distance.....	99

Chapitre VI

Figure VI- 1. Arrosage des pistes (Photo au niveau de la carrière de Chouf Amar).	105
Figure VI- 2. Aéroscope portable de la poussière.....	106
Figure VI- 3. Filtre à manche	107

Liste des tableaux

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I- 1. Caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX.	12
Tableau I- 2. Les trois modes de la décomposition.....	12
Tableau I- 3. Paramètres de tir de mine.	22

Chapitre II

Tableau II- 1. Coordonnées Lambert de gisement de Chouf Amar	29
Tableau II- 2. Coordonnées géographiques de la région d'étude.....	31
Tableau II- 3. Méthode des blocs	40
Tableau II- 4. Méthode des couches.....	40
Tableau II- 5. Méthode des coupes	41
Tableau II- 6. Représentation de régime de travail de la carrière de Chouf Amar	42
Tableau II- 7. Les valeurs des paramètres de tranchée de découpage et demi-tranchée d'accès.....	48
Tableau II- 8. Paramètres des éléments de la plateforme de travail.....	52
Tableau II- 9. Temps réel du cycle de forage d'un trou.....	56
Tableau II- 10. Chronométrage du temps de cycle de la chargeuse.....	59
Tableau II- 11. Le coefficient de foisonnement et de remplissage du godet suivant la dureté de la roche.	60
Tableau II- 12. Chronométrage du temps de cycle du camion 775 ^E	64

Chapitre III

Tableau III- 1. Classification des roches selon l'indice de forabilité.....	68
Tableau III- 2. Classification des roches selon l'indice de tirabilité.....	68
Tableau III- 3. Coefficient tenant compte du nombre des surfaces dégagées.....	70
Tableau III- 4. Caractéristiques des explosifs utilisés à Chouf Amar.....	72
Tableau III- 5. Comparaison des paramètres du plan de tir utilisées dans la carrière de Chouf Amar et celles calculées	76
Tableau III- 6. Vitesse limite en fonction des structures, suivant les normes algériennes.....	89
Tableau III-7. Les valeurs calculées et mesurées de la vitesse des ondes de choc pour la première station.	97

Liste des tableaux

Tableau III-8. Les valeurs calculées et mesurées de la vitesse des ondes de choc pour la deuxième station.	97
Tableau III- 9. Les valeurs calculées et mesurées de la vitesse des ondes de choc pour la troisième station.	98
Tableau III-10. Calcul du rayon de la zone dangereuse	99

Tables des notations

Tables des notations

Significations	Notations
NGL	Nitro glycérog lycol
ONEX	Office national des substances explosives
ANFO	Anfomil
BBA	Bordj Bou Arreridj
DER	Détonateurs retard demi-seconde
DMR	Détonateurs microretard
CETIM	Centre d'Etude de service Technologie de l'Industrie des Matériaux
ACC	Algérien Ciment Compagnie
ONM	Office National de Météorologie
LCM	Lafarge Ciment M'sila
SPA	Société Par Actions
USB	Support de stockage amovible
SNTF	Société Nationale des Transports Ferroviaires
COPLA	Commission permanente des liants hydrauliques et des adjuvants du béton
LBA	Lafarge Béton Algérie (Bétons Granulats)
TP	Travaux Publique
AFTES	Association Française des Tunnels et de l'Espace Souterraine
PVC	Polychlorure de Vinyle

Significations	Unités	Notations
R_c	kgf/cm^2	Résistance à la compression moyenne
L_b	m	Longueur de bourrage
D_{tr}	mm	Diamètre de trou
W	m	La ligne de moindre résistance
q_p	Kg/m	Consommation spécifique
a	m	La distance entre les trous
L_{ch}	m	La longueur de la charge d'explosif
c	m	La distance de sécurité

Tables des notations

P	Kg/m ³	Capacité métrique du trou
b	m	La distance entre les rangés
V _{Acou}	Db	Vitesse acoustique
vt	mm/s	Vitesse transversale
V _r	mm/s	Vitesse radial
V _{enreg}	mm/s	Vitesse enregistrée par le sismographe
K	-	Coefficient de site
D	m	Distance de tir capteur
vp	mm/s	Vitesse particulière
α	(°)	Inclinaison de gradin
β	(°)	Inclinaison de trou
v	mm/s	Vitesse de déplacement
P ₀	Mpa	La pression
V _d	m ³	Volume de demi-tranché
V _{déc}	m ³	Volume de demi-tranchée de découpage
H _{gr}	m	Hauteur de gradin
L _{tr}	m	Longueur de trou
α _{gr}	(°)	Inclinaison de gradin
α _{tr}	(°)	Inclinaison de trou
L _{ex}	m	Longueur de sous forage
L _f	m	Longueur de foration
σ _c	Kgf/cm ²	Résistance à la compression
τ	Kgf/cm ²	Résistance au cisaillement
σ _{tr}	Kgf/cm ²	Résistance au traction
Δ _{moy}	Kg/m ³	Densité moyenne d'explosif utilisé
N _d	-	Nombre de detonation
L _{bl}	m	La longueur de bloc
Q _{tr}	Kg/trou	Quantité d'explosif d'un trou
V _{bl}	m ³	Volume du bloc
N _{tr}	-	Nombre des trous dans un bloc
R	m	Rayon de sécurité
Q _t	Kg	Quantité d'explosif total

Tables des notations

E	Joule	Energie
Q	kg	La charge instantanée
F	Hz	Fréquence
K_f	-	Coefficient de foisonnement
f	-	La dureté

Significations	Notations
PF	Phosphore-fluor
Al_2O_3	Oxyde d'aluminium
CaO	Oxyde de calcium
MgO	Oxyde de magnésium
P	Phosphore
SiO_2	Dioxyde de silicium
Fe_2O_3	L'oxyde de fer (III)
K_2O	L'oxyde de potassium
Na_2O	L'oxyde de sodium
Cl	Chlor
F	Fluor
SO_3	Trioxyle de soufre
$CaCO_3$	Carbonate de calcium

Tables des notations

Définitions

Mine (à ciel ouvert ou souterraine) : D'où l'on extrait de matériaux stratégique et concessible par l'état (métaux tels le fer, or, cuivre, uranium, et les combustibles tels le charbon, pétrole et le gaz naturel).

Carrière (à ciel ouvert ou souterraine) : Qui exploitent des matériaux concessible par le propriétaire du sol (calcaire, gravais, roche massive, ...etc.).

Dégagement de surface : Surface totale permettant aux matériaux d'être expulsés sous les actions combinées de l'onde de choc et de l'effet de gaz, le rendement de l'explosif dépend du développement de cette surface.

Déplacement : C'est la distance parcourue par une particule depuis sa position d'origine sous le passage de l'onde de choc.

Explosif : C'est un composé chimique susceptible de se décomposé rapidement en dégageant une grande quantité d'énergie.

Fragmentation : Réduction de la taille des blocs par action de l'explosif.

Front d'ondes : Limite entre les particules de matrice au repos et les particules en mouvement.

Fréquence : D'oscillation d'une particule par unité de temps.

Gaz (d'énergie) : Provient de la détente des gaz enfermés à haut pression dans la cavité d'explosion.

Pyrotechnique (chaine) : Assemblage des différents éléments permettant de transmettre et de provoquer la détonation ou la déflagration.

Retard : Délai obtenu par adjonction d'un composé retardateur entre la perle d'allumage et les charges pyrotechniques.

Séquence : Ordre dans lequel s'effectue le départ des mines.

Sismique : La détonation d'une charge d'explosif dans le sol produit des contraintes de traction et de compression qui se propagent rapidement, la sismique est l'étude de ces phénomènes dans le massif rocheux.

Tables des notations

Unitaire (charge) : Charge qui détonne dans un intervalle de temps compris entre [0 - 3] ms, elle peut être unique (une seule charge) ou composée plusieurs charges qui sont initiées simultanément entre [0 - 3] ms.

Vibration : Ebranlement consécutif à un tir d'explosif dans le sol, cet ébranlement s'atténue rapidement.

Vitesse particulière : Vitesse de déplacement du sol en (mm/s) enregistrée au passage de l'onde de choc, cette mesure se fait avec un sismographe.

Vitesse de propagation : C'est la vitesse de déplacement des ondes dans le sol, elle dépend de la nature de terrain rencontré.

Volée : C'est l'ensemble de mines qui sont mises à feu au cours d'un même tir.

Produit explosif : De la matière explosive ou un objet en contenant.

Trou de mine : Un trou obtenu par forage et destiné à recevoir une charge.

Charge : Un ensemble de produits explosifs destinés à être amorcés par le même accessoire pyrotechnique de tir.

Charge : Terme générique désignant² la quantité d'explosif placée dans un ou plusieurs trous de mine, cette charge peut être instantanée (charge qui détonne au temps 0), retardée (charge qui détonne à un instant t), unitaire (charge qui détonne dans un intervalle de temps compris entre [0 - 3] ms), totale (ensemble des charges de volée), spécifique (charge rapportée à l'unité d'abattage).

Charge-amorce : Une cartouche d'explosif ou un buteur munis d'un détonateur.

Buteur : Un produit explosif dont le conditionnement spécial est conçu pour constituer une charge-amorce et pour assurer la protection de détonateur dans le cas de chargement en chute libre de cartouche.

Fond de trou : Ce qui reste de l'extrémité arrière d'un trou de mine après la mise à feu.

Raté : L'absence d'explosion ou la présence d'une ou plusieurs charges apparemment intactes ou amputées à la suite de la mise à feu.

Charge superficielle : Une charge placée hors d'un trou de mine au contact de matériaux.

Mine verticale : Un trou de mine incliné à plus de 65° par rapport à l'horizontale.

Amorçage : Dispositif pyrotechnique qui initié la détonation ou la déflagration de l'explosif (peut être antérieur, postérieur ou latérale).

Tables des notations

Accélération : C'est la variation de vitesse de déplacement d'une particule depuis son point d'origine.

Banquette : Epaisseur de la tranche à abattre mesurée suivant la plus court distance.

Bourrage : Eléments sableux ou argileux ou débris de forage de faible granulométrie servant à isoler les charges situées dans un même trou ou à obturer la mine chargée.

Choc (d'énergie) : Effet mécanique lié à la détonation ou à la déflagration d'un explosif dans un milieu résistant, il résulte de la détente des gaz lancés à haut vitesse (1 500 à 2 000 m/s) sous très haute pression avec les parois d'un trou.

Introduction générale

L'exploitation des mines à ciel ouvert est liée à l'enlèvement d'une partie des roches de couverture et des épontes, en effet l'industrie extractive par application des différentes techniques et technologies d'exploitation à été toujours une source d'atteinte de l'environnement [1].

L'emploi des matières explosives est souvent accompagné par des effets sismiques, des gaz et de la poussière qui peuvent provoquer des effets indésirables sur des sites et des agglomérations avoisinantes, donc il est primordial qu'avant le commencement de toute opération technologique, il est nécessaire de prévoir des solutions adéquates pour remédier aux influences néfastes, l'abattage à l'explosif en carrière doit permettre d'atteindre les objectifs de production tout en garantissant la protection de l'environnement immédiat de la carrière [2].

Notre période expérimental est pour but de déterminer l'importance de l'influence des effets d'exploitation à ciel ouvert (effets arrière, vibration, et projection des roches) sur l'environnement dans la cimenterie de la Farge à M'sila et on 'a organisée notre travail comme suite :

- Le premier chapitre est réservée pour une étude bibliographique sur l'abattage ;
- La géologie et la méthode d'exploitation du gisement de calcaire Chouf Amar à Hammam Dalaa est représentée dans la deuxième chapitre ;
- Le troisième chapitre porte une étude sur l'influence des paramètres de tir sur l'environnement;
- En fin on a traité la sécurité de l'entreprise ainsi que l'environnement et on termine par une conclusion générale.

I. Etude bibliographique sur l'abattage

I.1. Généralité

On peut définir comme exploitation à ciel ouvert tous les travaux qui mettent à nu le gisement à exploiter en enlevant les terrains de couverture et extraire ensuite le minerai, donc dans ce type d'exploitation appelé aussi découverte, tous les terrains (stériles) qui recouvrent la substance à exploiter sont enlevés permettant ainsi un accès facile à celle-ci, on doit distinguer deux opérations dans ce type d'exploitation :

- ✓ Le décapage ou découverte ;
- ✓ L'extraction du minerai.

Ces deux opérations sont le plus souvent effectuées simultanément sur les chantiers, ce type d'exploitation présente du point de vue sécurité, des avantages certains sur l'exploitation souterraine, par contre il peut poser des gros problèmes sur l'environnement, ici cette exploitation se fait sur des gradins à front vertical, on met en place une mine à ciel ouvert lorsque le minerai se trouva relativement proche de la surface.

L'opération d'abattage dans une mine consiste à détacher la roche à extraire du massif et à la réduire en éléments plus petits pour la manutentionner et la transporter, donc quelle que soit la méthode d'exploitation adoptée, la première chose à faire est à abattre le minerai avant de faire circuler dans les voies intérieures et d'extraire de la mine [3].

I.2. Anciens Procédés

I.2.1. Travail à la main

L'abattage à la main convient aux matières peu résistantes, il nécessite des outils qui servent à l'attaque de la matière et à son chargement dans les véhicules de transport, tout le monde connaît les outils du terrassier : la pioche à deux branches respectivement pointue et tranchante, la pince levier en fer affûté en pointe, les coins en bois, à pointe et à frette en fer, ...etc.

Le mineur travaille en général une matière plus dure que la houille et doit alors avoir des outils d'attaque spéciaux : le ciseau avec une massette de 2 à 3 kg , la pointerolle qui est un ciseau à pointe carrée muni d'une manche en bois permettant de le tenir facilement, on

frappe sur la tête avec la massette, les ciseaux s'émoissant très vite et le mineur en porte au chantier un assortiment qu'il enfle dans une chaînette.

L'outil de chargement est dans tous les cas la pelle ou ses variétés, le râble et la pelle à grille quand on travaille dans l'eau, en parlant de l'exploitation de la tourbe nous avons fait connaître les outils du tourbier, les louchets servant à la fois à l'attaque et au chargement [3].



Fig I-1. Travail à la main [4].

I.2.2. L'abattage hydraulique

L'abattage hydraulique consiste à extraire au moyen d'un jet d'eau sous pression des matériaux peu ou non consolidés de manière à former une boue dont peuvent ensuite être extraits les métaux recherchés, cette méthode convient principalement aux dépôts métalliques et aux conglomérats, bien qu'elle puisse aussi être appliquée à l'exploitation du charbon, du grès et des résidus des ateliers métallurgiques.

L'application la plus courante et la mieux connue de l'abattage hydraulique est l'exploitation des placers où l'on récupère dans les sédiments alluvionnaires (placers) les grains de métaux tels que l'or, le titane, l'argent, l'étain et le tungstène, le choix de la méthode hydraulique se fait en considérant les éléments ci-après : sources d'eau et de pression, pente du terrain, distance séparant le front de taille, les installations de traitement, degré de consolidation du gisement à exploiter et surface disponible pour la mise en tas des stériles [3].

I.2.3. Travail au feu

Ce mode d'abattage à été très en faveur dans l'antiquité pour les roches les plus dures que la chaleur arrivait à étonner et que l'on faisait éclater en les refroidissant avec de l'eau après les avoir échauffées, le feu était installé dans des espèces des trémies ou sur des massifs de remblais placés devant le front de taille, ce procédé manquait de rapidité et d'énergie [3].



Fig I-2. Abattage eu feu [5].

I.3. Abattage mécanique

I.3.1. Introduction

Pour fragmenter mécaniquement une roche il faut utiliser un outil beaucoup plus dur qu'elle, une autre roche pouvant faire effet d'outil, alors que ce principe physique simple de fragmentation est répandu depuis des millénaires il à fallu attendre la révolution industrielle avant qu'apparaissent des engins utilisant le principe de la coupe mécanique des roches.

Malgré plusieurs tentatives de conception d'engins d'abattage la véritable naissance de la technologie de l'abattage mécanique n'a eu lieu en réalité qu'après la deuxième guerre mondiale avec l'apparition de système capable de se substituer complètement à l'explosif puisque assurant le cycle complet d'abattage, chargement et évacuation des produits abattus [1].

I.3.2. Limite d'emploi de l'abattage mécanique

Chaque fois que les dimensions de l'ouvrage à réaliser sont suffisantes pour amortir le surcoût d'investissement causé par l'emploi d'une machine d'abattage que la résistance de la roche permet une vitesse d'avancement convocabile et que son abrasivité ne rend pas prohibitive la consommation d'outil de coupe, l'abattage mécanique est presque systématiquement préféré à l'abattage à l'explosif et cela pour gagner en productivité, sécurité et qualité des chantiers, la compétition que se livrent abattage mécanique et abattage à l'explosif depuis maintenant un demi-siècle ne cesse de repousser continuellement la limite entre ces deux techniques vers des roches toujours plus agressives ou l'explosif reste encore le plus utilisé [1].

I.3.3. Engins d'abattage mécanique

I.3.3.1. Critères de choix [1]:

La possibilité de foisonner les matériaux avec les engins mécaniques sera déterminés après une analyse des propriétés mécanique des roches à extraire :

- Résistance à la compression simple : L'abattage des roches pourra être envisagée avec une résistance à la compression simple de 10 à 80 (Mpa) et parfois plus surtout lorsque les matériaux sont très fractures ;
- Résistance à la traction : Ce sont les mêmes critères que pour la résistance à la compression simple ;
- Structure de la roche, fracturations importantes (espacement des fissures) ;
- Stratifications importantes ;
- Fragilité : Aptitude d'une roche à la fragmentation par choc.

I.3.3.2. Méthode de travail [1]:

Tous les matériels de l'abattage mécanique se déplacent sur des chenilles qui assurent une meilleure stabilité et donc meilleure précision de coupe, l'outil de coupe est monte sur un tambour rotatif équipé des dents munies des pointes souvent au carbure de tungstène dont on peut régler en fonction des matériaux à extraire :

- Le nombre des dents et l'espacement ;
- Le type des dents ;

- Vitesse de rotation ;
- Profondeur de coupe.

I.3.3.3. Matériels utilisés : Il existe plusieurs matériels capables d'extraire et de foisonner des matériaux [1]:

a- Haveuses

Ces matériels travaillent au-dessus de leurs chenilles, la tête d'abattage soit tête rotative ou tambour rotatif est adaptée aux matériaux à extraire, elle est portée au bout d'un bras qui permet de travailler face à la machine dans toutes les directions au-dessus de ces chenilles.

Ces matériels attaquent donc les matériaux directement sur un front, sous cette tête d'abattage se trouve un plateau de réception des matériaux qui, avec un système de chargement alimente un convoyeur pour charger des unités de transport ou gerber les matériaux extraits, ce type de matériel est surtout utilisé dans les carrières ou mines souterraines et le creusement des tunnels.



Fig I-3. Haveuse [6].

b- Trancheuse équipée d'un broyeur de pierre

Ce matériel sur quatre chenilles pour s'adapter au sol sur lesquels ils se déplacent et rester stable possède un gros tambour rotatif placé au centre de la machine, équipé des pics au carbure de tungstène, ces matériels extraient toujours les matériaux de la surface sur laquelle ils évoluent sur des pentes longitudinales qui peuvent aller jusqu'à 20 % et des pontes transversales pouvant être au maximum de 7 à 8 (%).

En général les pics du tambour attaquent les matériaux de bas en haut en privilégiant la force d'arrachement de la roche, les matériaux sont donc extraits par rabotage, ces matériaux peuvent soit être déposés en andain entre les chenilles soit gérés sur les cotes, soit être chargés directement dans des unités de transport.



Fig I-4. Trancheuse équipée d'un broyeur de pierre [7].

I.3.3.4. Avantage du rabotage [1]:

- Foisonnement sans utilisation d'explosif ;
- Très sûre pratiquement sans risque pour le personnel qui n'a pas à manipuler des produits dangereux ;
- Les surfaces coupées sont propres et les talus stables ;
- En utilisant un correcteur des dévers on obtient un meilleur drainage et donc des matériaux plus secs ;
- Extractions sélectives et précises par couches minces si leur inclinaison le permet ;
- Mélange, bonne homogénéisation des différentes couches ;
- Moins des matériels sur le site et donc moins de risque d'accident ;
- Impact réduit sur l'environnement ;
- Réduction de bruit et de vibration.

I.3.4. Les outils de coupe mécanique

Les outils de coupe constituent le véritable instrument d'avancement de tout système d'abattage mécanique car ce sont eux qui sont en contact direct avec la roche au front de taille

et qui en provoquent la rupture pour la transformer en fragments pouvant être évacués par le système de marinage, il existe trois classes principales des outils :

- La griffe, de la charrue à la défonceuse, sont utilisées dans les sols meubles ;
- Le pic ;
- Molette.

Les pics et les molettes dans l'abattage des roches (la défonceuse ou ripper est efficace aussi dans certaines roches fracturées, altérées ou en plaquettes) [1].

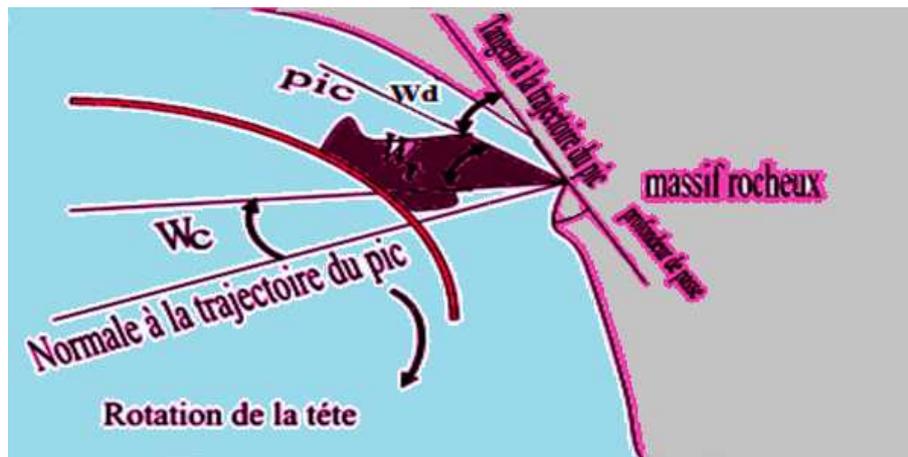


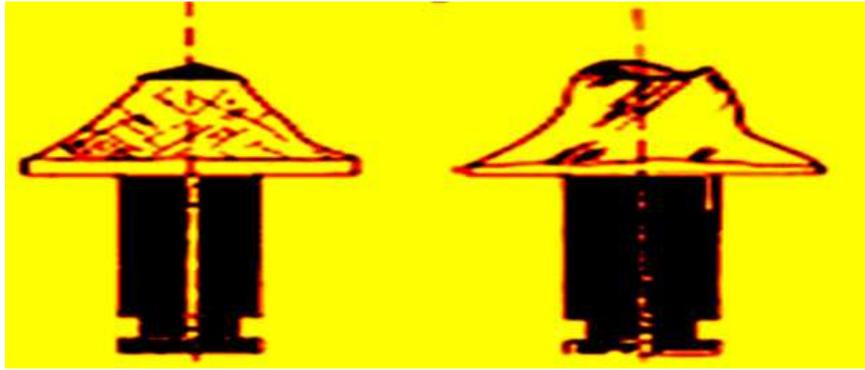
Fig I-5. Angle d'attaque d'un pic [1].

I.3.4.1. Mécanisme de l'usure des outils de coupe

Il existe plusieurs types d'usure, l'usure par abrasion, par fatigue, par corrosion et par adhésion, même si ces usures peuvent agir simultanément selon les conditions de sollicitation, ce sont les usures par abrasion et par fatigue qui sont les plus rencontrées sur les outils de coupe :

- L'usure abrasive : est de type thermo-mécanique associée au frottement et à l'échauffement des taillants contre la roche au cours du processus de coupe ;
- L'usure par fatigue : entraîne la destruction par chocs des taillants suite à des vibrations sévères sur la tête d'abattage.

Une manière de poser le problème de l'usure des outils de coupe est de considérer qu'on a affaire, lors de la coupe de la roche, à deux processus simultanés, le premier est macroscopique et concerne la rupture de la roche par l'outil, le deuxième est microscopique et concerne la coupe du taillant lui-même par les grains abrasifs de la roche [1].



Usure bien répartie

Usure mal répartie

Fig I-6. Exemple d'usure et de rupture d'outil [1].

I.4. L'abattage à l'explosif

I.4.1. Introduction

Dans les mines et les carrières le rôle de l'explosif est prépondérant, c'est de lui que dépend toute la chaîne des travaux en avant, c'est pour ce fait qu'il est impératif de bien choisir le type de l'explosif à utiliser compte tenu des caractéristiques physico-mécanique de la roche, de sa résistance à l'eau et de la nature de l'explosif, on détermine alors la consommation spécifique de l'explosif.

C'est de ce paramètre que dépendent tous les autres paramètres de foration et de tir à savoir le diamètre du trou, la ligne de moindre résistance, la maille de foration et la charge par trou, la destination principale de l'opération d'abattage est la modification de l'état naturel de la roche par sa fragmentation avec l'utilisation des explosifs suivie par des organes d'attaque pour le débitage secondaire [8].

Il existe quatre méthodes bien distinctes d'abattage à l'explosif dans l'exploitation à ciel ouvert [9]:

- L'abattage par trous de mine ordinaires de petit diamètre (40 à 50 mm) ;
- L'abattage par trous de mine de grand diamètre (200 à 400 mm) et de grande profondeur ;
- L'abattage par trous de mine poches ;
- L'abattage par trous grand fourneau de mine.

I.4.2. Généralités sur l'explosif

I.4.2.1. Définition d'explosif [10]:

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 capable 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).

La décomposition d'explosif donne naissance à deux actions différentes et complémentaires :

- Une onde de choc : effet de choc, brisance ;
- Un dégagement d'un grand volume de gaz à très haute température : effet de poussée.

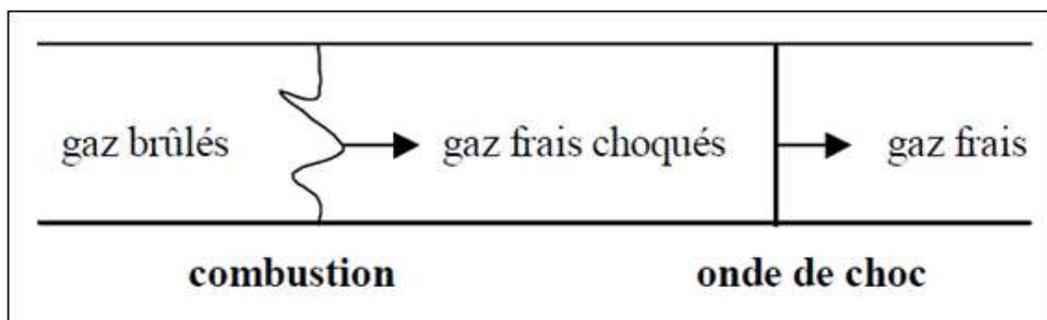


Fig I-7. Propagation de l'onde de choc issue d'une détonation [10].

I.4.2.2. Familles des explosifs : Actuellement ils existent six grandes familles des explosifs industriels [11]:

a- 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.

b- Explosifs nitratés : Sont à base de nitrate d'ammonium (80 % environ en masse) et d'un explosif pur.

c- 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.

d- Explosifs bouillies : Sont constitués par un mélange de combustible (aluminium, huiles minérales), 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 deux formes distinctes :

- Les gels à consistance pâteuse qui sont généralement encartouchés ;
- Les bouillies pompables dont la consistance liquide permet le chargement en vrac par pompage.

e- Emulsions : 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.

f- 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 :

- Des 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 ;
- Des pâtes plus ou moins visqueuses contenant des granules 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.

Tableau I-1. Caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX [11].

Désignations	Densité (g/cm ³)	Vitesse de Détonation (m/s)	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	[1,4 – 1,5]	[4 000 – 6 000]	Excellent	Roches dures et humides
Nitrates	[1,0 – 1,15]	[4 000 – 6 000]	Médiocre	Roches de dureté moyenne peu humide
Nitrate fuels (ANFO)	0,9	[3 000 – 4 000]	Faible	Roches de dureté moyenne et tendre
Emulsions	[1,2 – 1,5]	[4 000 – 5 000]	Excellent	Roches dures et humides

I.4.2.3. Processus de transformation des explosifs [11]:

Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes résumés dans le tableau suivant :

Tableau I-2. Les trois modes de la décomposition [11].

	Combustion simple	Déflagration	Détonation
Caractéristiques	réaction se propagent par conductivité thermique	combustion accélérée par accroissement de la pression et de la température	création d'une onde associée à la réaction chimique
Vitesse de transformation	modérée de l'ordre du centimètre par seconde	rapide de l'ordre de l'hectomètre par seconde 300 à 1 500 (m/s)	très rapide de l'ordre du kilomètre par seconde dont la vitesse de décomposition est supérieure à 2 000 (m/s)
Effets	l'explosif brûle	l'explosif déflagre : il y a de poussée progressive.	l'explosif détone : il y a effet de brisance, avec poussée brutale, choc, ce sont les dynamites, les explosifs nitrates (nitrates fiouls, gels et émulsions).

Le mode de décomposition dépend essentiellement de :

- La nature de l'explosif et sa sensibilité à l'amorçage ;
- Son confinement, un explosif peu sensible non confiné peut se décomposer sous la forme d'une combustion simple, si le confinement augmente le régime de décomposition sera la déflagration ou la détonation, en fonction de la vitesse de transformation de la matière.

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité, on trouve :

- **Les explosifs primaires** : Très sensible et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc ;
- **Les explosifs secondaires** : Relativement moins sensibles, leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif.

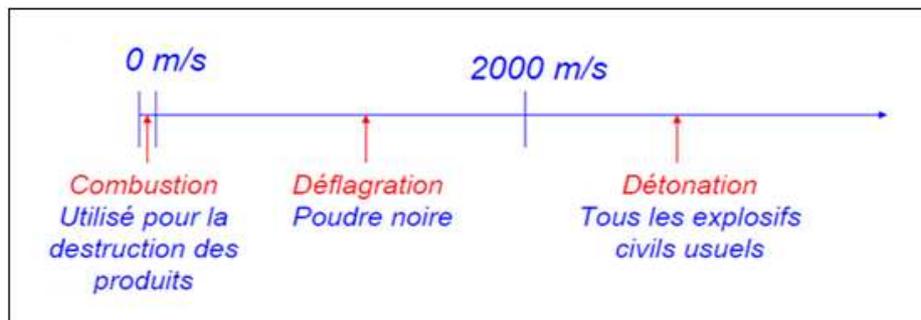


Fig I-8. Vitesse de réaction /décomposition [11].

I.4.3. Objectif de tir à l'explosif [12]:

La méthode d'abattage à l'explosif est en général utilisée dans les carrières des roches massives et dures, en effet dans le cas des 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 des roches importants et ce avec des moyens limités en termes d'engins (foreuse et engins des 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 à priori simples, implantation et foration des trous, chargement et amorçage des explosifs, l'abattage à l'explosif va avoir différents objectifs :

- Assurer la sécurité, c'est à dire pas des projections et pas des tirs bloqués ;
- Abattre un grand volume de roche, avec :
 - ✓ Une granulométrie adaptée aux installations, avec une proportion des blocs et des 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 la carrière avec :
 - ✓ Un bon alignement des fronts et de la plate-forme ;
 - ✓ Des effets arrière réduits.

I.4.4. Procédure de tir

- Implantation du tir dans la carrière ;
- Foration des trous de mine ;
- Remplissage en explosifs ;
- Raccordements ;
- Mise en sécurité des lieux et pose de sismographe sur les premiers habitants ;
- Tir ;
- Temps de sécurisation.

I.4.4.1. Mode opératoire [13]:

Les explosifs d'une nature et d'une puissance adaptée sont disposés en colonne dans des trous réalisés par forage et correspondant à la hauteur de la roche à abattre.

Des détonateurs électriques placés en fonds des trous, sont réglés avec des micros-retards, les charges peuvent être mono ou bi-étage autant des paramètres qui permettent d'échelonner et de coordonner le déclenchement des ondes de choc pour en répartir et optimiser l'impact, le bourrage constitué en haut de colonne empêche la libération verticale de gaz, il se fait après la pose de la charge explosive dans le trou de mine, ce bourrage se fait soit :

- Au moyen des cuttings de forage ;
- Au moyen des stériles ;
- Au moyen des sacs de sable.

C'est donc la définition d'un plan de tir très précis déterminé au cas par cas, qui permet d'obtenir le meilleur résultat.

I.4.5. Dimensionnement d'un schéma de tir

I.4.5.1. Plan de foration [14]:

Pour abattre un massif à l'explosif on réalise un ensemble des trous de mine, les paramètres géométriques et les paramètres de chargement qui interviennent sont ainsi définis :

- La plate forme, zone sur laquelle évolue les engins définit un plan nommé carreau ;
- Le front est la surface libre qui va être abattue, les paramètres essentiels du front sont sa hauteur (réglementairement limitée à 15 m), son inclinaison et sa régularité ;
- Les distances entre deux rangées (ou bien distance entre le front et la première rangée) doivent être égales, on appelle cette distance banquette ;
- L'espacement est la distance entre deux trous d'une même rangée ;
- On désigne par maille le couple banquette-espacement ;
- L'inclinaison des trous par rapport à la verticale détermine la longueur à forer en fonction de la hauteur du front, la longueur de foration additionnelle par rapport au carreau est désignée par sur foration.

D'une façon générale la valeur de la ligne de moindre résistance (W) au pied du gradin est fonction de plusieurs facteurs géologiques et techniques tels que : la dureté des roches, à la hauteur du gradin, le diamètre des trous de mine et le type d'explosif.

Si la distance W est très faible les fissures s'étendront jusqu'à la surface libre et ne permettront pas la mise en pression, le souffle et la pression seront augmentés, par une grande valeur de W provoque une grande résistance au souffle ainsi qu'une mauvaise fragmentation, lors du l'abattage, la succession des phénomènes est la suivante :

- La détonation et l'onde longitudinale vers l'extérieur ;
- La formation d'un réseau des fissures radiales jusqu'à environ quatre fois le diamètre de forage ;
- La réflexion d'onde de traction contre la surface libre ;
- L'ouverture des fissures radiales tangentes aux fronts d'onde, c'est-à-dire à la surface libre ;
- La pénétration préférentielle de gaz sous pression ;
- L'écartement et la fragmentation.



Fig I-9. Foration d'un trou de mine au niveau de la carrière de Chouf Amar.

I.4.5.2. Plan de chargement

Avant d'introduire les cartouches d'explosif il convient de s'assurer que celles-ci ne risquent pas de se coincer, en effet il est interdit d'enfoncer de force une cartouche, il est donc nécessaire de vérifier au préalable le diamètre du trou de mine sur toute sa longueur à l'aide d'un bourroir d'un diamètre égale ou légèrement supérieur à celui des cartouches utilisées, si le passage du bourroir ne se fait librement le trou doit être réalisé [9].

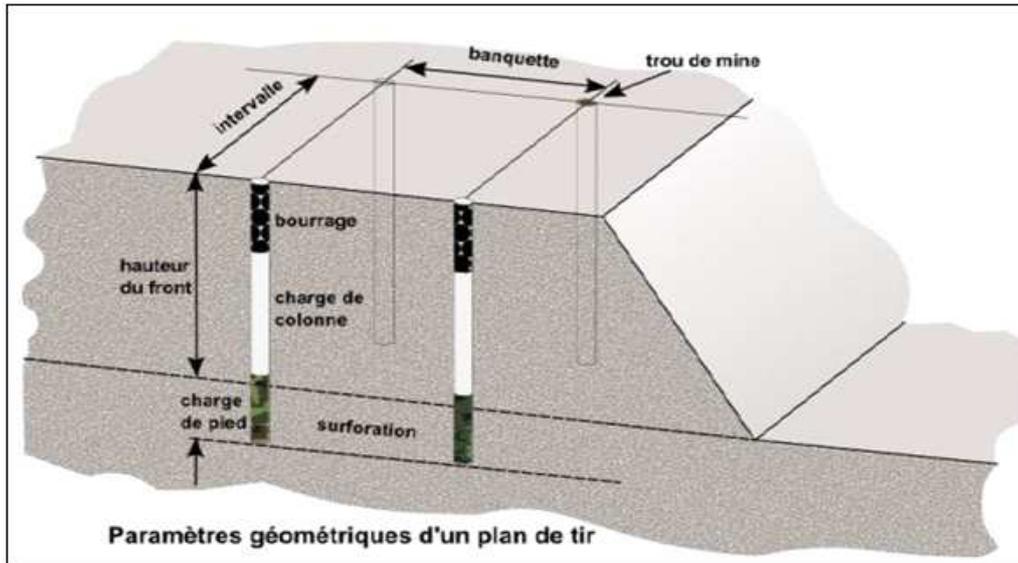


Fig I-10. Paramètres géométriques constituant un schéma de tir [15].

I.4.5.3. Accessoires de tir [16]:

Pour la mise à feu des différentes charges explosives il est nécessaire de recourir à des moyens d'inflammation spécialement conçus pour les travaux de mine tels que : mèche lente, détonateur pyrotechnique, amorce électrique, cordeau détonant... etc.

Le succès d'une volée dépend dans beaucoup de cas de ces dispositifs de mise à feu de leur mise en œuvre et de l'emploi judicieux qu'on en fait, leur choix joue un rôle aussi important que celui de l'explosif.

A- Mèche lente : Mèche lente est constituée d'une âme de poudre noire entourée de plusieurs enveloppes des fils tressés, recouverts d'une gaine de PVC, sa vitesse de combustion est de [90 - 120] (m/s), elle est utilisée pour l'allumage des détonateurs pyrotechniques.

B- Cordeau détonant : Le cordeau détonant est flexible, il est composé d'une âme en penthrite, c'est un explosif très puissant, il est enveloppé des fils tressés recouverts d'une matière plastique, cela lui confère une étanchéité et une résistance élevée à l'eau, sa vitesse de détonation est supérieure à 6 500 (m/s).

Il sert essentiellement à transmettre la détonation à plusieurs charges lors des tirs simultanés, il peut remplacer dans certains cas la charge explosive pour certains types des travaux tels que pré fissuration, découpage et poste-découpage de la roche, il peut amorcer par tous les types de détonateurs électriques et pyrotechniques.

C- Détonateurs pyrotechnique : Pour l'amorçage des charges d'explosifs ces détonateurs peuvent être classés au vu de leur sensibilité à l'électricité selon trois catégories :

a- Détonateurs instantanés : Avec l'emploi des détonateurs instantanés l'amorçage des charges explosives sont parfaitement simultanés il n'y a pas de retard (le numéro de retard est égal à zéro).

b- Détonateurs sismiques : L'ONEX produit pour les recherches géophysiques des détonateurs instantanés dits sismiques spécialement adaptés pour les tirs de sondage (régularité d'allumage, étanchéité, bonne protection).

c- Détonateurs à retard :

- **Détonateurs à retard demi-seconde « DER »** : L'emploi des détonateurs à retard de demi-seconde (DER), l'amorçage de la charge explosive se fait après la combustion de la composition retardatrice, les temps de retard varient de 0,5 (s) pour le n°1 jusqu'à 6 (s) pour le n°12, il existe 12 numéros de retard soit 13 avec le numéro zéro (détonateur instantané) ;
- **Détonateurs microretard « DMR »** : Ces détonateurs différents des détonateurs à retard par les temps de retard beaucoup plus court de l'ordre de 20 (ms).

L'ONEX fabrique des détonateurs à microretard avec 12 degrés de retard, la durée du retard en (ms) varie entre 0 à 240 (ms);

D- Fil de tir : Le fil de tir est de diamètre de 0,6 (mm) et une section de 0,283 (mm²), sa résistance pour 100 (m) est de 6,1 (Ω).

I.4.5.4. Amorçage [16]:

Pour provoquer la décomposition d'un explosif il est nécessaire de lui apporter un minimum d'énergie dite énergie d'activation, il existe plusieurs manières d'apporter cette énergie chacune d'elles se traduit par un phénomène de transfert thermique rapide qui à pour origine des chocs, des frottements des étincelles, des inflammations, une onde de choc ... etc.

A- Différents systèmes d'amorçage : Les systèmes les plus utilisés sont les détonateurs électriques ou non associés ou non à des cordons détonants, les réactions pyrotechniques dans un détonateur se développent de la façon suivante :

La première énergie thermique est apportée par :

- Une mèche ou cordeau Bickford (de plus en plus abandonné par la profession pour des raisons de sécurité) ;
- Par un guide d'onde de choc à 200 (m/s) dans un tube Nonel ou explosion contrôlée dans un gaz ;
- Une perle d'allumage dans le cas d'un détonateur électrique « DEI », ce mode d'amorçage est le plus répandu car il garantit, en général la meilleure fiabilité.

B- Types d'amorçages

a- Amorçage latéral : L'amorçage latéral est réalisé par détonation d'un cordeau détonant, ce cordeau détonant est caractérisé par sa densité de penthrite exprimée en (3,5 à 70 g/m) et par sa vitesse de détonation (6 000 à 7 000 m/s).

b- Amorçage ponctuel : Avec un détonateur par trou placé sur la première cartouche mise en place, la détonation est propagée du bas vers le haut par l'explosif, l'amorçage ponctuel postérieur s'est révélé plus intéressant et plus avantageux que l'amorçage ponctuel antérieur.

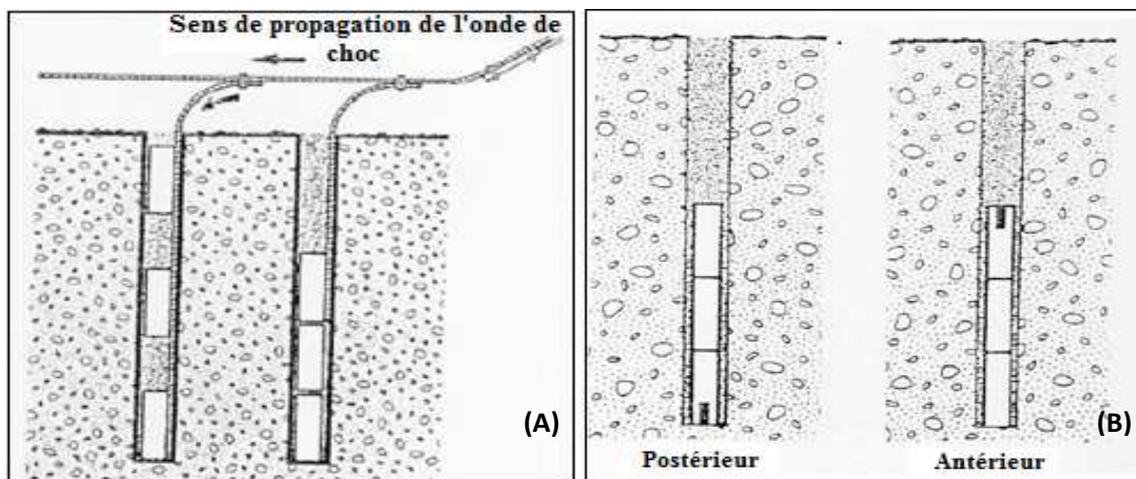


Fig I-11. Amorçage latéral (A) et l'amorçage ponctuel (B) [16].

I.4.5.5. Raccordement [14] :

Lorsque toutes les mines sont chargées et bourrées le raccordement s'effectue suivant une technique propre à chaque mode d'amorçage afin de pouvoir procéder au tir de la volée.

Il est interdit d'abandonner sans surveillance un trou de mine charge, si le travail est effectué à plusieurs postes le boutefeux du poste qui n'a pu effectuer le tir attend sur place le

boutefeux du poste suivant pour lui donner les renseignements permettant d'achever l'opération en sécurité, toutes les mines chargées doivent être tirées d'une seule volée afin de ne pas risquer de détériorer les dispositifs d'amorçage des mines qui ne seraient pas tirées ;

Le bourrage est un matériau inerte placé soit entre deux charges (bourrage intermédiaire), soit en haut de trou (bourrage terminal ou final), la séquence d'amorçage est l'ordre dans lequel détonnent les différents détonateurs placés dans les mines.

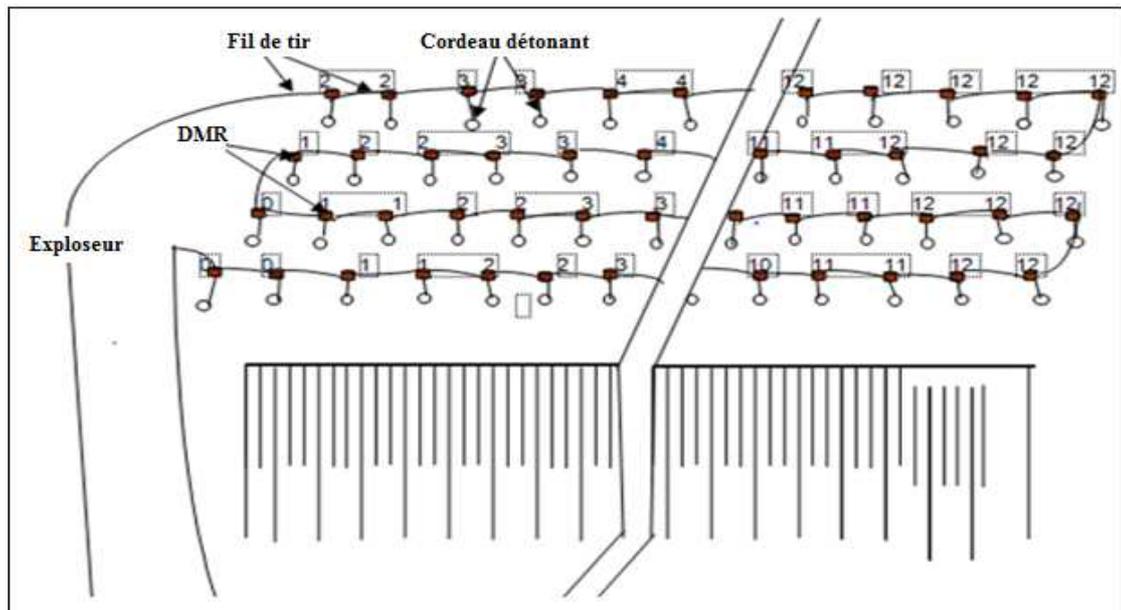


Fig I-12. Schéma de connexion d'un tir [8].

I.4.5.6. Mode d'initiation : On distingue deux modes d'initiation :

- L'initiation électrique qui se fait à l'aide des allumeurs électriques et des électro-détonateurs, les capsules détonatrices connectées directement aux allumeurs sont appelées détonateurs électriques instantanés ;
- L'initiation par feu qui se fait au moyen d'une mèche lente et d'un détonateur ordinaire dont la partie vide est appelée à recevoir la mèche lente pour sertissage.

La mèche lente a comme particularité de brûler avec une grande régularité et de produire en fin de combustion sur une longueur donnée, un jet d'étincelles capable d'allumer la charge d'allumage située dans le détonateur, la vitesse de combustion est de 9 (mm/s), le détonateur ordinaire ou simple est utilisé pour la communication d'un choc violent à la charge du cordon détonant [9].

I.4.5.7. Nettoyage du chantier : On concentre tous les cartons et papiers qui contenaient les explosifs en un lieu qui ne sera pas perturbé par les tirs, ce tas sera brûlé après l'abattage [9].

I.4.5.8. Sécurité de l'abattage [9]:

Avant la mise à feu on déplace tout engin minier à une distance plus sécurisée, il s'agit des sondeuses, des bulldozers, des scrapers, des excavateurs, des compresseurs, du coffret et de son câble ou on a coupé préalablement le courant, quelque fois le coffret et les pompes d'exhaure sont protégés par des touques.

Après une brève et attentive vérification, le chef mineur ordonne à tous les ouvriers ou mineurs de quitter le chantier au son de la trompette, tandis que lui et son boutefeu restent sur le chantier, le camion fait le tour de tout le chantier et laisse à endroit délicat un ouvrier à la trompette et au drapeau rouge, ce parcours étant effectué, le camion revient au chantier pour prendre le chef mineur et son boutefeu.

Pour la mise à feu des amorces électriques sont fournis par des explosifs, nous distinguons :

- Les explosifs dynamo-électriques : Ce sont les appareils où le courant d'allumage est produit par un petit générateur à courant continu avec auto excitation ;
- Les explosifs à condensateurs : Qui sont caractérisés par un volume relativement restreint une très grande puissance et un poids qui leur confère une bonne maniabilité, le chargement des condensateurs est réalisé par un générateur à courant alternatif ;
- Actionné à la main : Ces explosifs sont munis des dispositifs de sécurité qui permettent la mise à feu des amorces que si la charge des condensateurs est complète.



Fig I-13. Explosif type 861 (Explosif à condensateur) [16].

I.4.6. Paramètres lié aux tirs : Ces paramètres sont contrôlables ou non comme indiqués dans le Tableau suivant :

Tableau I-3. Paramètres de tir de mine [10].

Contrôlables	Incontrôlables ou difficilement contrôlables
<p style="text-align: center;">Paramètres géométriques</p> <ul style="list-style-type: none"> Diamètre du trou Longueur de foration Sur profondeur de foration Inclinaison du trou Longueur de bourrage Matériel de bourrage Hauteur de talus Géométrie de maille Rapport espacement/banquette (rapport de maille) Configuration globale de la géométrie du tir Direction de tir Nombre de faces libres Taille de volée 	<p style="text-align: center;">Paramètres du massif en place</p> <ul style="list-style-type: none"> Géologie Résistance et propriétés de matériaux Discontinuité préexistantes dans le massif
<p style="text-align: center;">Paramètres liés à l'énergie explosive</p> <ul style="list-style-type: none"> Type d'explosif utilisé Energie (choc, gaz) Configuration de chargement Méthode de chargement Type d'amorçage et séquence d'initiation. 	<p style="text-align: center;">Paramètre hydrologique</p> <p style="text-align: center;">Eau (quelque fois maîtrisable)</p> <hr style="border: 0.5px solid black;"/> <p style="text-align: center;">Autres</p> <p style="text-align: center;">Temps</p>

I.4.7. Mécanisme de fragmentation à l'explosif [17]:

Lors de la décomposition de l'explosif la réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc (discontinuité brusque de pression), l'effet de choc est proportionnel à l'importance de la discontinuité de pression, l'effet de gaz est proportionnel à l'importance du volume de gaz dégagé par unité de volume d'explosif.

I.4.7.1. Phases de la détonation

a- Phase 1 - temps $t_0 + \varepsilon$: La colonne d'explosif est transformée en quelques millisecondes en colonne de gaz animée d'une vitesse (V), ces gaz à haute pression et haute vitesse entrent violemment en contact avec la paroi et créent une onde de choc sur l'interface explosif gaz - roche.

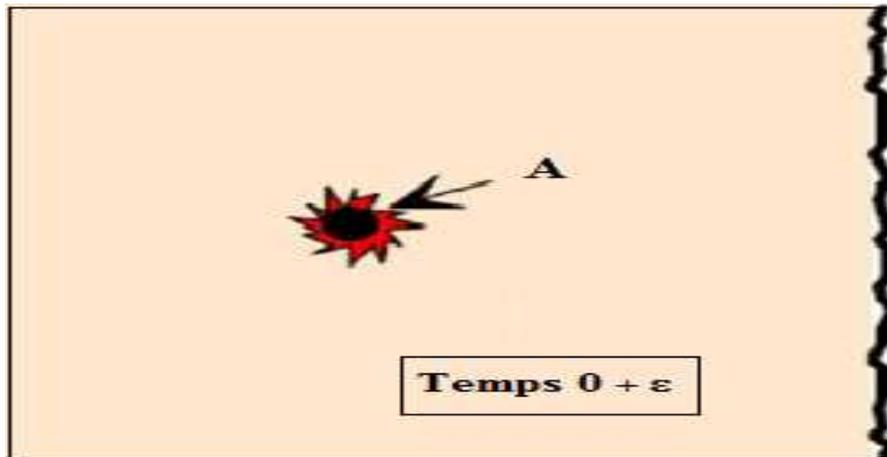


Fig I-14. Création d'une onde de choc sur l'interface (explosif gaz – roche) [17].

b- Phase 2 - temps $t_0 + 0,7$ ms : Cette onde de choc se propage dans la roche en s'amortissant rapidement, au voisinage direct du trou on est largement au-dessus de la résistance à la compression (R_C), entre $6b$ et $12b$ (b : rayon du trou), on dépasse la zone de pré rupture.

Cela induit des fissurations radiales (B) qui ne dépassent pas là, au-delà de $6b$ à $12b$ (limite C), on est en zone élastique l'onde de choc traverse le massif à la vitesse C_0 (vitesse du son dans la roche) sans la détruire.

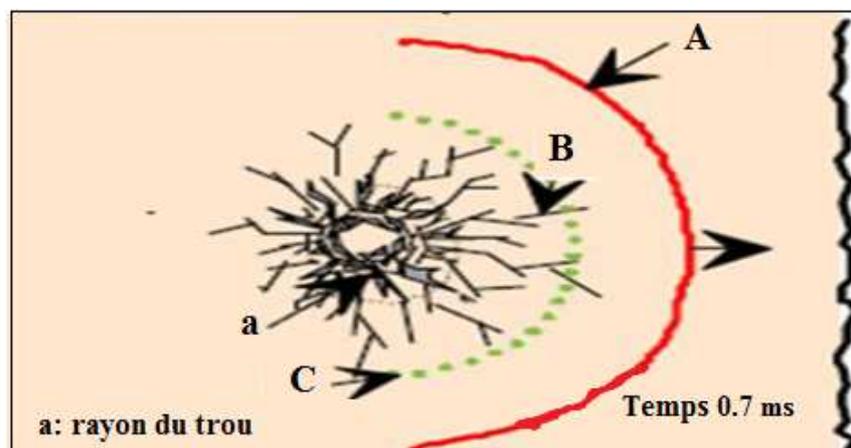


Fig I-15. Propagation d'onde de choc et formation des fissures radiales [17].

c- Phase 3 - temps $t_0 + 1,3$ ms : Lorsque l'onde de choc atteint le front de taille, elle se réfléchit, la roche étant très résistante à la compression mais peu à la traction ($R_t = R_c/20$), l'onde réfléchie dépasse largement R_t , elle provoque un phénomène de fissuration sensiblement parallèle au front de taille ou écaillage.

Cette onde réfléchi se propage vers l'arrière et va croiser le réseau des fissurations radiales précédemment formé, pratiquement dans le même temps les gaz résiduels pénètrent dans les fissures et les écartent, la pression diminue.

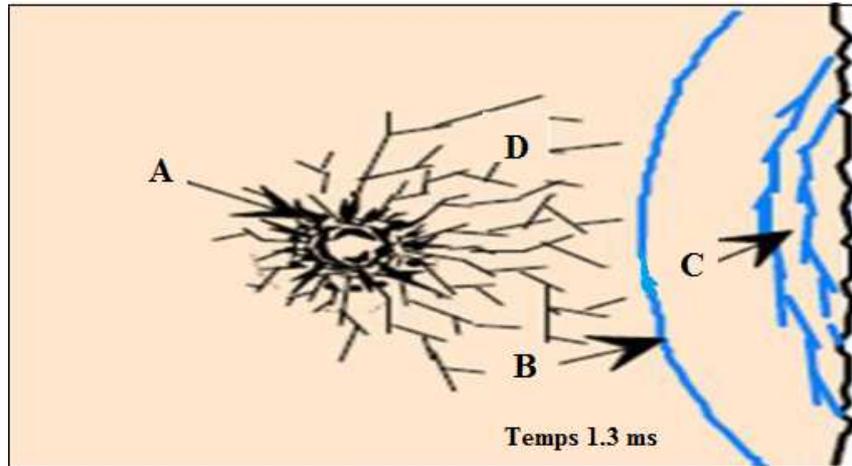


Fig I-16. Réflexion d'onde de choc et leur effet [17].

d- Phase 4 - temps $t_0 > 15$ ms : La roche est maintenant fragmentée par l'effet combiné de la fracturation radiale et de la fracturation réfléchi, les gaz résiduels propulsent les matériaux hors de la cavité.

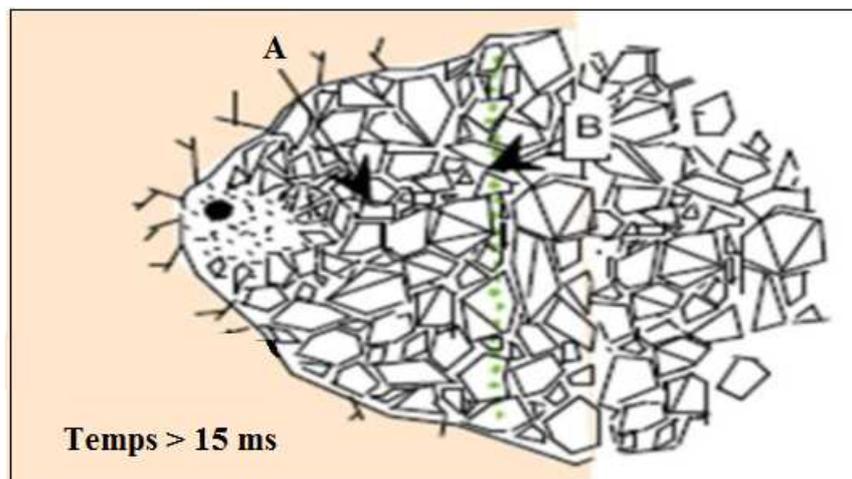


Fig I-17. Propulsion des matériaux [17].

I.5. Conclusion

D'après ce chapitre que nous avons fait on conclue que : dans la plupart des cas la préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux nécessaires et admissibles pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport.

Vu la dureté de la roche dans les carrières et mines, la méthode de préparation des roches par des travaux de forage et de tir qui est le plus répandus parmi les autres méthodes connues.

Dans la prochain chapitre nous allons étudier la géologie et le plan d'exploitation de la carrière de Chouf Amar.

II. Géologie et plan d'exploitation de la carrière de Chouf Amar

II.1. Introduction

Le gisement à été étudié en 2003 par CETIM Boumerdès dans le cadre du projet dénommé Cimenterie de M'sila, ce projet touchait plusieurs gisements des matières sur dosées (Chouf Amar, El Goutaia) et sous dosées (Bir Madhi Est, Bir Madhi Ouest), plusieurs autres études ont été réalisées ultérieurement pour détailler la structure et la géochimie du gisement.

Il à été étudié comme source principale de matière sur dosée (riche en CaO), c'est pourquoi la cimenterie est implantée à proximité car la matière extraite compose la plus grande partie du mélange cru [75 – 80] %, le reste étant constitué d'une matière alumineuse (Argile), siliceuse (Sable) et ferrugineuse (Minerai de fer) [18].

II.2. Information générale sur l'entreprise

II.2.1. Présentation générale de l'entreprise

La société Spa Lafarge Ciment de Msila dont dépend la carrière audité fait partie de Lafarge qui est un groupe industriel français, leader mondial dans le secteur de la production de ciment en Algérie, le groupe est présent dans trois activités principales : Ciments (LCM, CILAS...), plâtre (COLPA), granulats et béton (LBA).

LCM exploite la Cimenterie de M'sila qui à une capacité de 5 (MT/an) de ciment gris, pour alimenter l'usine, LCM dispose de six carrières des matières premières : calcaire (Chouf Amar, Debil, El Goutaia), argile (Bir Madhi) et gypse (Chaiba -W.Biskra) [19].

II.2.2. Historique

L'exploitation des calcaires à la carrière Chouf Amar, ces calcaires sont considérés des matières premières sus-dosé débuté en 2003, avec une capacité de production annuelle réalisée est 4 600 000 des tonnes par an, l'évaluation des réserves totales avant le début d'exploitation est estimée de 232 millions des tonnes avec une durée de vie totale de 60 ans, l'évaluation des réserves restantes de la carrière Chouf Amar étant une tache absolument nécessaire pour l'avenir de cimenterie Hammam Dalaa.

La planification de cette cimenterie basée essentiellement sur les prévisions d'amélioration des techniques d'exploitation et d'optimisation de la qualité des produits pour satisfaire les besoins de marché, en plus du fait que certaines parties des dépôts calcaires étant incluses dans le gisement aient été exploitées, la production a varié d'année en année selon les objectifs de société et les besoins des clients [18].

II.3. Généralités sur la région d'étude

II.3.1. Situation géographique et administrative du périmètre d'étude

La wilaya de M'sila est située dans la partie Centre-Est du pays, soit à 250 (km) au Sud-Est de la capitale Alger, elle est limitrophe avec les wilayas de Bouira et Bordj Bou Arreridj au Nord, Batna à l'Est, Biskra au Sud-Est, Djelfa et Médéa à l'Ouest.

S'étendant sur une superficie de 20 000 (km²), elle comprend des aires géographiques variés, massif des Bibans et monts du Hodna au Nord, dépression du chott El-Hodna au centre et l'Atlas Saharien dans sa partie méridionale, la localité de Hammam Dalâa, lieu d'implantation du projet, est une daïra relevant de la wilaya de M'sila, située aux confins Nord celle-ci à la lisière occidentale de la chaîne du Hodna, plus précisément à 50 (km) au Sud de la localité d'El M'hir et 25 (km) au Nord-Ouest du chef-lieu [20].



Fig II-1. Image de la situation de la carrière de Chouf Amar (Image avec Google Earth).

II.3.2. Identification des éléments constitutifs du site minier [18]: Le site minier est constituée de :

- La zone d'extraction de la matière ou carrière : L'exploitation minière s'opère dans cette zone en carrière à ciel ouvert par des moyens mécaniques et abattage à l'explosif. Les blocs abattus sont transportés vers la zone de traitement ou concasseur primaire ;
- La zone du premier traitement : Située dans l'enceinte de l'usine au Sud de la carrière, elle comprend de puissants concasseurs pour le calcaire et l'argile qui sont utilisés pour toutes les carrières et non seulement celle de Chouf Amar ;
- Les ateliers : Ils sont situés dans l'enceinte de l'usine et comprennent différents ateliers pour la réparation et la maintenance des engins de la carrière ;
- Les bureaux : Situés aussi dans l'enceinte de l'usine, ils comprennent les principaux services liés à l'exploitation des carrières.



Fig II-2. Concasseur primaire (à marteau).



Fig II-3. Carrière de calcaire.



Fig II-4. Services et administration.



Fig II-5. Atelier de maintenance.

II.3.3. Etude de gisement de calcaire de Chouf Amar :

A- Situation morphologique et infrastructure : Il est situé à 08 km au Sud-est de Hammam Dalàa au lieu dit Chouf Amar, soit à 2,5 km de la route asphaltée en partie, menant vers la localité d'El Euch (BBA), il est circonscrit dans un polygone ABCDE dont les coordonnées Lambert, d'après la feuille n° 140 et 141 au 1/50 000 (Fig II-7), sont les suivants. (Tableau II-1).

Tableau II-1. Coordonnées Lambert de gisement de Chouf Amar [20].

Coordonnées	A	B	C	D	E
X	658,435	659,220	659,650	659,725	658,500
Y	290,485	290,290	289,965	289,000	288,955
Superficie Totale : 159 ha					

Morphologiquement, le gisement de Chouf Amar fait partie d'un vase massif étiré dans une direction longitudinale sur plus de 150 km, il se présente sous forme de deux compartiments monoclinaux bien distincts, d'angle de pendage de 10° à 15° (SNE -NSW - N75° et SSE - N 170 +) [20].

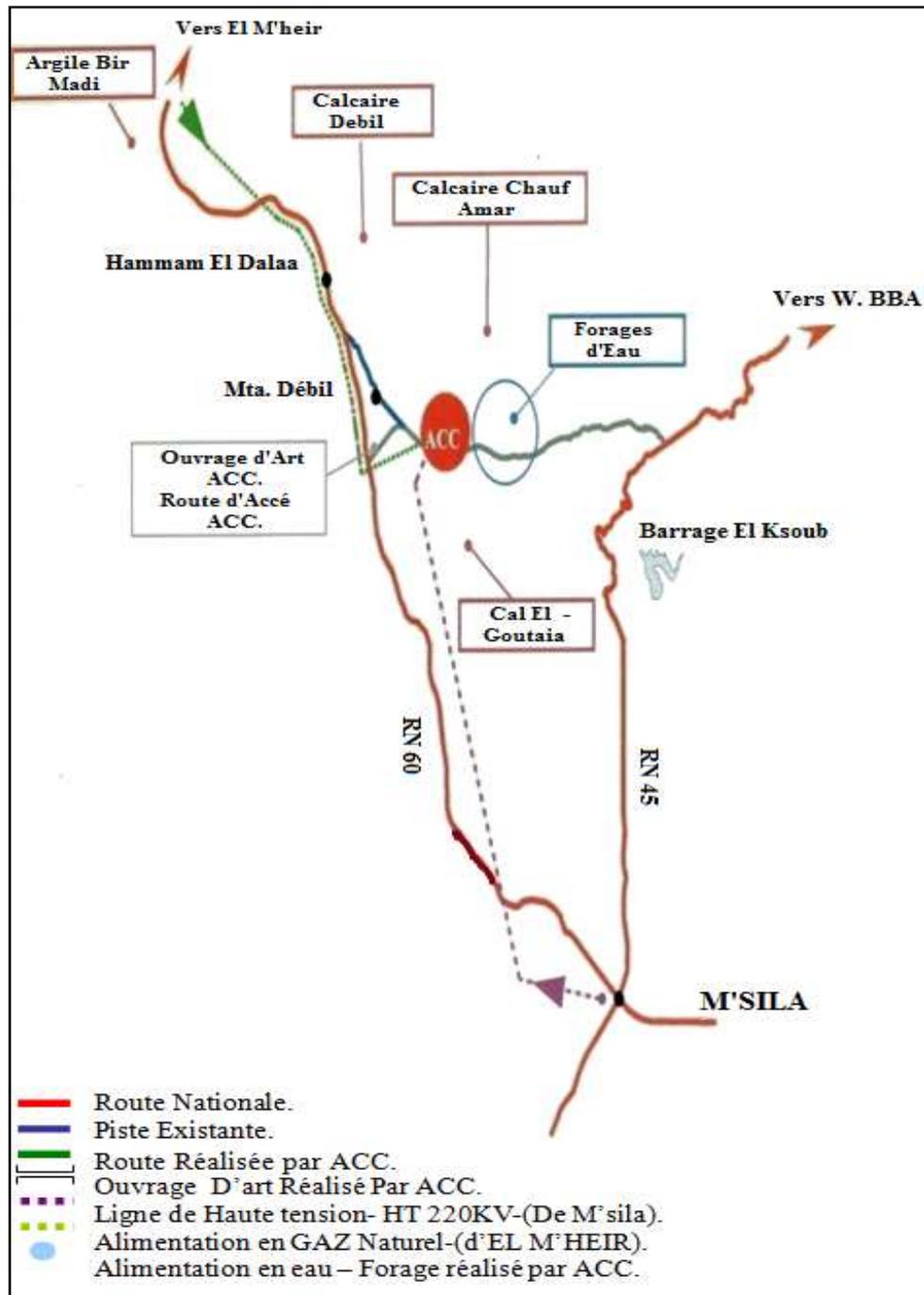


Fig II-6. Situation géographique et infrastructure [20].

B- Climat de la région : La région est soumise à un climat continental, sec et aride à semi-aride à forts écarts de température et fortement dominé par des influences désertiques, ceci est nettement définie par des données météorologiques enregistrées durant les dix dernières années (1989 – 1999) sur la station de M'sila située à 25 km de la région d'étude et dont les coordonnées sont les suivantes [20].

Tableau II-2. Coordonnées géographiques de la région d'étude [20].

M'sila	Coordonnées
Longitude	04°30' E
Latitude	35°40' N
Altitude	441 (m)

C- Pluviométrie : Les moyennes mensuelles et annuelles des précipitations en (mm), (années : 1989 à 1999 / source : ONM – Dar el Baidha) sont données que rarement des pluies d'origine méditerranéenne, qui se heurtent à l'écran formé par les chaînes telliennes, le cumul annuel des précipitations moyennes est de 257 (mm).

La moyenne mensuelle annuelle de 21,4 (mm) traduit la faiblesse des précipitations atmosphériques sur la région, en effet des pluies débutent en automne avec une moyenne de 29,3 (mm), baissent en hiver, de moyenne avec 22,5 (mm), se relèvent légèrement au printemps avec une moyenne de 25,6 (mm) atteignant une moyenne de 8,2 (mm) en été.

Pour la région de Hammam Dalâa proprement dite, faute de station météorologique locale, le volume des précipitations doit être revu légèrement à la hausse compte tenu de son contexte géographique [20].

D- Température : Par application de la méthode d'extrapolation mise au point par SELTZER, qui se base sur une diminution de la température minimale de 0,4 °C et maximale de 0,7 °C pour une élévation de 100 (m) les températures qui séviraient au lieu d'implantation du site d'usine de débit dont l'altitude est de 671 (m), sont données que des températures varient entre 0,4 °C pour des minimales et de 40 maximales que des climats sévissant dans la région de tempéré de type continental [20].

E- Vents : D'après la répartition fréquentielle et les roses des vents mensuelles et annuelles correspondantes, on peut déduire que les vents dominant sont de direction Nord / Nord-ouest, les vents sont généralement calmes et soufflent avec une intensité moyenne annuelle enregistrée de 3,9 (m/s) [20].

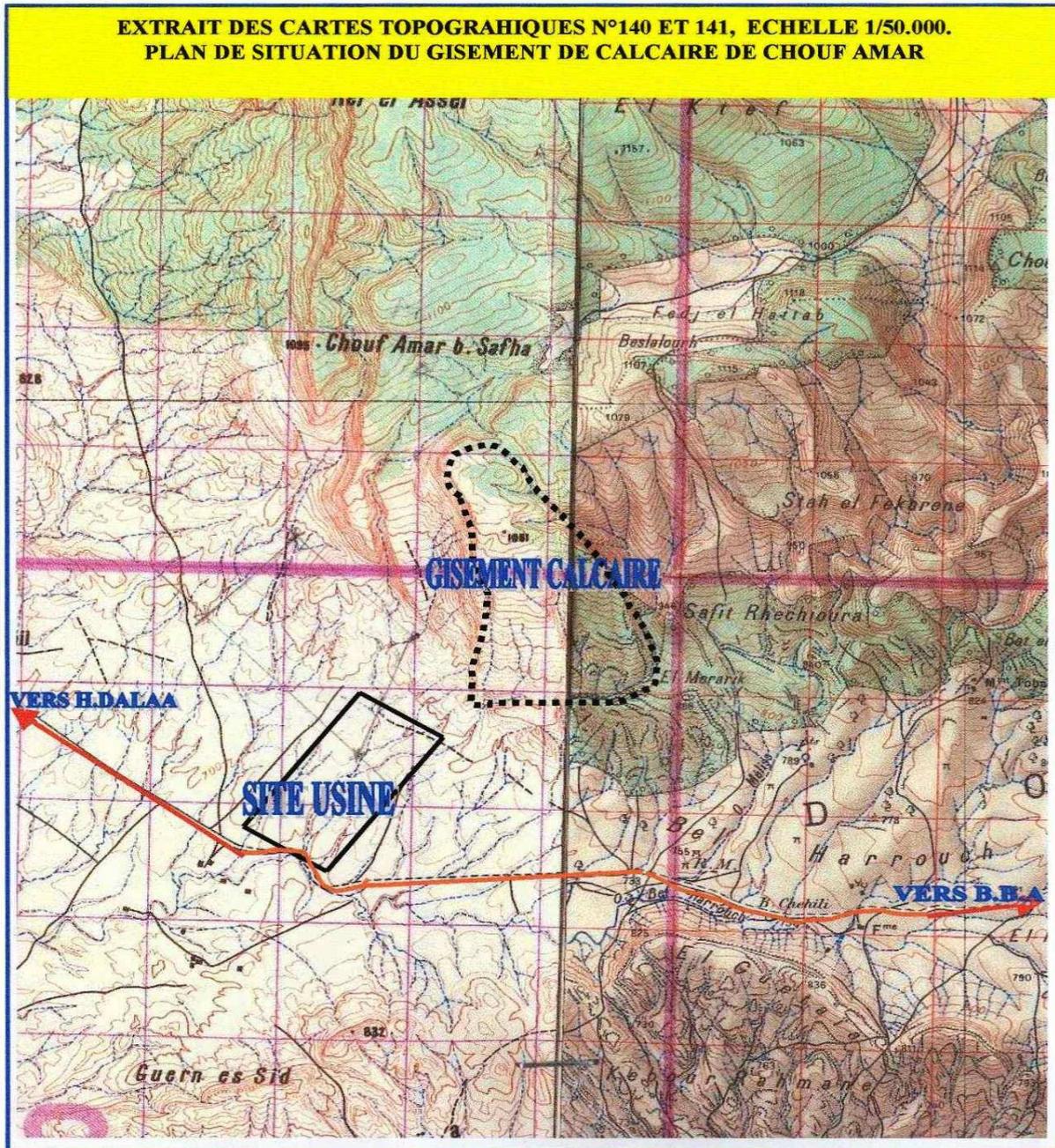


Fig II-7. Plan de situation du gisement de calcaire de Chouf Amar, extrait des cartes topographique n° 140 et 141, Echelle 1/50 000 [20].

F- Litho stratigraphie du gisement de calcaire : Des effleurements participant à la couverture sédimentaire du gisement de calcaire de Chouf Amar sont attribués, d'après les observations recueillies sur terrain et les résultats des études antérieures élaborées par différents auteurs sur la région du crétacé supérieur, plus précisément à l'émshérien, schématiquement l'ensemble émschérien afférant à Chouf Amar comprend trois termes principaux cumulant 200 (m) d'épaisseur lithologique bien distincte, correspondant à des

formes des reliefs bien individualisés.

Le premier terme correspond aux pentes recouvertes en parties par des éboulis cernant le gisement par l'Ouest et le Nord, le second aux corniches bien visibles dans le paysage qui les surplombes et le troisième, aux monticules bordant ce même gisement par Sud.

La matière utile est représentée par série attribuée à l'émschérien (crétacé supérieur) et consiste en une alternance rapide des bancs de calcaire, calcaires marneux, marnes calcaires et plus rarement marne, gisant en monoclinal doux sous un pendage de 10 à 12° vers le SSE, la série est subdivisée conventionnellement en 3 couches : (Fig II-9 et Fig II-10)

- Couche inférieure (C.3), puissance de 15 (m), composée des calcaires assez purs surmontant une puissante formation marneuse considérée comme stérile ;
- Couche intermédiaire (C.2) plus puissante 30 (m), plus marneuse et plus riche en SO₃ ;
- Couche supérieure (C.1) de puissance variable à cause de l'érosion [14 – 30] (m) très proche de (C.2) mais moins marneuse et moins riche en SO₃.

Elle effleure sur tout le gisement sauf dans la partie SW, où ne subsistent que des couches (C.2) et (C.3), conventionnellement sa limite inférieure est fixée au toit d'une couche marneuse réparabile dans tous les sondages, sa puissance maximale atteint 44,9 (m), (E.2) en moyenne sur l'ensemble du gisement la puissance est de 24,32 (m), elle est constituée des bancs calcaire gris à gris sombre, compact, dur, cristallin, localement fossilifère, séparés par des minces passées marneuses et admettant un banc de marne très riche en SO₃, ce banc dont l'épaisseur maximale est de 4,9 (m) (moy 2,9 m) à une teneur moyenne en CaO de 20 % et en SO₃ de 2 %, son influence est considérable sur la teneur en CaO et SO₃ de la couche [20]. (Voir l'annexe 2 ; 3 et 4)

G- Structure tectonique du gisement : Le gisement de calcaire de Chouf Amar est localisé dans la terminaison périclinale occidentale fortement perturbée, localement il se présente sous forme d'un monoclinal de direction longitudinale gisant sous un pendage de 10 à 15° plongeant vers le SSE, le gisement est disloqué dans sa partie centrale par une grande faille subméridienne de rejet vertical de 30 à 40 (m) et longe ses limites septentrionale et orientale.

Un autre accident cassant accompagné des failles secondaires affecte et perturbe la partie Sud-ouest du gisement, il s'agirait d'une faille normale de direction Est-ouest qui semble affecter le terme calcaire avec un rejet vertical de plus de 25 (m), qui à engendré la

surélévation du monticule délimitant le gisement dans sa partie Sud-ouest.

D'autres accidents cassants de moindre importance affectent sans rejets notables la corniche calcaire qui longe le gisement dans sa partie occidentale, par ailleurs l'étude des données lithologiques et chimiques fait ressortir l'existence d'un accident tectonique probable orienté NW-SE qui scinde littéralement le gisement en deux compartiments Ouest et Est (secteur I et II) son rejet faible dans la partie NW, augmente jusqu'à atteindre et dépasser 40 (m) au SE.

Cet accident à été établi d'après les corrélations lithologiques et son tracé sur carte, suit une direction NW - SE en passant entre les sondages A.6, B.6, C.5 d'une part et A.5, B.5 et C.4 d'autre part.

A partir du sondage C.4 qui traverse le plan de faille à 30 (m) de profondeur, son tracé s'incurve pour prendre une direction N-S et rejoindre l'accident Est-Ouest décrit précédemment. (Fig II-9 et Fig II-10)

Ou dans les deux secteurs les couches gisent en monoclinal doux un pendage d'environ 10° à 12° SSE [20].

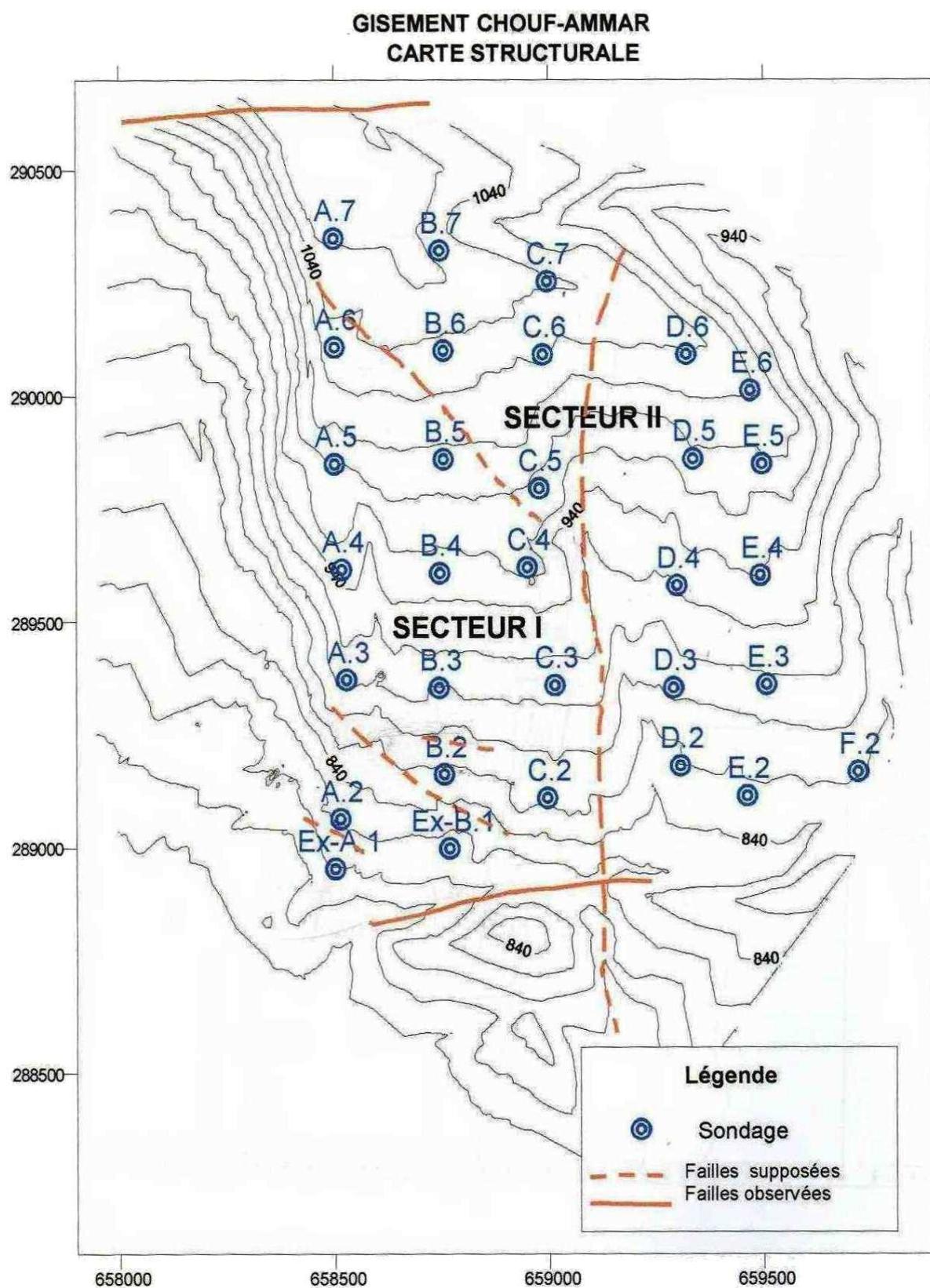


Fig II-8. Carte structurale de gisement de Chouf Amar [20].

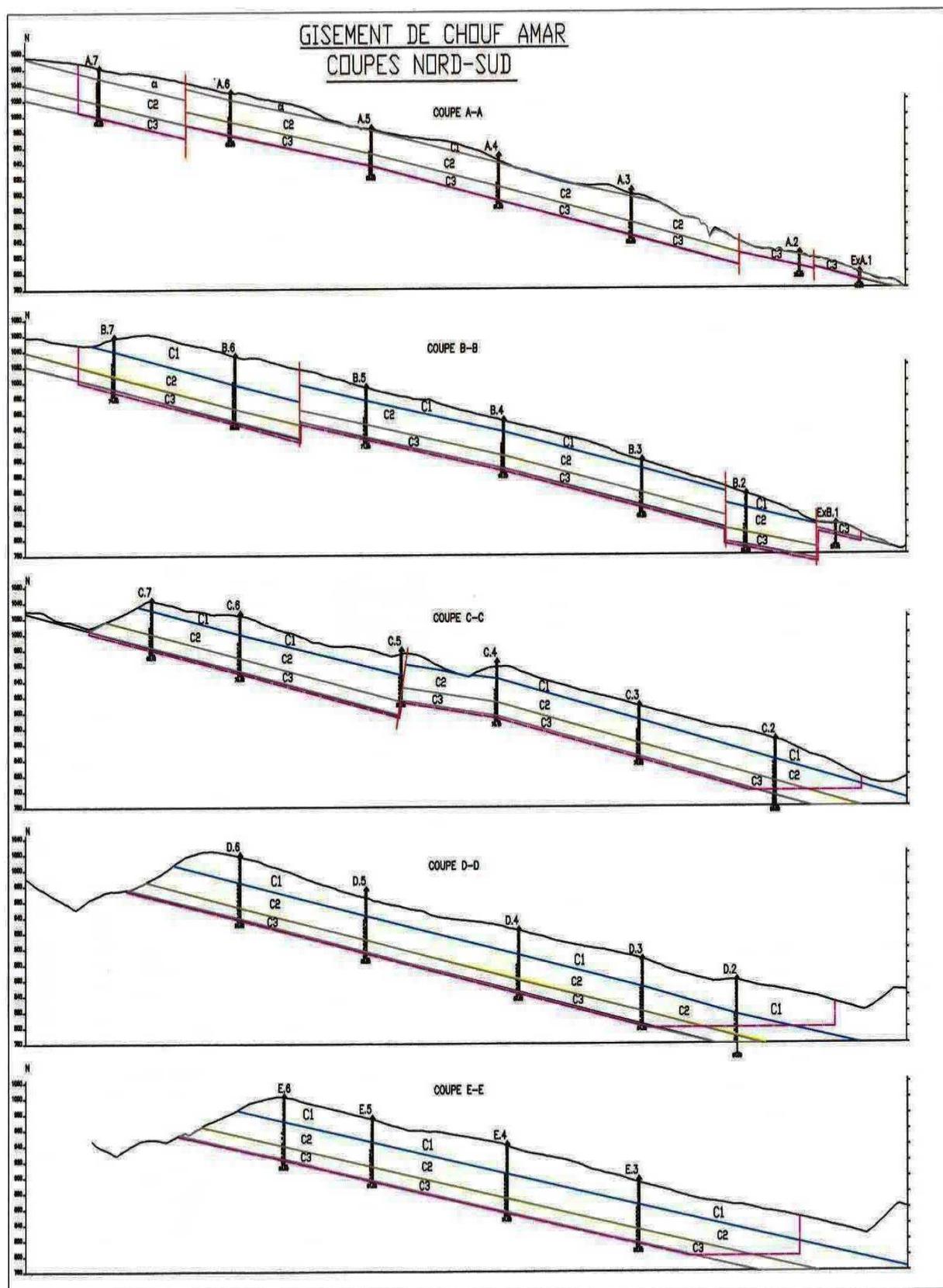


Fig II-9. Gisement de Chouf-Amar, coupes Nord-sud [20].

GISEMENT DE CALCAIRE CHOUF AMAR
COUPES GEOLOGIQUES OUEST-EST

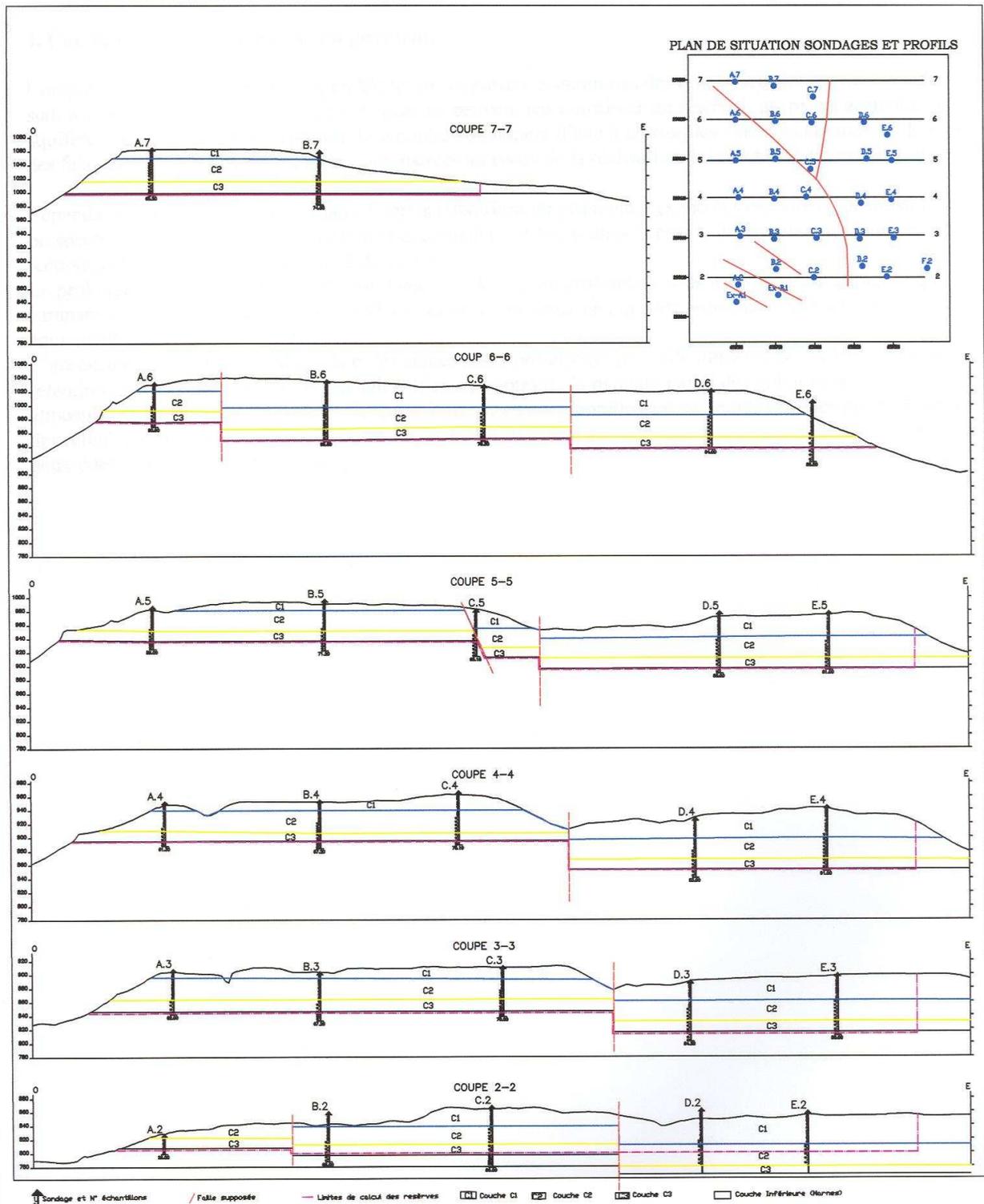


Fig II-10. Gisement de calcaire de Chouf-Amar, coupes géologique Ouest-est [20].

H- Conditions hydrogéologiques du gisement : Compte tenu de leur position topographique sur les parties sommitales des reliefs leur inclinaison vers le Sud, les calcaires du gisement de Chouf Amar ne peuvent pas constituer un réservoir propice à accueillir un aquifère, ceci et étagé par l'absence du moindre suintement d'eau à la base des calcaires, notamment le long des falaises et les pertes totales d'eau enregistrées au cours de la réalisation des sondages de prospection.

Le prolongement des calcaires vers le Sud en profondeur sous la couverture marneuse du campanien présente des conditions similaires et peut constituer un aquifère pouvant donner un débit équivalent [20].

I- Caractéristiques qualitatives de la matière [20]:

a) Essais physico-mécaniques : Afin de déterminer les caractéristiques physico-mécaniques de la matière 125 échantillons à partir A.2 jusqu'à A.7 et B.2 à B.7 et C.2 à C.7, D.2 à D.6 et E.2 à E.6 et F.2, prélevés dans les différentes couches (C1, C2, C3) ont été soumis aux appropriées les différents résultats suivent que le poids volumique moyen reste pratiquement constant dans les trois couches $2,67 \text{ (t/m}^3\text{)}$, elle est représentée dans le tableau 1. (Voir l'annexe 1)

- La résistance à la compression moyenne : $R_c = 922,433 \text{ (kgf/cm}^2\text{)}$;
- Le coefficient de foisonnement des roches : $K_f = 1,5$;
- La dureté : $f = 10$.

b) Analyses chimiques : Après les données d'utilisées de calcaire de Chouf Amar à la production de ciment on a trouvé que les analyses chimiques correspondent à 11 éléments (PF, SiO_2 , Al_2O_3 , Fe_2O_3 , CaO, MgO, K_2O , Na_2O , Cl, P, F et CaCO_3) obtenues sur 534 échantillons et les études et les analyses des données prennent en considération la structure du gisement en exergue deux secteurs distincts (secteur Ouest et secteur Est) et la lithologie de l'assise qui fait ressortir trois couches individualisées C.1, C.2 et C.3.

➤ **Résultats des analyses :** La composition chimique et les paramètres statistiques généraux sont donnés dans les tableaux, les calculs sont pondérés par les longueurs des échantillons, la composition chimique des couches C.1, C.2, C.3, elle est représentée dans les tableaux 2 ; 3 ; 4. (Voir l'annexe 2 ; 3 ; 4)

II.3.4. Calcul des réserves [21]:

A- Réserves nécessaires : Les réserves nécessaires en matières premières du projet sont évaluées comme suit :

La production d'une tonne de clinker dans le cas de la variante la plus optimiste (Calcaire Chouf Amar + argile Bir Madhi + sable + minerai de fer) nécessite les quantités des matières suivantes :

- 1,23 tonne de calcaire;
- 0,27 tonne d'argile ;
- 0,02 tonne de minerais de fer ;
- 0,01 tonne de sable;
- 0,27 tonne Calcaires correcteurs de Debil.

Par conséquent pour une durée de vie totale de 60 (an), il faut donc garantir pour le projet cimenterie de M'sila un minimum de :

- 221 400 000 tonnes de calcaire ;
- 48 600 000 tonnes d'argile ;
- 3 600 000 tonnes de minerais de fer ;
- 1 800 000 tonnes de sable.

B- Méthodes et paramètres de calcul des réserves : Compte tenu de la structure relativement complexe du gisement de calcaire et de son hétérogénéité et de la distribution aléatoire des éléments nocif (SO_3), les réserves de matière première sont été estimées en catégorie C-1 (probables).

Trois méthodes ont été utilisées pour l'évaluation des réserves en calcaire du gisement dont le contour passe avec légère extrapolation par les sondages extérieurs : A.7, B.7, C.7, D.6, E.6, F.2, E.2, Ex B.1, Ex A.1, A.7 et les limites inférieures correspond au mur de la couche C.3 et de niveau 800 (m).

C- Réserves estimées

Tableau II-3. Méthode des Blocs [21]:

Secteurs	Surface (m ²)	Assise Utile			
		E _p totale (m)	Volume totale (m ³)	PV (t/m ³)	Quantité totale (t)
I	533 781	57,21	30 537 611	2,67	81 840 797
II	726 173	77,67	56 401 857	2,67	151 156 976
I + II	-	67,44	86 939 468	2,67	232 997 774

Tableau II-4. Méthode des Couches [21]:

Secteurs	C1		C2		C3	
	E _p 1 (m)	Quantité totale 1 (t)	E _p 2(m)	Quantité totale 2 (t)	E _p 3 (m)	Quantité totale 3 (t)
I	24,56	20 100 099	48,10	39 365 423	27,34	22 375 574
II	38,93	58 845 411	39,96	60 402 327	21,10	31 894 122
I+II	34,35	78 945 510	42,55	99 767 750	23,09	54 269 696
GISEMENT						232 982 956

Totales (C1+C2+C3)

Tableau II-5. Méthode des Coupes [21]:

Blocs	Surface coupes (m²)	Surface moyen (m²)	Distance entre coupes (m)	Volume bloc (m³)	PV (t/m³)	Réserves / Bloc (t/m³)
A – A'	66 050	76 562	247	18 910 814	2,67	50 491 874
B – B'	87 074					
B – B'	87 074	85 256,5	248	21 143 612	2,67	56 453 444
C – C'	83 439					
C – C'	83 439	85 589	304	26 019 056	2,67	69 470 880
D – D'	87 739					
D – D'	87 739	83 924,5	167	14 015 391	2,67	37 421 095
E – E'	80 110					
Bloc Résiduel A - A' / A2 - A2'				3 923 252	2,67	10 475 083
Bloc Résiduel E - A' / E2 - E2'				8 453 432	2,67	22 570 663
Gisement				93 184 184	2,67	248 801 771

Les réserves de calcaire estimée par la méthode des coupes géologiques à fin de l'année 2010, sont évaluées à 248 801 771 (tonnes), le surplus ainsi un surplus des matières est dû principalement à l'extrapolation obtenue sur les blocs résiduels situés aux extrémités Est et Ouest du gisement.

II.4. Partie d'exploitation

II.4.1. Introduction

L'ouverture d'un gisement a pour objet de réaliser l'accès aux engins miniers et de transport de la surface vers les fronts, elle consiste à creuser des tranchées ou des demi tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées des découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitation.

La méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux d'enlèvement des stériles et du minerai dans un ordre bien déterminé après l'ouverture de la carrière qui consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour le système d'exploitation, ce dernier caractérise le développement des travaux préparatoires de découverte et d'extraction dans le temps et dans l'espace [9].

II.4.2. Régime de travail de la carrière de Chouf-Amar : Selon le rapport établi par CETIM les données de travail sont les suivantes [18]:

Vu les besoins croissants et compte tenu de la matière première, la carrière est dotée d'un régime de travail de 8 heures par jour effectué selon le calendrier :

- 1^{er} poste : de 8 :00 h à 16 :00 h ;
- 2^{ème} poste : de 16 :00 h à 00 :00 h.

Tableau II-6. Représentation de régime de travail de la carrière de Chouf Amar [18]:

Nombre des postes ouvrables par jour	2 postes
Nombre des jours ouvrables par an	250 jours
Durée d'un poste de travail	8 heures
Nombre des postes par an	500 postes
Nombre des jours fériés par an	13 jours
Nombre des jours de repos par an	102 jours

$$N_{jo} = N_{jan} - N_{jf} - N_{jr}, (\text{jours}) \quad (\text{II.1})$$

Ainsi que : $N_{jo} = 365 - 13 - 102 = 250(\text{jours})$

Le nombre des postes par an sera :

$$n : \text{nombre des postes par jour, } n = 2(\text{poste}),$$

Donc : $n_p = 500 (\text{poste} / \text{an})$.

II.4.3. Production de la carrière de Chouf Amar

➤ Annuelle : $P_a = 4\,600\,000 (\text{t} / \text{an})$.

$$P_a = 1\,722\,846,44 (\text{m}^3 / \text{an}).$$

➤ Journalière : $P_j = 18\,400 (\text{t} / \text{jour})$.

$$P_j = 6\,891,38 (\text{m}^3 / \text{jour}).$$

➤ Postière : $P_p = 9\,200 (\text{t} / \text{poste})$.

$$P_p = 3\,445,69 (\text{m}^3 / \text{poste}).$$

➤ Horaire : $P_h = 1\,150 (\text{t} / \text{h})$.

$$P_h = 430,71 (\text{m}^3 / \text{heure}).$$

Remarque :

- Les calculs ont été faits avec une masse volumique moyenne de $2,67 (\text{t} / \text{m}^3)$;
- Les résultats ont été arrondis.

II.4.4. La durée de vie de la carrière

Les réserves de calcaire estimées par la méthode des coupes géologiques sont évaluées à 248 801 771 tonnes, le surplus ainsi un surplus des matières est du principalement à l'extrapolation obtenue sur les blocs résiduels situés aux extrémités Est et Ouest du gisement, les réserves disponibles dans la carrière de Chouf Amar à fin 2010 d'après la méthode des coupes géologiques s'élèvent à réserve exploitable au 1 janvier 2010 de l'exercice décomposé en catégorie suivante [21]: (La quantité extraite jusqu'à 01 janvier 2010)

- Réserves totales : 248 801 771 (t) ;
- Réserves exploitables (extraites) : 36 687 692 (t) ;

- Réserves restantes = 248 801 771 – 36 687 692 = 212 114 080 (t) ;
- Production annuelle planifiée : 4 000 000 (t).

$$D = \frac{\text{quantité restante (t)}}{\text{production annuelle planifiée (t)}} \quad (\text{II.2})$$

$$D = \frac{212\,114\,080}{4\,000\,000} = \mathbf{53 \text{ (ans)}}.$$

La durée d'exploitation de début 2003 jusqu'à 2010 égal : **7 (ans)**.

La durée d'exploitation de début 2010 jusqu'à 2016 égal : **6 (ans)**.

Donc :

$$D_{\text{totale}} = 7 + 53 = \mathbf{60 \text{ (ans)}}.$$

$$D_{\text{restant}} = 60 - (7+6) = \mathbf{47 \text{ (ans)}}.$$

La durée de vie totale de la carrière est de **60 (ans)**.

Et la durée de vie restante de la carrière est de **47 (ans)**.

II.5. Travaux d'ouverture [15]:

L'ouverture du gisement consiste à construire des ouvrages permettant d'accéder à un premier niveau, cette étape comprend deux phases principales :

- La réalisation des tranchées d'accès ;
- La réalisation des tranchées des découpages.

Lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert le mode d'ouverture dépend de certains facteurs qui sont :

- Les facteurs géologiques (le relief du terrain, la forme et les dimensions de la carrière, La puissance, la profondeur et le pendage du gisement) ;
- Les facteurs organisationnels (la productivité et la durée de vie de la carrière, durée de service des équipements adoptés, et la sécurité de travail des moyens de mécanisation) ;
- Les facteurs économiques (le rendement et les dépenses consenties pour la construction de la mine).

L'ouverture choisie doit assurer :

- L'exploitation du gisement la plus rentable ;
- Bon fonctionnement de la carrière ;
- La productivité planifiée ;
- La sécurité de travail.

II.5.1. Ouverture de la carrière de Chouf-Amar

II.5.1.1. Choix du mode d'ouverture du champ de la carrière : Les argumentations de base d'ouverture sont [22]:

- Le mode d'ouverture adopté doit assurer les frais minimum de transport des stériles et des minerais ;
- Le volume des travaux de creusement doit être minimal ;
- La distribution du volume des stériles durant toute la vie de la carrière doit être rationnelle.

Etant donné que le gisement de Chouf Amar à M'sila est un relief montagneux, alors le mode d'ouverture choisi pour ce type de gisement est l'ouverture par demi tranchée d'accès à partir de niveau 768 (m) jusqu'au sommet, le choix de la forme du tracé dépend de la pente des dimensions du flanc de coteau et de la demi-tranchée dans la carrière montagneuse, on utilise les tracés en forme de spirale.

La largeur du fond de la demi- tranchée est définie par le type de transport utilisé ou par le mode de creusement, elle ne doit pas être inférieure à la somme de la largeur des moyens de transport, de la distance de sécurité, de la largeur de rigole et des autres éléments de Chouf Amar, le type de transport à utiliser est le transport par camions dans la largeur minimale, pour ce type de transport d'après la pratique est :

- Pour le transport à une seule voie : [6 – 10] (m) ;
- Pour le transport à double voie : [8 – 20] (m).

Dans la carrière de Chouf Amar la circulation se fait à doubles voies.

II.5.1.2. Creusement de la demi-tranchée d'accès

La demi-tranchée d'accès est commencé à partir de niveau 780 c'est le niveau de base de la carrière jusqu'à le sommet du relief (front de travaille de niveau 1060 m), c'est le front

d'exploitation actuelle, la réalisation de la demi-tranchée d'accès se fait par travaux de forage et de tirs, on fore des trous de profondeur varie de 1 jusqu'à 5 (m) dont le pendage est de 70°, les trous sont chargés par l'explosif et après sont tirés [23].

Le creusement de la demi-tranchée d'accès se passe par les étapes suivantes [22]:

- Préparation du sol à creusée (nettoyage par le bulldozer) ;
- Foration des trous de mine ;
- Tir des trous ;
- Evacuation des débris par bulldozer.

II.5.1.3. Les paramètres caractéristiques de la demi-tranchée

A. Largeur des fonds de la demi-tranchée d'accès

Largeur de la demi-tranchée d'accès est déterminée en fonction du nombre des voies du transport et des dimensions des types de transport à utiliser, dans notre cas il existe deux voies de transport.

$$T = 2n + 2B + m, (m) \quad (II.3)$$

Ou :

n : L'accotement, n = 1 (m) ;

B : Largeur du camion, B = 4,73 (m) ; Elle est représentée dans le tableau 07
(Voir l'annexe 7)

m : Distance de croisement, m = 1,5 (m).

Donc : $T = 2 \times (1) + 2 \times (4,75) + 1,5 = 13 \text{ (m)}$.

a. Pente longitudinal de la demi-tranchée d'accès [22]: La pente longitudinale de la demi-tranchée d'accès est généralement déterminée en fonction de type de transport utilisé dans le cas de transport par camion la pente de 10 à 12 %, dans le cas de la carrière de Chouf Amar la pente est de l'ordre 12°.

b. Angle de bord de la demi-tranchée d'accès [22]: L'angle de bord de la demi tranchée d'accès dépend des propriétés physiques et mécaniques des roches, dans notre cas le calcaire de la carrière de Chouf Amar est de dureté de f = 10, donc l'angle de bord de la demi-tranchée d'accès approprié est égal à $\alpha_d = 70^\circ$.

c. La longueur de la demi-tranchée [22]: La longueur de la demi-tranchée dans la carrière est de 2 500 (m).

d. Volume totale de la demi-tranchée : Il est déterminé par la formule (II.4) suivante :

$$V_d = \frac{b^2 \sin \alpha_d \cdot \sin \delta \cdot L}{2 \cdot \sin(\alpha_d - \delta)}, (m^3) \quad (II.4)$$

Ou :

b : Largeur de la demi-tranchées d'accès, b = 13 (m) ;

α_d : Angle du bord de la demi-tranchée d'accès égale à 70° ;

δ : L'angle du flanc de coteau est égal à 12° ;

L : Longueur de la demi-tranchée d'accès, L = 2 500 (m).

Donc :
$$V_d = \frac{(13)^2 \times (\sin 70 \times \sin 12) \times 2500}{2 \times \sin (70 - 12)} = \frac{82\,545,126}{1,696} = \mathbf{48\,670,475 (m^3)}.$$

B. Volume de la demi-tranchée de découpage : Il est déterminé par la formule (II.5) suivante :

$$V_{dec} = \frac{b_{dec}^2 \cdot \sin \alpha_{dec} \cdot \sin \delta \cdot L}{2 \cdot \sin(\alpha_{dec} - \delta)}, (m^3) \quad (II.5)$$

Ou :

b_{dec} : Largeur de la tranchée de découpage, $b_{dec} = 2(R_b + 0,5 \times B + m)$;

R_b : Rayon de braquage du camion, $R_b = 9,2$ (m) ; (Voir l'annexe 7)

B : Largeur du camion, B = 4,73 (m);

m : L'accotement, m = 1 (m).

Ainsi :

$$b_{dec} = 2 \times (9,2 + 0,5 \times 4,73) = \mathbf{25,13 (m)}.$$

α_{dec} : Angle de bord de la tranchée de découpage, $\alpha_{dec} = 72^\circ$;

δ : L'angle du flanc de coteau est égal à 12° ;

L : Longueur de tranchée de découpage, L = 400 (m).

Donc :
$$V_{dec} = \frac{(25,13)^2 \times \sin (72) \times \sin (12) \times 400}{2 \times \sin (72 - 12)} = \frac{49949,391}{1,732} = \mathbf{28839,14 (m^3)}.$$

Tableau II-7. Les valeurs des paramètres de tranchée de découpage et demi-tranchée d'accès.

Paramètres de la demi - tranchée	Symboles	Valeurs	Unités
Largeur de la demi - tranchée d'accès	b_d	13	m
Longueur de la demi - tranchée d'accès	L_d	2 500	m
Angle de bord de la demi - tranchée d'accès	α_d	70	(°)
Largeur de tranchée de découpage	$L_{d\acute{e}c}$	25,13	m
Angle de bord de tranchée de découpage	$\alpha_{d\acute{e}c}$	72	(°)
Volume de tranchée de découpage	$V_{d\acute{e}c}$	28 839,14	m ³
Longueur de tranchée de découpage	L	400	m

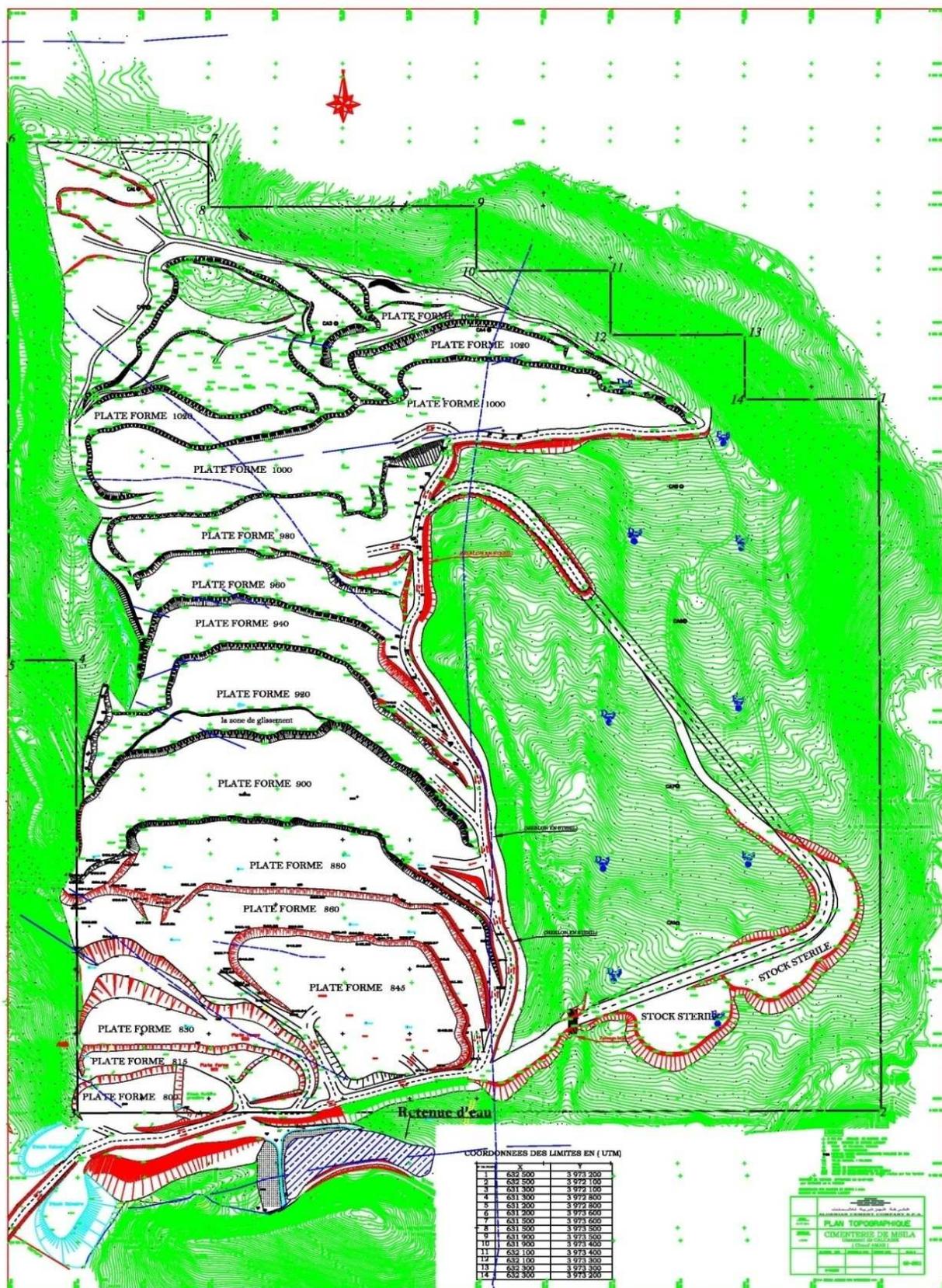


Fig II-11. Schéma du mode d'ouverture du gisement de Chouf-Amar.

II.6. Méthode d'exploitation

II.6.1. Généralités

La méthode d'exploitation est la réalisation des travaux qui assurent la découverte et l'extraction en quantité et en qualité planifié dans les conditions de sureté absolue, autrement dit un système d'exploitation caractérisé par le développement des travaux préparatoires de découverte et d'extraction dans le temps et dans l'espace.

Les déplacements des chantiers et des fronts de travail définissent le système d'exploitation, en bref la méthode d'exploitation doit tenir compte d'une part des conditions géologiques et minières du gisement et d'autre part des paramètres techniques des engins miniers utilisés [15].

II.6.2. Choix de la méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation doit tenir compte de la relation étroite qui existe entre les différents facteurs suivants [23]:

- Caractéristiques géologiques du gisement ;
- Dimensions du gite ;
- Puissance du stérile ;
- Propriétés physico-mécaniques du minerai et du stérile ;
- Production planifiée de la mine ;
- Mode d'ouverture du gisement ;
- Nombre des engins miniers prévus.

La méthode d'exploitation adoptée dans la carrière de Chouf Amar se fera en partant du bas à partir du niveau 800 (m) jusqu'au sommet (niveau 1060 m) par des gradins de hauteur varie de 15 jusqu'à 20 (m), c'est une méthode d'exploitation simple selon les travaux de forage et de tir à deux bord exploitables, la première est dans la partie Est de la carrière et la deuxième dans la partie Ouest, le développement des travaux d'extraction oriente vers le Nord [22].

II.6.3. Détermination des paramètres d'exploitation

II.6.3.1. Hauteur du gradin

Le choix de la hauteur du gradin se fait en dépendance de la production de la carrière et la sécurité des travaux, ainsi que les moyens de la mécanisation des travaux miniers [23].

Dans la carrière de Chouf Amar la hauteur des gradins est variée entre (15 à 20 m) à partir de niveau 800 jusqu'à 945 (m) la hauteur des gradins est de l'ordre de 15 (m) à partir de ce niveau jusqu'à sommet (niveau 1060) la hauteur des gradins est de l'ordre de 20 (m).

II.6.3.2. Largeur d'enlèvement : Lors du choix de la largeur d'enlèvement, on prend en considération [23]:

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

Lors de l'exploitation des roches dures avec l'abattage à l'explosif la largeur d'enlèvement se détermine par la formule suivante :

$$A = W + (n - 1) \times b, (m) \quad (II.6)$$

Où :

W : La ligne de moindre résistance $w = 4,9 (m)$; (Paramètre calculé dans le chapitre 03)

n : Nombre des rangées ; $n = 1$ rangées ;

b : Distance entre 2 rangées successives.

Dans le cas d'une seule rangée, on a $A = W (m)$. Donc : $A = 4,9 (m)$.

II.6.3.3. Largeur de plate forme de travail : La largeur de plate-forme de travail est déterminée en fonction de [24]:

- Propriétés physique et mécaniques des roches;
- Dimension du tas des roches abattues;
- Paramètres techniques des engins de chargement et de transport ;
- Des lignes de transmission électrique ainsi que de la disponibilité de réserve prête au chargement.

Lors de l'abattage des roches par travaux de forage et de tir la plateforme de travail se calcule par la formule suivante :

$$L_p = A + X + C + T + Z, \quad (\text{m}) \quad (\text{II.7})$$

Où :

A : La largeur d'enlevure **A = 4,9 (m)** ;

X : Largeur réduite du tas des roches abattus ; (m)

$$X = A(2k_f \frac{H_{gr}}{H_t} - 1) , (\text{m})$$

Ou :

K_f : Coefficient de foisonnement des roches, $K_f = 1,5$;

H_{gr} et H_t : Sont respectivement la hauteur de gradin et le tas des roches abattus.

$H_t = [0,5 - 0,6] \times H_{gr} (\text{m})$, $H_{gr} = 15 (\text{m})$, On prend 0,6 ; Donc :

$$H_t = 0,6 \times 15 = \mathbf{9 (\text{m})}.$$

$$X = A(2k_f \frac{H_{gr}}{H_t} - 1) = 4,9 \times (2 \times 1,5 \times \frac{15}{9} - 1) = \mathbf{19,60 (\text{m})}.$$

C : Distance de sécurité comprise entre le tas et la bande de transport T ; $C = [1-3] (\text{m})$, dans le cas de la carrière de Chouf Amar, **C = 3 (m)** ;

T : Largeur de la bande de transport (chaussée) (m), **T = 13 (m)** ;

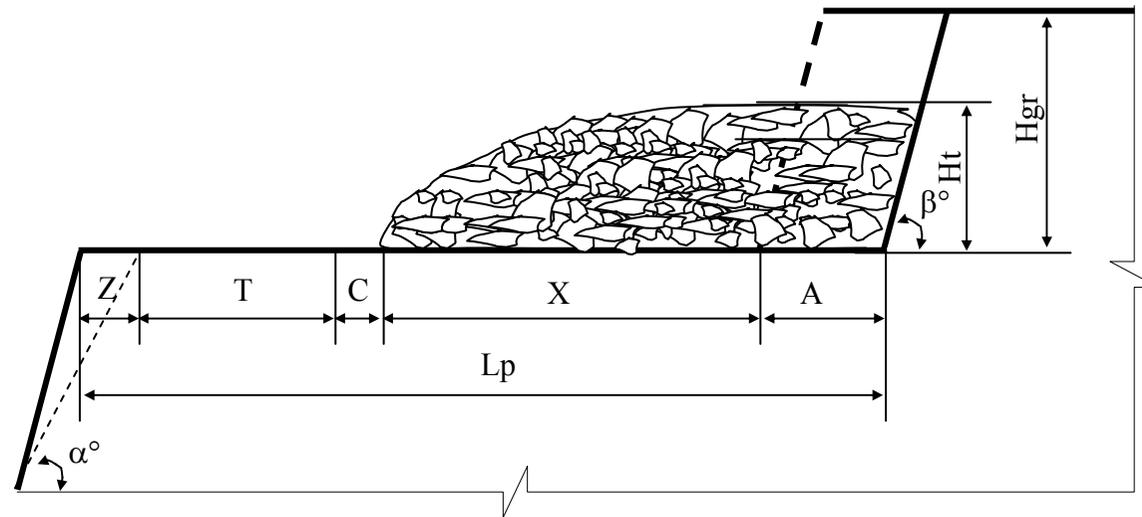
Z : Largeur de prisme d'éboulement (m), **Z = 4 (m)**. (En fonction de la dureté des roches et la hauteur de gradin)

Donc la largeur de plate forme de travaille est égale :

$$L_p = 4,9 + 19,6 + 3 + 13 + 4 = \mathbf{44,5 (\text{m})}.$$

Tableau II-8. Paramètres des éléments de la plateforme de travail.

Les éléments de la plateforme de travail	Symboles	Valeurs (m)
La largeur d'enlevure	A	4,9
La largeur réduite du tas des roches abattus	X	19,6
La distance de sécurité entre le tas et la bande de transport	C	03
Largeur de la bande de transport (chaussée)	T	13
Largeur de prisme d'éboulement	Z	04



Légende :

- Z : Prisme d'éboulement.
- T : Berme de transport.
- C : Distance de sécurité.
- A : Largeur d'enlèvement.
- X : Largeur en dehors d'enlèvement.
- L_p : Largeur de plate forme de travail.
- H_t : Hauteur du tas abattus.
- H_{gr} : Hauteur de gradin.
- β° : Angle du talus de gradin.
- α° : Angle du talus en activité.

Fig II-12. Schéma représente les éléments d'un gradin [20].

II.7. Travaux de forage

II.7.1. Généralités sur les méthodes de préparation à l'abattage

Le maillon initial des processus technologique lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert est bien la préparation des roches à l'extraction, la qualité de cette dernière prédéterminé en grande partie, le rendement des engins miniers, la sécurité du travail et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Dans la plupart des cas la préparation des roches à la traction renferme destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimension nécessaire et admissible pour la rentabilité de tous les complexes d'extraction et de transport [15].

Vu la dureté de la roche (la dureté du calcaire est $f = 10$) à la carrièr de Chouf Amar on applique la méthode de préparation des roches par des travaux de forage et de tir qui est la plus répandue parmi les autres méthodes connues [22].

Dans l'industrie minière on distingue les modes de forage suivants [15]:

- Forage rotatif (sondeuses rotatives) ;
- Forage percutant (sondeuses percutantes) ;
- Forage roto-percutant (sondeuses roto-percutantes) ;
- Forage thermique (sondeuses thermiques).

II.7.2. Exigences technologiques des travaux de forage et de tir [25]:

La fragmentation des roches par explosif est très répandue dans les carrières et mines à ciel ouvert, c'est la méthode principale pour la préparation des roches dures à l'extraction, la qualité de la préparation a une influence prépondérante sur les indices technico-économiques des processus technologiques de l'entreprise minière, les travaux de forage et de tir dans les carrières ou mines à ciel ouvert doivent répondre aux attentes suivantes :

- Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- Etat normal du pied de gradin (une surface plate sans rebord) ;
- Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires ;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement ;
- Action sismique minimale pour les installations à la surface et pour l'environnement ;

- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

II.7.3. Mode de forage existant dans la carrière de Chouf Amar

Le forage des trous dans le massif rocheux s'effectue à l'aide des outils spéciaux ayant différents types d'action dont la coupe et l'abrasion, le mode de forage dépend [26]:

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

Dans la carrière de Chouf Amar le mode de forage existant c'est le forage rotopercutant, et ce en relation avec les données du gisement ($f = 10$; $\gamma = 2,67 \text{ (t / m}^3\text{)}$), fissuration élevée, $H_{gr} = 15 \text{ (m)}$, $D_{tr} = (110 \text{ mm})$. (Suivant les paramètres de tir calculé dans le chapitre 03)

Les caractéristiques techniques de la sondeuse rotopercutante utilisée dans la carrière de Chouf Amar de type ATLAS COPCO ROC L6, Il est à signaler que la sondeuse ATLAS COPCO est la plus utilisée car elle est plus performante que le chariot de forage, l'ATLAS COPCO est utilisée pour la formation des trous verticaux aussi bien qu'inclinés sur des plateformes de travail bien nivelées [15], ces caractéristiques sont représentées dans le tableau 5. (Voir l'annexe 5).



Fig II-13. Sondeuse ATLAS COPCO ROC L6 [27].

II.7.4. Les travaux de forage des trous de mine

Pendant le forage, la sondeuses (Atlas COPCO) s'appuie sur le sol en faisant descendre sa tige une fois en contact avec le envoie de l'aire comprimé pour nettoyer la surface du trou, la destruction des roches s'effectue à l'aide d'un mouvement roto-percutant sur le sol effectué par le taillant monté sur une tige au contact de la roche [20].

II.7.5. Calcules sur la machine de forage

II.7.5.1. Temps réel du cycle de forage d'un trou

D'après le chronométrage, le temps réel du cycle de forage de cette machine pendant le forage des trous dont la longueur est de 16,80 (m) au niveau de la carrière de Chouf Amar est de l'ordre suivant :

Tableau II-9. Temps réel du cycle de forage d'un trou.

Tiges	Le temps	Symbole
1 ère	4 min et 40 s.	t_1
2 ème	5 min.	t_2
3 ème	5 min et 10 s.	t_3
4 ème	5 min et 30 s.	t_4
5 ème	1 min et 50 s.	t_5
Le temps auxiliaire avant la première tige est égal à 1 min.		t_a
Le temps mort totale est de 1 min.		t_m

a- Le temps effectif de forage :

$$T_f = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 = 22,1(\text{min}) = 0,37 (\text{heure})$$

b- Le temps auxiliaire :

$$t_a + t_m = 1 + 1 = 2 (\text{min})$$

c- Temps auxiliaire pour forer un mètre du trou :

$$T_2 = \frac{T_{\text{aux}}}{L_{\text{tr}}}, (\text{h/m})$$

Avec :

$$T_{\text{aux}} = 1 + 1 = 2 (\text{min}) = 0,033(\text{h}) ;$$

Donc :

$$T_2 = (0,033)/16,80 = 0,002(\text{h/m}).$$

II.7.5.2. Vitesse de forage d'un mètre du trou

$$V_f = \frac{L_{tr}}{T_f}; \text{ (m/h)} \quad (\text{II.8})$$

Ou:

L_{tr} : Longueur totale d'un trou foré, $L_{tr} = 16,80$ (m) ;

L_{ex} : Longueur de sous foration est égale 1,65 (m) ;

H_{gr} : Hauteur de gradin est égale 15 (m) ;

T_f : Temps effectif de forage, $T_f = 22,1$ (min)= 0,37 (h).

Donc :

$$V_f = \frac{L_{tr}}{T_f} = \frac{16,80}{0,37} = 45,4 \text{ (m/h)};$$

II.7.5.3. Rendement de la sondeuse par poste

$$R_{sp} = \frac{T_p \times K_u}{\left(\frac{1}{V_f}\right) + T_2}, \text{ (m / poste)} \quad (\text{II.9})$$

Ou :

T_p : Temps d'un poste ; $T_p = 8$ (heures);

K_u : Coefficient d'utilisation de la sondeuse [0,6 – 0,8], on prend : $K_u = 0,7$;

V_f : Vitesse de forage, $V_f = 45,4$ (m/h) ;

T_2 : Temps auxiliaire pour 1 mètre de trou foré, $T_2 = 0,002$ (h/m) ;

Donc :

$$R_{sp} = \frac{8 \times 0,7}{\left(\frac{1}{45,4}\right) + 0,002} = 233,33 \text{ m / poste.}$$

II.7.5.4. Nombre des sondeuses nécessaires : Pour déterminer le nombre des sondeuses nécessaires on utilise la formule suivante :

$$N_s = \frac{L_f \times K_{res}}{R_{sp} \times N_p \times N_j}, \text{ (Sondeuse)} \quad (\text{II.10})$$

Ou :

L_f : Longueur de foration (m) ;

$L_f = N_{tr} \times L_{tr}$ (m/bloc);

$N_{tr} = 42$; (Calculé dans le chapitre 03)

$$L_f = 42 \times 16,80 \text{ (m/bloc);}$$

$$L_f = \mathbf{705,6 \text{ (m/bloc);}}$$

R_s : Rendement de la sondeuse, $R_s = 233,33 \text{ (m/poste);}$

N_p : Nombre des postes de travail par jour, $N_p = 2 \text{ (poste/jour);}$

N_j : Nombre d'intervalle entre deux tirs successifs, $N_j = 3 \text{ (jours);}$

$K_{rés}$: Coefficient de réserve, $K_{rés} = [1,1 - 1,2]$, On prend : $K_{rés} = 1,1$

Donc :

$$N_s = \frac{705,6 \times 1,1}{233,33 \times 2 \times 3} = \mathbf{0,55 \approx 1 \text{ (Sondeuse) .}}$$

Dans la carrière il existe deux sondeuses.

II.8. Chargement

II.8.1. Généralités

Le fonctionnement de la carrière est conçu et organisé autour des engins choisis pour le chargement des roches abattues, leur choix dépend pratiquement de celui des autres matériels et leur mise en œuvre, les engins d'excavation et de chargement employés dans les exploitations à ciel ouvert sont principalement les excavateurs à godet unique ou à godet multiples, les chargeuses lourdes, les scrapers... etc [20].

La détermination du type d'engin d'excavation et de chargement est basée sur les facteurs naturels [15]:

- La matière des roches ;
- La méthode d'exploitation ;
- La production envisagée.

II.8.2. Extraction - Chargement (cas de la carrière Chouf Amar)

Le chargement dans la carrière de Chouf Amar s'effectue à l'aide de la chargeuse CARTERPIER 990 [28]. (Les caractéristiques techniques de cette chargeuse sont données dans l'annexe 6)



Fig II-14. Chargeuse CATERPILLAR 990 H [27].

II.8.3. Calculs de productivité de la chargeuse

II.8.3.1. Détermination du temps de cycle de la chargeuse

Après un chronométrage réalisé à la carrière de Chouf Amar, les mesures de temps obtenus ont donné les résultats pour un cycle dans le tableau suivant :

Tableau II-10. Chronométrage du temps de cycle de la chargeuse.

Cycle	Temps de chargement (s)	Temps de parcours (s)	Temps de déchargement (s)	Temps de retour (s)	Total (s)
1	10	11	8	10	39

Le temps de cycle t_c de la chargeuse est donné par :

$$T_c = \sum_{i=1}^n t_i,$$

Donc :

$$T_c = 10 + 11 + 8 + 10 = 39 \text{ (s);}$$

$$T_c = 39 \text{ (s)} = 0,65 \text{ (min).}$$

II.8.3.2. Rendement de la chargeuse : Le rendement des engins de chargement dépend [20]:

- Type d'engin ;
- Capacité du godet ;
- Temps de cycle ;
- Densité et granulométrie de la roche abattue ;
- Le niveau de maîtrise de l'engin par les opérateurs.

Tableau II-11. Le coefficient de foisonnement et de remplissage du godet suivant la dureté de la roche [29].

Dureté de la roche	K _f dans le godet	K _r du godet
[0,6 – 0,8]	1,15	1,05
[1 – 2]	1,25	1,05
[3 – 7]	1,35	0,95
[8 – 14]	1,5	0,9
[15 – 20]	1,6	0,9

➤ **Rendement postier :**

$$R_{\text{pch}} = \frac{3600 \times E \times K_u \times K_r \times T_p \times \gamma}{T_c \times K_f}, (\text{t / poste}) \quad (\text{II.11})$$

Ou :

E : Capacité du godet, $E = 8,4 (\text{m}^3)$; (Voir l'annexe 6)

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse ;

$$K_u = [0,6 - 0,8], \text{ en prend : } K_u = 0,8 ;$$

K_r : Coefficient de remplissage du godet ;

$$K_r = [0,85 - 0,90], \text{ en prend : } K_r = 0,9 ;$$

T_p : Temps d'un poste de travail, $T_p = 8(\text{heures})$;

γ : La densité de la roche, $\gamma = 2,67 (\text{t} / \text{m}^3)$;

T_c : Temps de cycle de la chargeuse, $T_c = 39 (\text{s})$;

K_f : Coefficient de foisonnement des taches dans le godet, $K_f = 1,5$;

Donc :

$$R_{pch} = \frac{3600 \times 8,4 \times 0,8 \times 0,9 \times 8 \times 2,67}{39 \times 1,5} = \mathbf{7949,86(t/ poste)} ;$$

➤ **Rendement journalier :**

$$R_{jch} = R_{pch} \times N_p, (t / jour) \quad (II.12)$$

Où :

N_p : Nombre des postes, $N_p = 2$ (postes) ;

Donc :

$$R_{jch} = 7949,86 \times 2 = \mathbf{15899,72(t/jour)}$$

➤ **Rendement annuelle :**

$$R_{anch} = R_{jch} \times N_{jauv} (t / an) \quad (II.13)$$

Où :

N_{jauv} : Nombre des jours ouvrables, $N_{jauv} = 250$ (jours) ;

Donc :

$$R_{anch} = 15899,72 \times 250 = \mathbf{3974930(t/ an)} .$$

II.8.3.3. Nombre des chargeuses

Le nombre nécessaire des chargeuses pour assurer la production de la carrière de Chouf Amar est déterminé par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{Q_{an}}{R_{anch} \times K_r}, (\text{chargeuses}) \quad (II.14)$$

Où :

Q_{an} : La production annuel de la carrière, $Q_{an} = 4600000$ (t / an) ;

R_{anch} : Rendement annuel de chargeuse, $R_{anch} = 3974930$ (t / an) ;

$K_r = [1,1 - 1,2]$ coefficient de réserve, on prend : $K_r = 1,1$;

Donc :

$$N_{ch} = \frac{4600000}{3974930 \times 1,1} = 1,05 \approx 1(\text{chargeuses})$$

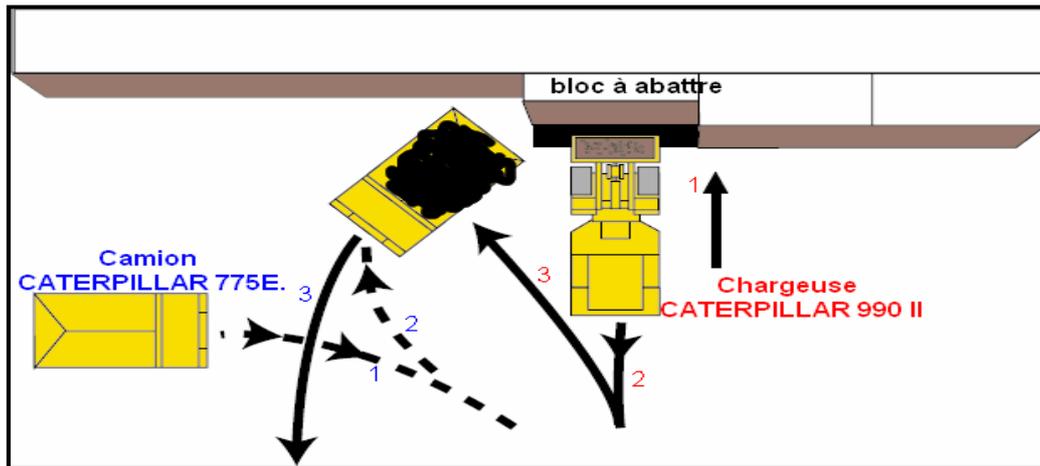


Fig II-15. Chargement de tas des roches [15].

Le nombre des chargeuses nécessaires calculés est égal 1 chargeuse, avec une autre chargeuse conservée, actuellement au niveau de la carrière une chargeuse est en activité, elles peuvent atteindre l'objectif de production facilement, le choix de ce type de chargeuse doit être rationnel de manière à assurer la production planifiée de la carrière, $P_p = 4\ 000\ 000$ (t/an) [22].

II.9. Transport

II.9.1. Généralités [15]:

Le transport dans une carrière est un procédé technologique par déplacement des charges il représente des dépenses très considérables qui peuvent aller de 20 à 30 % du prix de revient total d'exploitation, il consiste à déplacer la masse minière du front de taille vers la zone de déchargement (stock pile ou usine de traitement), le choix rationnel des équipements de transport dépend des facteurs suivants :

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

Le transport sur pneus est simple du point de vue organisation, il peut franchir des pentes allant jusqu'à 10 %.

II.9.2. Choix du mode de transport : Le choix du mode de transport tient compte [15]:

- Des propriétés de la roche extraite ;
- Des conditions géologiques du gisement ;
- Des dimensions de la carrière ;
- De la distance de transport ;
- Du rendement de la carrière.

Les différents modes de transport possibles sont les suivants :

- Par camion ;
- Par voie ferrée ;
- Par convoyeur à bandes ;
- Par skip ;
- Par couloir de chute.

Le type de camion utilisé dans la carrière de Chouf Amar est **CATERPILLAR CAT 775^E**. (Les caractéristiques techniques de ces camions sont données dans l'annexe 7)



Fig II-16. Camion CATERPILLAR 775^E (Photo au niveau de la carrière de Chouf Amar).

II.9.3. Calcul pratique de la productivité des camions

II.9.3.1. Détermination du temps de cycle des camions : Le temps de cycle des camions à la carrière est déterminé de la manière suivante :

$$T_c = T_{ch} + T_{mch} + T_{att} + T_{déch} + T_{mv}, (\text{min}) \quad (\text{II.15})$$

Ou :

T_{ch} : Temps de chargement d'un camion ;

T_{mch} : Temps de marche en charge du camion vers le concasseur ;

T_{att} : Temps d'attente du camion auprès du concasseur ;

$T_{déch}$: Temps de déchargement du camion ;

T_{mv} : Temps de retour du camion vide à lieu du chargement .

Comme pour la chargeuse nous avons aussi réalisé un chronométrage pour les camions ce qui nous donne :

Tableau II-12. Chronométrage du temps de cycle du camion 775^E.

Parcours	Temps de chargement (min)	Temps de marche en charge (min)	Temps d'attente (min)	Temps de déchargement (min)	Temps de retour (min)	Temps cycle (min)
1	2,35	13,31	1,06	1,3	6,6	24,62

$$T_c = \sum_{i=1}^n t_i ,$$

$$T_c = 2,35 + 13,31 + 1,06 + 1,3 + 6,6$$

Donc :

$$T_c = 24,62 (\text{min}) = 1\,477,2 (\text{s})$$

II.9.3.2. Rendement du camion

a- Rendement effectif :

$$R_{ca} = \frac{3600 \times G_{nom} \times K_{uc} \times K_u \times T_p}{T_c \times K_f}, (t / poste) \quad (II.16)$$

Où :

G_{nom} : Capacité de charge nominale du camion ; $G_{nom} = 65(t)$; (Voir l'annexe 7)

K_{uc} : Coefficient d'utilisation de la capacité du camion, $K_{uc} = 0,9$;

$K_u = [0,7 - 0,8]$: Coefficient d'utilisation pratique du camion, $K_u = 0,8$;

T_p : Temps d'un poste, $T_p = 8(\text{heures})$;

T_c : Temps de cycle du camion, $T_c = 1477,2(s)$;

k_f : Coefficient de foisonnement, $k_f = 1,5$;

Donc :

$$R_{ca} = \frac{3600 \times 65 \times 0,9 \times 0,8 \times 8}{1477,2 \times 1,5} = \mathbf{608,28(t/poste)}$$

b- Rendement d'exploitation :

➤ Rendement journalier :

$$R_{jca} = R_{ca} \times N_p, (t / jour) \quad (II.17)$$

Où :

N_p : Nombre des postes, $N_p = 2(\text{poste})$;

Donc :

$$R_{jca} = 608,28 \times 2 = \mathbf{1216,57(t / jour)}$$

➤ Rendement annuel du camion :

$$R_{anca} = R_{jca} \times N_{jouv}, (t / an) \quad (II.18)$$

Où :

N_{jouv} : Nombre des jours ouvrables par an, $N_{\text{jouv}} = 250(\text{jours})$;

Donc :

$$R_{\text{anca}} = 1216,57 \times 250 = \mathbf{304142,5(t /an)}$$

II.9.3.3. Nombre des camions : Le nombre total des camions est déterminé par la formule suivante :

$$N_{\text{ca}} = \frac{T_c}{T_{\text{ch}} \times k_{\text{re}}}, (\text{camions}) \quad (\text{II.19})$$

Ou :

$K_{\text{rés}} = [1,1-1,2]$: Coefficient de réserve, on prend : $K_{\text{rés}} = 1,1$;

Donc :

$$N_{\text{ca}} = \frac{24,62}{2,44 \times 1,1} = \mathbf{9,17 \approx 9(\text{camions})}$$

Et dans la carrière il y à 10 camions.

II.10. Conclusion

Dans ce chapitre on à mentionné les différentes étapes d'ouverture et d'exploitation dans la carrière de Chouf Amar ainsi que les principaux fonctionnements de chaque étape plus des renseignements sur les engins utilisés dans ces étapes.

L'exploitation des mines à ciel ouvert peut être une source potentielle de richesse dans les pays en développement, par contre elle à des effets très visibles sur l'environnement.

Donc dans la prochain chapitre nous allons étudier l'influence des paramètres de tir sur l'environnement.

Chapitre III : L'influence des paramètres de tir sur l'environnement

III.1. Introduction

L'exploitation des carrières de roche massive et le besoin d'abattage lors des chantiers de travaux publics font souvent appel à l'utilisation d'explosifs, l'énergie délivrée par l'explosif afin d'extraire et de fragmenter la roche ou les matériaux s'accompagne des phénomènes induits, tels que des vibrations dans le sol et des surpressions aériennes qu'ont une influence sur la population et les constructions proches.

Le mineur doit donc optimiser l'extraction et la fragmentation des matériaux tout en limitant les nuisances, en respectant les textes réglementaires et les cahiers des charges [27].

III.2. Propriétés physiques et mécaniques de la roche calcaire de Chouf Amar : La détermination des propriétés technologiques pour le calcaire est présentée comme suit :

III.2.1. Indice de forabilité des roches : La forabilité des roches est caractérisée par les efforts de compression et de cisaillement définie par l'indice de forabilité [22]:

$$D_f = 0,007 \times (\sigma_c + \tau) + 0,7\gamma \quad (\text{III.1})$$

Où :

σ_c : Résistance à la compression, $\sigma_c = 922,433$ (kgf/cm²);

τ : Résistance au cisaillement, $\tau = 305$ (kgf/cm²);

(σ_c , τ : Paramètre existant dans la carrière).

γ : La densité du calcaire : $\gamma = 2,67$ (t/ m³).

Donc :

$$D_f = 0,007 \times (922,433 + 305) + 0,7 \times 2,67$$
$$D_f = 10,5$$

En se basant sur la classification de l'indice de forabilité des roches selon Rjevesky (tableau III-1).

Tableau III-1. Classification des roches selon l'indice de forabilité [29].

Degré de forabilité	I _f	Classes	Catégories
Forabilité très facile	≤ 5	I	1; 2; 3; 4; 5
Forabilité facile	[5,1 - 10]	II	6; 7; 8; 9; 10
Forabilité moyenne	[10,1 - 15]	III	11; 12; 13; 14; 15
Forabilité difficile	[15,1 - 20]	IV	16; 17; 18; 19; 20
Forabilité très difficile	[20,1 - 25]	V	21; 22; 23; 24; 25

Il s'agit d'un gisement à forabilité moyenne (classe III)

III.2.2. L'indice de tirabilité (consommation spécifique étalon)

$$q_{et} = 0,02 \times (\sigma_c + \sigma_{tr} + \tau) + 2\gamma, (\text{gr} / \text{m}^3) \quad (\text{III.2})$$

Où :

σ_c : Résistance à la compression, $\sigma_c = 922,433$ (kgf/cm²);

τ : Résistance au cisaillement, $\tau = 305$ (kgf/cm²);

En pratique minière, il existe une relation empirique entre σ_c et σ_{tr}

Ainsi :

$$\sigma_{tr} = [0,08 - 0,12] \times \sigma_c$$

Dans notre cas on prend $\sigma_{tr} = 0,12 \times \sigma_c$ pour trouver la valeur maximale de la résistance des roches à la traction, donc :

$$\sigma_{tr} = 0,12 \times \sigma_c = 0,12 \times 922,433$$

$$\sigma_{tr} = 110,7 (\text{Kgf} / \text{cm}^2)$$

Finalement,

$$q_{et} = 0,02 \times (922,433 + 110,7 + 305) + 2 \times 2,67 .$$

$$q_{et} = 0,321 (\text{kg} / \text{m}^3)$$

En se basant sur la classification de l'indice de tirabilité des roches selon Rjevesky.

Tableau III-2. Classification des roches selon l'indice de tirabilité [29].

Degré de tirabilité des roches	q _{et}	Classes	Catégories
Tirabilité très facile	≤ 10	I	1; 2; 3; 4; 5
Tirabilité moyenne	[10,1 - 20]	II	6; 7; 8; 9; 10
Tirabilité difficile	[20,1 - 30]	III	11; 12; 13; 14; 15
Tirabilité très difficile	[30,1 - 40]	IV	16; 17; 18; 19; 20
Tirabilité exclusivement difficile	[40,1 - 50]	V	21; 22; 23; 24; 25

Il s'agit d'un gisement à tirabilité très difficile (classes IV)

III.3. Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet q_p

Dans les conditions naturelles on détermine la consommation spécifique de l'explosif sur la base de la consommation spécifique étalon tout en tenant compte de la nature de l'explosif à utiliser de la fissurité du massif, du degré de fragmentation rechercher et la quantité de la charge, du nombre des surfaces dégagées ...etc.

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

$$q_p = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}, (\text{gr} / \text{m}^3) \quad (\text{III.3})$$

Où :

q_{et} : La consommation spécifique étalon de l'explosif $q_{et} = 32,1(\text{gr} / \text{m}^3)$.

Elle servira de base après avoir exclue l'influence d'autres facteurs sur l'indice de tirabilité et pour les roches à tirabilité très difficile.

k_{ex} : Coefficient de conversion de l'explosif étalon à celui utilisé est déterminé par la formule suivante :

$$k_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

A_{et} : Aptitude de travail de l'explosif étalon, $A_{et} = 360$

A_{ut} : Aptitude de travail de l'explosif utilisé, $A_{ut} = 320$

(Dans la carrière de Chauf Amar l'explosif utilisé est l'Anfomil et Temex 2).

Donc :

$$k_{ex} = \frac{360}{320} = 1,125$$

K_f : Coefficient tenant compte l'influence de la fissuration du massif ;

$$K_f = 1,2 \times l_m + 0,2$$

Où :

l_m : Dimension moyenne du bloc dans le massif.

La valeur moyenne entre deux fissures, est estimée $l_m = 1,5$ (m).

Donc :

$$K_f = 1,2 \times 1,5 + 0,2 = 2$$

K_d : Coefficient qui tient compte de degré de la fragmentation demandée ;

$$K_d = \frac{0,5}{d_m}, \text{ Avec : } d_m = 0,175 \sqrt[3]{E^2}$$

Chapitre III - L'influence des paramètres de tir sur l'environnement

E : Capacité du godet de chargeuse utilisé dans la carrière, $E = 8,4 \text{ (m}^3\text{)}$. (Voir l'annexe 6).

$$d_m = 0,175 \sqrt[3]{(8,4)^2} = 0,72$$

Donc :

$$K_d = \frac{0,5}{0,72}, K_d = \mathbf{0,69}$$

K_c : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge ;

$K_c = [0,7-0,8]$ Pour les roches à tirabilité très difficile, dans notre cas la tirabilité des roches est très difficile, on prend : $K_c = 0,8$

K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.

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

Dans la carrière de calcaire de Chouf Amar la hauteur du gradin est de l'ordre de 15 m. (A partir de niveau 800 m jusqu'à 945 m).

Donc :

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{15}} = 1$$

K_{sd} : Coefficient tenant compte du nombre des surfaces dégagées.

Tableau III-3. Coefficient tenant compte du nombre des surfaces dégagées [29].

Nombre des surfaces dégagées	K_{sd}
6	1
5	2
4	4
3	6
2	8
1	10

Pour deux surfaces dégagées : $K_{sd} = 8$

Donc :

$$q_p = 32,1 \times 1,125 \times 0,80 \times 0,69 \times 2 \times 1 \times 8 = 318,94 \text{ (gr / m}^3\text{)}$$

$$q_p = \mathbf{0,32 \text{ (kg/m}^3\text{)}}$$

III.4. Calcul des paramètres de tir

A. Longueur d'excès (sous-forage) (Lex) :

$$Lex = [10 - 15] D_{tr}, (m) \quad (III.4)$$

Où :

D_{tr} : Diamètre du trou est égale 110 (mm) ;

Dans notre cas la tirabilité est très difficile : $q_{ét} = 32,1$ (gr/m³), donc on prend :

$$Lex = 15 \times D_{tr} = 15 \times 0,110$$

$$Lex = 1,65 (m).$$

B. Longueur du trou (Ltr) :

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin(\beta)} + Lex, (m) \quad (III.5)$$

Où :

H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr} = 15$ (m) ;

β : Angle d'inclinaison du trou (°), $\beta = 82^\circ$

Ainsi,

$$L_{tr} = \frac{15}{\sin(82)} + 1,65$$

$$L_{tr} = 16,80 (m)$$

C. Caractéristiques techniques d'explosifs utilisés :

Dans la carrière de Chouf Amar les explosifs utilisés sont de deux types [22]:

- 30 % de TEMEX 2 comme charge de pied ;
- 70 % d'ANFOMIL comme charge de colonne.

Les caractéristiques des explosifs TEMEX 2 et l'ANFOMIL sont données dans le tableau suivant :

Tableau III-4. Caractéristiques des explosifs utilisés à Chouf Amar [16].

Caractéristiques	Unités	TEMEX 2	ANFOMIL
Energie	kJ/kg	-	3 000
Poids de cartouche	sac (kg)	2,5	25
Volume de gaz	l/kg	-	975
Diamètre	mm	80	vrac
Longueur	mm	340	-
Vitesse de détonation	m/s	[4 000 – 5 000]	3 000
Densité	g/m ³	1,22	0,9

D. Capacité métrique du trou P :

$$P = \frac{\pi \times D_{tr}^2}{4} \times \Delta_{moy} \text{ , (kg / m)} \quad \text{(III.6)}$$

Où :

D_{tr} : Diamètre du trou , $D_{tr} = 110 \text{ (mm)} = 0,110 \text{ (m)}$;

Δ_{moy} : Densité moyenne d'explosif utilisé (kg/m³) ;

Dans la carrière de Chouf Amar on utilisé TEMEX 2 et L'ANFOMIL

Avec : $\Delta_{ANFO} = 900 \text{ (kg/m}^3\text{)}$, (densité de L'ANFOMIL) ;

$\Delta_{TEM} = 1\,220 \text{ (kg/m}^3\text{)}$, (densité de TEMEX 2).

$$\Delta_{moy} = \frac{\Delta_{ANFO} \times 70\% + \Delta_{TEM} \times 30\%}{100\%} \text{ , (Kg / m}^3\text{)}$$

$$\Delta_{moy} = \frac{900 \times 70\% + 1220 \times 30\%}{100\%}$$

$$\Delta_{moy} = 996 \text{ (kg/m}^3\text{)}$$

Ainsi :

$$P = \frac{3,14 \times (0,11)^2}{4} \times 996 = 9,46 \text{ (kg/m)}$$

$$P = 9,46 \text{ (kg/m)}$$

E. Ligne de résistance des roches au pied du gradin (w) : Pour $\beta < 90^\circ$ on utilise la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{P^2 + 4 \times m \times q_p \times H_{gr} \times L_{tr} \times P} - P}{2 \times m \times q_p \times H_{gr}}, (m) \quad (III.7)$$

Où :

P : Capacité métrique du trou, $P = 9,46$ (kg/m).

m : Coefficient de rapprochement entre 2 trous :

$$m = 1,66 - (0,066 \times f); \quad \text{Avec, } f = 10$$

$$m = 1$$

q_p : Consommation spécifique de l'explosif utilisé : $q_p = 0,31$ (kg/m³)

H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr} = 15$ (m) ;

L_{tr} : Longueur du trou, $L_{tr} = 16,80$ (m).

Ainsi :

$$W = \frac{\sqrt{(9,46)^2 + 4 \times 1 \times 0,31 \times 15 \times 16,8 \times 9,46} - 9,46}{2 \times 1 \times 0,31 \times 15} = 4,9 \text{ (m)}$$

F. Vérification de la sécurité du travail (sur le gradin) :

La ligne de résistance des roches au pied du gradin (W) doit être vérifiée par la relation suivante :

$$W \geq W_s$$
$$W_s = H_{gr}(\cotg\alpha - \cotg\beta) + c, (m). \quad (III.8)$$

Où :

α : Angle du talus du gradin, $\alpha = 82^\circ$;

β : Angle d'inclinaison du trou, $\beta = 82^\circ$;

H_{gr} : Hauteur du gradin, $H_{gr} = 15$ (m) ;

c : Distance de sécurité entre l'axe du trou et l'arête supérieure du gradin, $c = 4$ (m).
(Paramètre existant dans la carrière).

Ainsi :

$$W_s = 15 \times (\cotg(82) - \cotg(82)) + 4 = 4 \text{ (m)}$$

La relation de sécurité de travail est vérifiée car : $4,9 > 4$.

G. Distance entre deux (2) trous (a) :

$$a = m \cdot w, \quad (m). \quad (III.9)$$

Où :

w : Ligne de moindre résistance des roches au pied du gradin.

$$w = 4,9 \text{ (m)}.$$

Ainsi :

$$a = 1 \times 4 = \mathbf{4,9 \text{ (m)}}, \text{ (Dans la carrière de Chouf Amar } a = 4 \text{ m)}$$

H. Distance entre deux 2 rangées des trous (b) :

- $b = a \text{ (m)}$: Pour une maille carrée ;
- $b = 0,8 a \text{ (m)}$: Pour une maille en quinconce.

Dans la carrière de Chouf Amar elles sont utilisés la maille carrée.

Donc :

$$a = b = w = \mathbf{4,9 \text{ (m)}}, \text{ (Dans la carrière de Chouf Amar } b = 4,75 \text{ m)}$$

I. Volume de roche abattue par trou :

$$V_{tr} = a \times b \times H_{gr} = 4,9 \times 4,9 \times 15 = \mathbf{360 \text{ m}^3} \quad \text{(III.10)}$$

$$V_{tr} = \mathbf{360 \text{ m}^3}$$

J. Longueur de bourrage (L_b) :

$$L_b = [20 - 30] \times D_{tr} = 20 \times 0,11 = \mathbf{2,2 \text{ (m)}} \quad \text{(III.11)}$$

$$L_b = \mathbf{2,2 \text{ (m)}}$$

K. Longueur de la charge explosive (L_{ch}) :

$$L_{ch} = L_{tr} - L_b = 16,8 - 2,2 \quad \text{(III.12)}$$

$$L_{ch} = \mathbf{14,6 \text{ (m)}}$$

L. Quantité d'explosif dans un trou (Q_{tr}) :

$$Q_{tr} = L_{ch} \times P, \text{ (kg/trou)}. \quad \text{(III.13)}$$

Où :

P : Capacité métrique du trou, $P = 9,46 \text{ (kg/m)}$.

L_{ch} : Longueur de la charge explosive, $L_{ch} = 14,6 \text{ (m)}$;

$$Q_{tr} = 14,6 \times 9,46 = \mathbf{138,11 \text{ (kg/trou)}}$$

M. Volume du bloc (V_{bl}) :

$$V_{bl} = \frac{P_{an}}{N_{\frac{t}{s}} \cdot N_s}, \text{ (m}^3\text{)} \quad \text{(III.14)}$$

Où :

P_{an} : Production annuelle planifiée par la carrière, $P_{an} = 1\,498\,127,34 \text{ (m}^3\text{/an)}$;

$N_{\frac{t}{s}}$: Nombre des tirs par semaine, $N_{\frac{t}{s}} = 2$;

N_s : Nombre des semaines ouvrables par an, $N_s = 50$ semaines.

Ainsi :

$$V_{bl} = \frac{1498127,34}{2 \times 50} = 14981,27 \text{ (m}^3\text{)}$$

$$\mathbf{V_{bl} = 14981,27 \text{ (m}^3\text{)}}$$

N. Surface du bloc (S_{bl}) :

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{H_{gr}}, \text{ (m}^2\text{)} \quad \text{(III.15)}$$

$$S_{bl} = \frac{14981,27}{15} = 998,75 \text{ (m}^2\text{)}$$

O. Longueur du bloc (L_{bl}) :

$$L_{bl} = \frac{S_{bl}}{A}, \text{ (m)} \quad \text{(III.16)}$$

Où :

A : Largeur d'enlèvement (m).

Où :

$$A = W + (n - 1) \times b, \text{ (m)} \quad \text{(III.17)}$$

Où :

W : La ligne de moindre résistance, $w = 4,9$ (m) ;

n : Nombre des rangées, $n = 1$ rangée ;

b : Distance entre 2 rangées successives, dans le cas d'une seule rangée :

On a : $A = W$, (m), donc : $A = 4,9$ m.

Où :

Enfinement :

$$L_{bl} = \frac{998,75}{4,9} = 203,82 \text{ (m)}$$

$$\mathbf{L_{bl} = 203,82 \text{ (m).}}$$

P. Nombre des trous dans un bloc (N_{tr}) :

$$N_{tr} = \frac{V_{bl}}{V_{tr}}, \text{ (trous)} \quad \text{(III.18)}$$

Où :

V_{bl} : Volume du bloc (m^3);

V_{tr} : Volume de roche abattue par trou (m^3).

$$N_{tr} = \frac{14981,27}{360} = 41,61 \approx 42 \text{ trous}$$

Q. Quantité d'explosif total (Q_t) :

$$Q_t = N_{tr} \times Q_{tr}, (Kg) \quad (III.19)$$

Avec :

N_{tr} : Nombre des trous dans un bloc ;

Q_{tr} : Quantité d'explosif dans un trou.

Donc : $Q_t = 42 \times 138,11 = 5\ 800,62 \text{ (kg)}$

R. Le rayon de securite (pour tir micro rotard) :

$$R = 29 \sqrt{\frac{Q_t}{N_d}}, (m) \quad (III.20)$$

Avec :

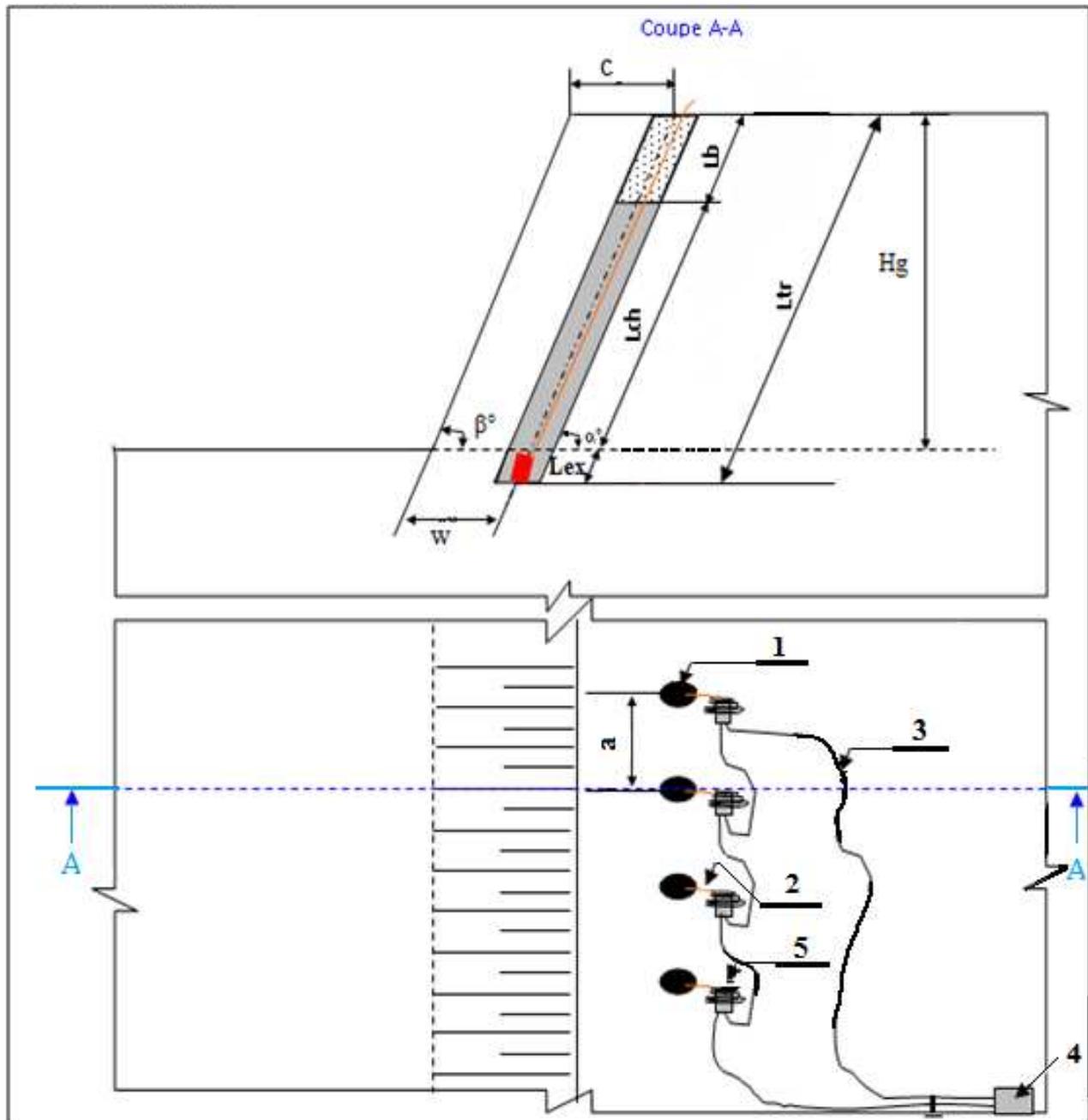
N_d : Nombre des détonations (DMR), $N_d = 42 \text{ DMR}$.

Donc : $R = 29 \sqrt{\frac{5800,62}{42}} = 340 \text{ (m)}$

III.5. Comparaison des paramètres du plan de tir utilisés dans la carrière de Chouf Amar et celles calculées : Les paramètres du plan utilisés dans la carrière de Chouf Amar et celles calculées sont données dans le tableau suivant :

Tableau III-5. Comparaison des paramètres du plan de tir utilisées dans la carrière de Chouf Amar et celle calculées.

Paramètres	Symboles	Unités	Valeurs utilisées	Valeurs calculées
Diamètre de trou	D_{tr}	mm	110	110
Longueur du trou à foré	L_{tr}	m	15,5	16,8
Banquette	B	m	4	4,9
Espacement	a	m	4,75	4,9
Sur foration	L_{ex}	m	0,5	1,65
Longueur du bourrage	L_b	m	2,8	2,2
Quantité total d'explosif par trou	Q_{tr}	kg	100	138,11
Volume abattu par trou	V_{tr}	m^3	210	360
Consommation spécifique d'explosif	q_p	kg/m^3	0,19	0,31



- | | |
|---|---|
| 1. Trou de mine. | Lb : Longueur de bourrage. |
| 2. Cordeau détonant. | Ltr : Longueur de trou. |
| 3. Fils électriques. | Lch : Longueur de la charge d'explosif. |
| 4. Exploseur. | W : Ligne de moindre résistance. |
| 5. Détonateur électrique à microretard. | Lex : Longueur d'excès de forage. |
| C : Distance de sécurité. | Hgr : Hauteur de gradin. |
| β° : Angle d'inclinaison de talus. | a : La distance entre deux trous. |
| α° : Angle d'inclinaison de trou. | |

Fig III-1. Schéma de plan de tir [20].

III.6. Implantation et allure du front

III.6.1. Méthode actuelle d'implantation

On désigne par implantation du tir l'opération qui consiste à tracer la maille en surface sur la plateforme à abattre et à déterminer les paramètres d'inclinaison et de longueur de foration pour chaque trou, cette opération est réalisée manuellement par le responsable du minage sur la carrière, l'opération est réalisée de la manière suivante :

- L'opérateur évalue la position qu'il veut donner à la première rangée au moyen d'un point de référence qui est estimé par la banquette en pied comme précédemment et place sa première rangée en fonction d'elle ;
- L'opérateur place ensuite le premier trou puis reporte l'espacement entre les trous au moyen de son décamètre, il place ainsi les trous suivants ;
- A partir de la première rangée il place la seconde puis éventuellement la troisième rangée, théoriquement parallèlement à la rangée précédente, il place ensuite les trous sur ces rangées.

C'est l'opération d'implantation de la première rangée, telle qu'elle qui est réalisée actuellement et qui apparaît comme la moins précise, il existe cependant des méthodes avec des outils de mesure des paramètres importants pour le positionnement de la première rangée et ainsi est amélioré notablement la précision de l'implantation [15].

III.6.2. Levés du front

Un outil pouvant guider dans l'implantation et le chargement d'un tir est disponible sur la carrière, il s'agit d'un appareil des mesures des distances par laser appelé ou profilo-mètre (Fig III-2), cet outil est un distance-mètre laser, comme ceux utilisés par les géomètres couplé à un système de mesure d'angle, il s'agit d'un outil manuel l'opérateur doit viser différents points du front à relever et il obtient alors les informations de distance souhaitées qui vont lui fournir des éléments de reconstitution partielle du front.

Ce système peut permettre à l'opérateur de sélectionner des zones du front particulièrement sensibles comme des sous cavages, pied non parti ou des sur épaisseurs importantes, par cet outil l'opérateur obtient de plus la hauteur réelle du front, l'inclinaison du front qui va lui permettre d'adapter l'inclinaison de chacun des différents trous, ce système est

assez lourd à mettre en œuvre et demande de consacrer du temps au levé pour préparer précisément l'implantation [15].



Fig III-2. Mesure des paramètres des fronts de taille à l'aide Laser-Ace, mesure instantanée des épaisseurs à abattre (banquette) [15].

III.7. Débitage secondaire

Les morceaux des roches qui ne satisfassent pas aux exigences citées auparavant sont considérés comme des blocs hors gabarits et on les soumet au débitage secondaire, les morceaux qui leur dimension dépasse le 2 (m) (suivant l'ouverture du concasseur primaire utilisé au niveau de la carrière de Chouf Amar), prenant comme des hors gabarits.

Dans les conditions de la carrière de Chouf Amar on utilise le débitage secondaire mécanique ou par explosif [15].

III.7.1. Débitage secondaire mécanique

Le débitage secondaire mécanique s'effectue à l'aide de brise-roche, avec présentation du hors gabarits ne dépasse pas le 3 (%) de volume des roches abattues [15]. (Les caractéristiques de la brise de roche représentée dans l'annexe 8)



Fig III-3. Représentation des roches hors gabarit (au niveau de la carrière de Chouf Amar).

III.7.2. Débitage secondaire par explosif

Dans les conditions de la carrière de calcaire de Chouf Amar les grands blocs avec des dimensions dépasse le 2 (m), sont forés et tirés par explosif, on a foré des trous de 1 (m) de profondeur et on établi un plan spéciale pour les blocs des hors gabarit [15].

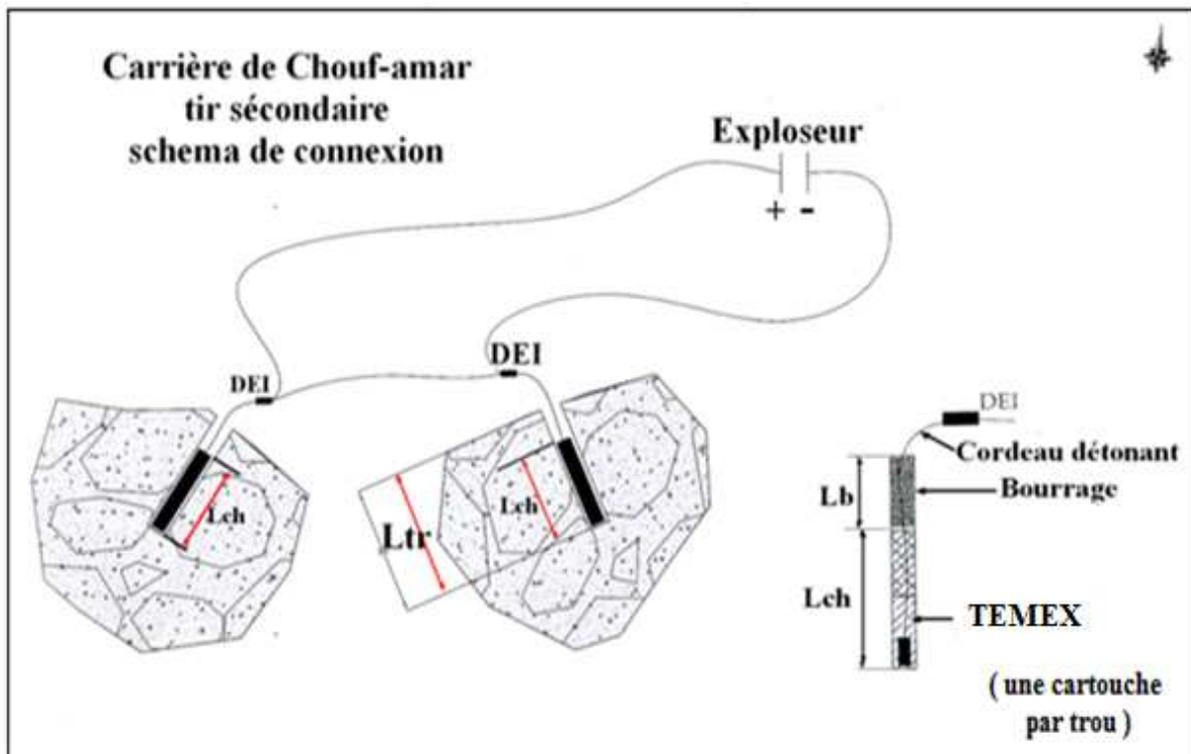


Fig III-4. Schéma de connexion des trous des blocs hors gabarit [15].

III.8. Impacts de l'exploitation à ciel ouvert sur l'environnement

L'impact d'une carrière sur l'environnement avoisinant peut être direct ou indirect, il est très variable en fonction du type de matériau, du type d'exploitation et de l'environnement du site [30].

III.8.1. Impact sur l'eau

Du fait de l'excavation engendrée, une carrière peut avoir un impact direct non négligeable sur l'écoulement souterrain des eaux, ainsi si l'exploitation se poursuit dans une nappe phréatique ou à proximité de celle-ci, le rabattement engendré pourrait selon les cas provoquer l'assèchement des puits ou cours d'eaux environnants, donc il peut résulter une modification de la piézométrie et un abaissement du niveau de la nappe phréatique, ainsi qu'une altération de la qualité des eaux souterraines.

Il est très fréquent qu'une carrière engendre des rejets d'eau au milieu naturel, on distingue deux origines à ces eaux :

- L'eau d'exhaure qui n'est présente que si l'excavation a rencontré un réservoir souterrain ;
- L'eau météorique qui peut s'accumuler en fond de fouille après avoir ruisselé sur les pistes, les fronts de taille ou les stocks des matériaux.

L'impact produit est :

- La déviation des cours d'eaux ;
- La modification des éléments constitutifs ;
- La pollution par des eaux usées contaminées et la pollution due au renforcement de l'érosion.

L'exploitation de la carrière n'aura aucun impact sur les eaux, en effet l'exploitation de la carrière n'aura pas pour conséquence une modification de l'écoulement hydrique, ni déviation de cours d'eau, la région de Hammam Dalaa est bien pourvue en bassins versants et d'autres oueds faisant en sorte que les précipitations atmosphériques ruissellent à travers ceux-ci pour aller s'emmagasiner dans les nappes du sous-sol se trouvant à 150 (m) et plus.

La carrière ne prévoit pas des rejets liquides industriels pouvant s'infiltrer et polluer ainsi le sous-sol et les eaux souterraines, les vidanges des véhicules sont faites en atelier muni

de fosse de récupération des huiles, du fait de la profondeur de la nappe aquifère et des mesures ci-dessus, l'exploitation de la carrière n'aura aucun impact sur la nappe [30].

III.8.2. Impact biologique

L'impact que peut avoir la réalisation d'une exploitation minière à ciel ouvert sur la faune et la flore de la zone l'étude est à prendre en considération, particulièrement en ce qui concerne les espèces menacées, écologiquement uniques et économiquement ou esthétiquement souhaitables.

Le site de la carrière de Chouf Amar est déjà dépourvu de végétation et par voie de conséquence de la faune qui pourrait y vivre, à noter qu'il ne nous a pas été signalé aucune espèce écologiquement protégée dans cette zone, les zones libérées définitivement des travaux d'exploitation feront l'objet graduellement de reboisement [30].

III.8.3. Impact sur le paysage

Il est évident que l'extraction de la carrière entraînerait une transformation du paysage et un impact négatif de la surélévation naturelle des reliefs (altération de la morphologie et l'apparition des surfaces dévastées), produisant des impacts visuels tel que [30]:

- La forme de l'excavation ;
- L'aspect des fronts de taille ;
- Le stockage des remblais en particulier laisse des cicatrices dans le paysage ;
- Les contrastes de forme et de couleur ;
- La position de l'installation de traitement ;
- Le déboisement.

III.8.4. Impact sur les infrastructures

L'exploitation de la carrière entraîne à long terme l'effet d'usure permanent des infrastructures routières par l'usage des convois et le risque de dégâts aux constructions voisines par les vibrations introduites, le transport des matériaux endommage les voiries, la circulation des engins entraîne la dégradation des chaussées et aggrave les risques de dérapage sur les routes par suite de l'épandage des boues [30].

III.8.5. Impact sur l'atmosphère

La composition de l'atmosphère est stable, l'ajout de certain élément peut engendrer un déséquilibre dans ce système, les activités humaines sont les facteurs essentiels pour son exhortation.

Dans le cas des carrières à ciel ouvert la précarité de l'atmosphère est due aux :

- Du décapage et de la découverte stérile par le bulldozer ou un autre engin;
- Du chargement et du déchargement du minerai et des terres de découverte ;
- De la circulation des engins et camions en carrière ;
- Dégagements des poussières par les tirs à l'explosif ;
- Dégagements des gaz nocifs et des effluents gazeux suite à l'ignition spontanée des terrils et les échappements des engins et des automoteurs.

Cependant, l'impact des poussières est étroitement lié au relief et aux conditions climatiques, c'est ainsi que le vent par son intensité et sa direction est un élément essentiel dans la répartition des poussières dans la zone, pendant la saison humide la présence de vapeur d'eau et la pluviométrie ont un effet positif sur le transport des poussières en effet :

- La présence de vapeur d'eau dans l'atmosphère empêche la diffusion des poussières et favorise leur concentration, notamment pendant la saison hivernale ;
- La pluviométrie pour sa part joue un double rôle :
 - Lessiver l'atmosphère et donc réduire la dispersion ;
 - Lessiver également la surface des feuilles qui auraient retenu de la poussière.

Il ne sera pas traité dans ce chapitre des poussières, la proportion de ces dernières produite par les tirs sont faibles par rapport à celle générées par l'activité générale de l'exploitation notamment le chargement, roulage, le concassage et criblage [30].



Fig III-5. Emissions de poussière (au niveau de la carrière de Chouf Amar).

III.8.6. Projections excessives

A cause de la pression des gaz d'explosion des fragments des roches peuvent être projetés au niveau de la zone de bourrage (verticalement) ou dans la direction du tir (horizontalement), pour cette raison un périmètre sécurité est défini autour du tir évacué et contrôlé par le boutefeux en chef avant la mise à feu de protéger les personnes et équipements, il arrive toutefois dans des rares cas que des projections exceptionnellement vives se produisent celles-ci pouvant atteindre plusieurs centaines des mètres de portée.

Ce type de risque environnemental est d'autant plus prononcé lorsque l'opération de tir à lieu à proximité des zones urbaines ou d'infrastructures publiques, par exemple une route, parmi les facteurs pouvant favoriser cet effet secondaire néfaste, on peut citer de manière non exhaustive : une banquette trop 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 déblayage 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 [31].

D'une manière générale les projections peuvent provenir soit de la surface supérieure du tir (projections issues des têtes des trous de mine), soit des surfaces de dégagement verticales (projections issues du front) comme c'est le cas en particulier pour les tirs en gradins, les projections issues des têtes des trous de mine 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 (respect de l'épaisseur et de la qualité du bourrage, ...etc.).

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 réalisées conformément aux règles de l'art [32].

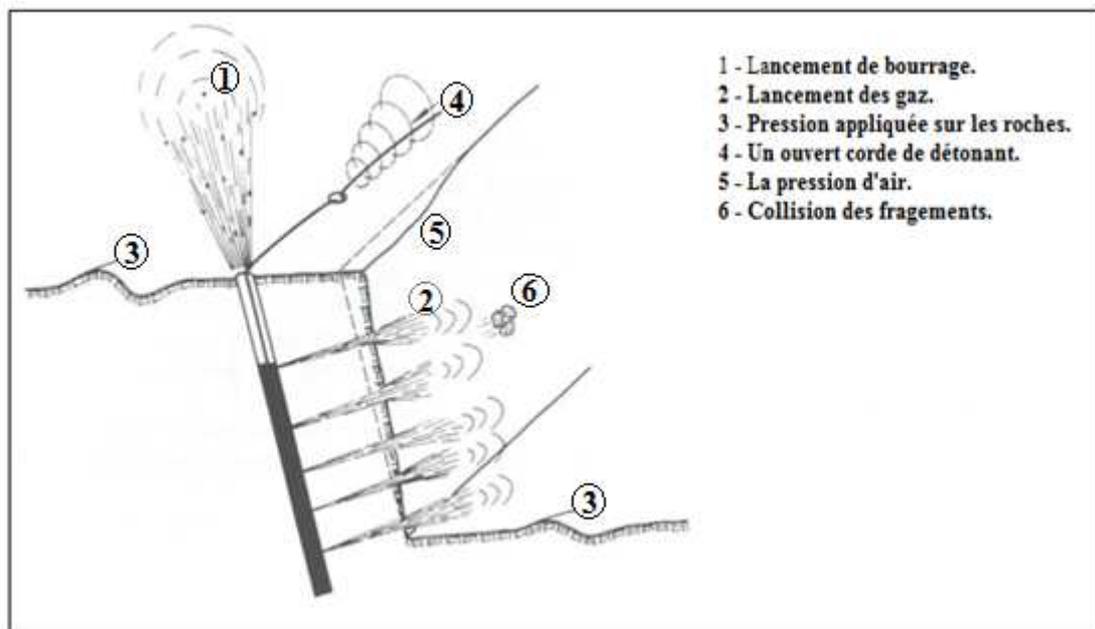


Fig III-6. Projections issues du front d'un tir [21].

III.8.7. Le 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 et 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.

On peut distinguer trois sources de bruit :

- Les bruits liés aux tirs de mine ;

- Les installations de traitement ;
- Les moteurs des engins en circulation et les avertisseurs de recul des engins qui sont indispensables à la sécurité du personnel.

L'impact sonore d'une exploitation dépend également fortement du sens du vent et du relief du terrain, le bruit est d'autant plus ressenti par les riverains que les carrières se trouvent bien souvent dans des zones rurales relativement calmes [30].

III.8.8. Les matériaux divers

Ces matériaux concernent généralement les produits accidentellement introduits lors de l'excavation ou à l'occasion de l'entretien et la réparation des engins de la carrière, on peut citer à titre d'exemple : les rejets de l'exploitation, les huiles et les huiles de vidange et même pour la ferraille provenant des réparations, les conséquences de ce type des polluants sur les aquifères et le paysage sont très importantes [30].

III.8.9. Impact liés aux vibrations

Dans une exploitation classique à ciel ouvert les seules sources des vibrations qui nécessitent une attention particulière proviennent des tirs à l'explosif, ces tirs provoquent un bruit instantané et de courte durée et engendrent des vibrations qui se propagent dans le sol [30].

III.9. Vibrations

Le déroctage et l'abattage à l'explosif utilisent l'énergie délivrée lors de la détonation des mines placées à l'intérieur du massif rocheux pour le briser et le déplacer, cependant toute l'énergie développée par les produits explosifs n'est pas entièrement utilisée pour fragmenter et déplacer le massif et la part inutilisée de cette énergie se propage dans le milieu environnant : dans le sol sous forme des vibrations sismiques et dans l'atmosphère sous forme des vibrations acoustiques ou surpression aérienne.

Une vibration sismique est définie comme un mouvement oscillatoire d'une particule ou d'un corps à partir de sa position de référence (position de repos), les vibrations se produisent lorsque l'on déplace de sa position normale une tranche d'un milieu élastique, celle-ci oscille alors autour de sa position pour revenir jusqu'à sa position d'équilibre, les vibrations qui se propagent constituent des ondes de vibration.

On appelle front d'onde la surface de séparation entre les particules d'un matériau au repos et celles en mouvement, le front d'onde de vibration se déplace dans les terrains à une vitesse appelée vitesse de propagation ou célérité de l'onde, cette vitesse est généralement comprise entre 1 000 et 6 000 (m/s) en fonction des matériaux traversés, en arrière du front d'onde la particule de matière soumise à un mouvement oscillatoire dans l'espace, voit son mouvement particulaire s'affaiblir (amortir) progressivement au cours de la propagation.

Cet amortissement avec la distance résulte de l'absorption de l'énergie vibratoire par le milieu de propagation, ce mouvement se décompose en trois composantes selon trois directions orthogonales (composantes radiale, transversale et verticale) qui sont liées aux directions principales de déplacement particulaire, l'orientation des capteurs revêt un caractère obligatoire et réglementaire.

Chaque composante de la vibration peut être caractérisée par le déplacement (ou élongation) effectué dans le temps par la particule à partir de sa position de repos (noté $u(t)$), la vitesse avec laquelle ce déplacement s'effectue est la vitesse particulaire (notée $v(t)$), à ne pas confondre avec la vitesse de propagation des ondes dans le massif et enfin par l'accélération du mouvements qui qualifie la variation de la vitesse particulaire dans le temps (notée $a(t)$), ces trois grandeurs sont liées entre elles par des fonctions mathématiques de dérivation et d'intégration qui permettent le passage de l'une à l'autre par l'intermédiaire de la fréquence, la vitesse particulaire est le paramètre admis et retenu réglementairement qui décrit le mieux les phénomènes vibratoires liés aux tirs de mine [33].

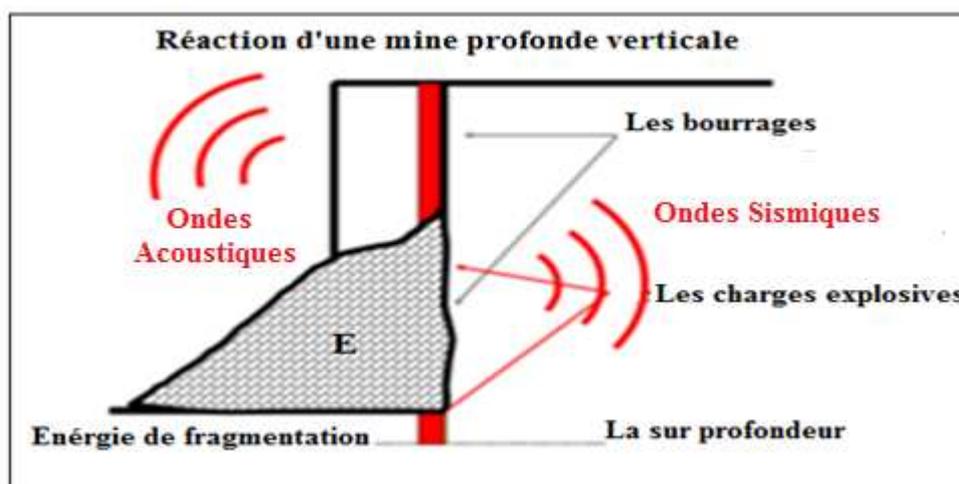


Fig III-7. Les vibrations et surpressions induites par un tir [33].

III.9.1. La surpression aérienne

Tout tir démines est accompagné d'un phénomène acoustique, bruit et souffle (infrasons), son origine se retrouve essentiellement dans la détente des gaz de l'explosif et déplacement rapide des matériaux.

Si la réglementation française ne détermine pas de limite aussi clairement définie que pour les vibrations sismiques se mesure est importante, il apparait clairement que des nombreux riverains ressentent les effets de cette surpression aérienne sur les structures et notamment les objets (Lustre, cadre, vaisselle) ou les éléments minces (vitres, cloisons minces) et confondent aérien et souterrain, pour vérifier cet état de fait la mesure simultanée doit être systématique.

Pour enregistrer l'onde aérienne les sismographes sont en grande majorité équipés des microphones piézoélectriques, reliés au sismographe soit des façons filaire soit intègres directement dans l'appareil [33].

III.9.2. Ouvrages sensibles aux vibrations

Lors des chantiers utilisant des tirs de mine (chantiers de TP, carrières...), les ouvrages pour lesquels des problèmes liés aux vibrations peuvent se présenter, peuvent se rencontrer sous des formes diverses et variées, on pourra citer par exemple [33]:

- Les maisons des habitants, les grands immeubles ;
- Les ponts, les viaducs et passerelles, les tunnels routiers et SNTF ;
- Les murs de soutènement, les barrages ;
- Les réservoirs (eau, gaz, pétrole...) aériens ou enterrés ;
- Les galeries souterraines ;
- Les conduites aériennes ou enterrées (eau, gaz...), les pylônes électriques ;
- Les talus ou falaises instables, les remblais...etc.

Tableau III-6. Vitesse limite en fonction des structures, suivant les normes algériennes [8].

Type de construction		Vitesse limite (V max) (mm/s)
Constructions traditionnelles		10
Constructions annexes à un habitant (hangar, bâtiment industriel)		[10 - 30]
Ouvrages d'art (pont, murs de soutènement, ...)		[15 - 50]
Poteaux, antennes		[10 - 70]
Réseaux enterrés (gaz, eau, électricité, télécoms)	Canalisation résistante	$V < 50$
	Canalisation sensible	$V < 30$
	Canalisation très sensible (canalisation en fonte grise)	$V < 10$

III.9.3. Règlementation concernant les vibrations

Les carrières sont soumises à une réglementation sur les vibrations produites par les tirs de mine, cette réglementation comprend des textes réglementaires comme l'arrête du 22 septembre 1994 des recommandations et des normes algériennes, le seuil limite réglementaire [8]:

III.9.3.1. Pour les vibrations

Les vitesses particulières pondérées des vibrations dues aux tirs mesurées selon les 3 axes de la construction ne doivent pas dépasser 10 (mm/s) dans les constructions avoisinantes, l'application des seuils doit se faire sur le signal préalablement pondéré, ceci est généralement réalisé par des logiciels de traitement des signaux fournis avec les appareils de mesure [8].

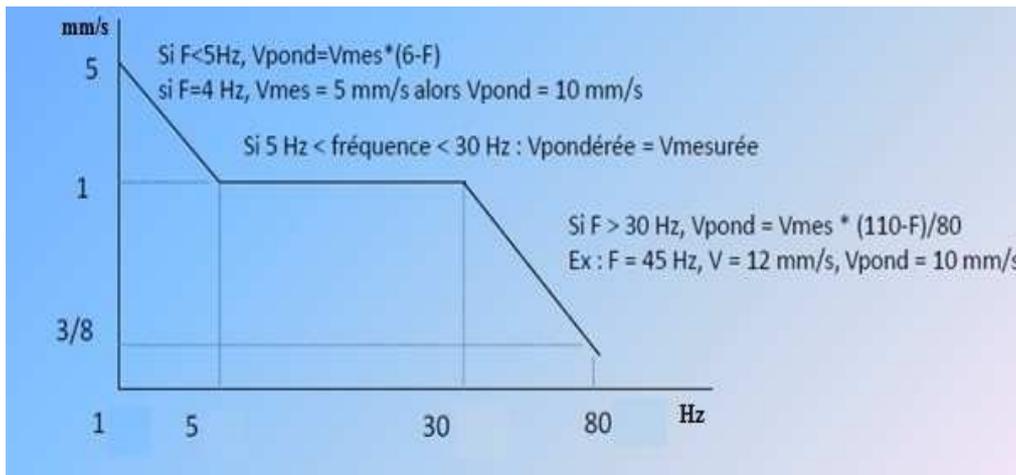


Fig III-8. Vibration de tir de mine (Normes algériennes) [8].

III.9.3.2. Pour la surpression aérienne [2] :

Il est recommandé de respecter un niveau limite de pression acoustique crête de 125 (dB), en règle générale ce seuil est une amplitude de vitesse de vibration v (mm/s) assortie d'une gamme de fréquence d'auscultation F (Hz).

Ainsi :

- Pour un tunnel rocheux non revêtu : $v < 50$ (mm/s) pour $F > 150$ (Hz) ;
- Pour un tunnel revêtu de briques de maçonnerie : $v < 15$ (mm/s), pour $20 \text{ (Hz)} < F < 50 \text{ (Hz)}$.

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 des habitants :

- $v < 10$ (mm/s) faible probabilité des dommages ;
- $10 \text{ (mm/s)} < v < 30 \text{ (mm/s)}$ nécessité d'un bon contrôle probabilité accrue de réclamations ;
- $v > 30$ (mm/s) non recommandé en zone habitée.

Ces seuils peuvent être modulés en fréquence si la gamme des fréquences dommageables est connue ou à fait l'objet d'études particulières, les fréquences de coupure usuelles sont de 10 (Hz) et 100 (Hz).

Pour les moyens de terrassement mécanique autre que l'explosif il n'est pas d'usage déréalisé 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 des vitesses admissibles sont inférieurs.

III.9.4. Loi de Chapot

Pierre Chapot, grâce à l'exploitation des nombreuses mesures in situ a écrit une loi de propagation des ondes dans le sol mettant en relation la puissance des charges des explosifs avec la vitesse particulière 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 très vite représenté des intérêts évidents pour la conduite des travaux en toute sécurité pour l'environnement [33].

III.9.4.1. 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 des recherches dans le domaine de la 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 :

$$V = K \times \left(\frac{D}{\sqrt{Q}} \right)^{-1.8}, (\text{mm/s})$$

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 varie de 300 à 6 000 avec une valeur moyenne de 2 000.

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 a même pu trouver des déclinaisons pratiques pour la prédiction des vibrations liées aux travaux utilisant des brises-roches hydrauliques, des compacteurs 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 animal, car les animaux sont également très sensibles aux ondes [33].

III.9.5. Evaluation de l'impact vibratoire des tirs de mine

Le niveau de vibration génère par un tir de mine et mesure sur les fondations d'un immeuble dépend de trois facteurs principaux qui peuvent globalement être résumés ainsi [33]:

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

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

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

III.9.6. Matériel de mesure des vibrations

Les vibrations quelle que soit leur Provenance (géologie, engins mécaniques, extraction à l'explosif,...etc.) sont mesurées grâce des sismographes appelés également dans la profession capteurs sismiques, il existe une multitude des types en fonction de leur utilisation et surtout des phénomènes à mesurer.

Le sismographe est un appareil qui mesure le mouvement du sol et l'enregistre sur un support visuel, telle est la fonction d'un sismographe pour l'étude des sols des tremblements de terre ou dans notre cas des tirs de mine, en termes scientifiques le support visuel évoqué plus haut est appelé sismogramme, nous préférons à cette appellation le terme d'évènement sismique.



Fig III-9. Photo d'enregistreur des vibrations (sismographe), (au niveau de la carrière de Chouf Amar).

III.9.6.1. Le mode opératoire

La partie concernant le 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 (bâtiment, ouvrage, canalisation,...etc.) à une proximité relative d'un tir de mine l'onde vibratoire se diffuse dans le sol et atteint le capteur qui vibre en même temps que son support, sous peut 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 la 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 transverse, ces enregistrements sont rendus possibles grâce à trois composants orientés dans les trois directions données les géophones, un géophone est un cylindre composé d'un aimant placé sur ressorts 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 processeur du sismographe qui le traduit en vitesse et en fréquence, l'évènement enregistré peut être consulté par l'utilisateur.

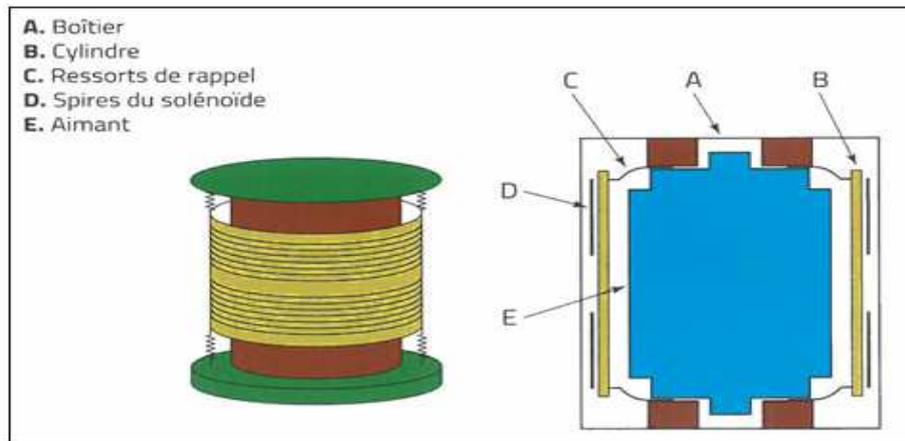


Fig III-10. Constitution d'un géophone [27].

III.9.6.2. L'interprétation des valeurs

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

a- Sous forme de ticket imprimé par l'appareil

Suite à l'enregistrement d'un événement ou sur demande le capteur imprime un papier de format inférieur à A5, il s'agit en général des valeurs maximales enregistrées sur chaque voie (ou direction), l'utilisateur ne peut pas voir la forme du signal sismique.

b- Sous forme de représentation graphique du signal

Suit à l'enregistrement d'un événement par le capteur les données sont transférées par câble, modem ou encore par clé USB intégrée à l'appareil vers un ordinateur, comme la Farge à utiliser, l'utilisateur peut alors via un logiciel de traitement spécifique (analyse sismique DELTA-SEIS 4.2) comme la Fig III-11 montre, visualiser le signal et la plupart du temps effectuer des analyses complémentaires, cette méthode est la seule permettant de confirmer l'imputabilité du signal à un tir de mine.

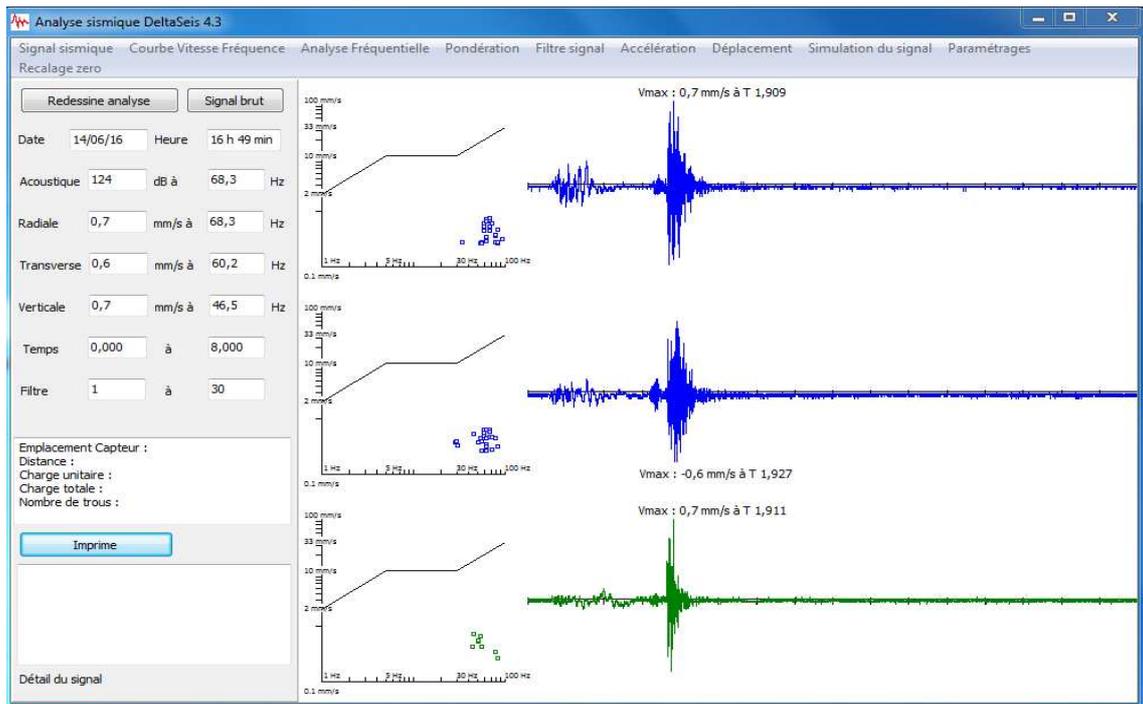


Fig III-11. Logiciel d'analyse sismique DELTA-SEIS 4.2 [22].

III.9.7. Partie expérimentale

Les tirs de mine provoquent un ébranlement de sol qui se propage à partir de ce point sous forme de déformations élastiques, les vibrations peuvent avoir des effets sur les bâtiments et les habitants, cet effet est plus ou moins important selon les caractéristiques de l'environnement vibratoire et le temps d'exposition.

Les vibrations des tirs de mine s'atténuent avec la distance, le niveau des vibrations résulte de plusieurs facteurs et principalement :

- De la nature des explosifs (énergie) ;
- De la charge ;
- De la distance au lieu d'explosion ;
- De la présence des microretards.

III.9.7.1. Calcul des vitesses des ondes de choc au niveau de chaque emplacement

Suivant le dispatch 10/2017 du 07- 03-2017 au niveau de la carrière de Chouf Amar et l'enregistrement au niveau de chaque emplacement avec les sismographes, on trouve que : (Voir l'annexe 9)



Fig III-12. L'emplacement des sismographes (Image de Google Earth).

a- Pour la station de concassage (ST 01) : D = 1 500 (m) par rapport au point de tir.

Tableau III-7. Les valeurs calculées et mesurées de la vitesse des ondes de choc pour la première station.

N° de volée	K moyenne	Distance (m)	Q (kg)	V (mm/s)	V _{enreg}	
					V _{dépl} (mm/s)	V _{Acou} (DB)
01	2 000	1 500	82	0,20	0,23	124,7
02	2 000	1 500	68	0,17	0,21	112
03	2 000	1 500	109	0,26	0,30	129
04	2 000	1 500	96	0,23	0,25	126
05	2 000	1 500	75	0,19	0,22	115,9

Avec :

V_{enreg} : Vitesse enregistrée par le sismographe en (mm/s) ;

V_{dépl} : Vitesse de déplacement en (mm/s) ;

V_{Acou} : Onde aérienne acoustique en (Db).

K : Le coefficient de site varie de 300 à 6 000 avec une valeur moyenne de 2 000 (pour la roche de calcaire).

b- Pour la station de Zeghaghda « les habitants », (ST 02) : D = 2 000 (m) par rapport au point de tir.

Tableau III-8. Les valeurs calculées et mesurées de la vitesse des ondes de choc pour la deuxième station.

N° de volée	K moyenne	Distance (m)	Q (kg)	V (mm/s)	V _{enreg}	
					V _{dépl} (mm/s)	V _{Acou} (DB)
01	2 000	2 000	82	0,12	0,15	103
02	2 000	2 000	68	0,10	0,12	107
03	2 000	2 000	109	0,15	0,19	115
04	2 000	2 000	96	0,13	0,17	111,8
05	2 000	2 000	75	0,11	0,13	101,2

c- Pour la station du point d'eau (ST 03) : D = 2 300 (m) par rapport au point de tir.

Tableau III-9. Les valeurs calculées et mesurées de la vitesse des ondes de choc pour la troisième station.

N° de volée	K moyenne	Distance (m)	Q (kg)	V (mm/s)	V _{enreg}	
					V _{dépl} (mm/s)	V _{Acou} (DB)
01	2 000	2 300	82	0,09	0,13	103
02	2 000	2 300	68	0,07	0,09	96,3
03	2 000	2 300	109	0,12	0,16	108,8
04	2 000	2 300	96	0,10	0,14	106
05	2 000	2 300	75	0,08	0,11	98,1

✓ Discussion des résultats

En mesurant la vitesse particulière pour comparer avec les normes réglementaires, on prend trois stations de mesure par rapport au point de tir après on obtient les résultats qui sont montrés dans les tableaux au-dessus.

Pour une distance de D = 1 500 (m), D = 2 000 (m), D = 2 300 (m) et avec des différentes charges, on remarque que la vitesse maximale mesurée 0,30 (mm/s) reste sous les valeurs règlementaires 10 (mm/s), concernant les habitants la valeur maximale est de 0,19 (mm/s) très loin des valeurs réglementaires, donc aucune influence sur les habitants les plus proches, les résultats que nous avons présentés permettent de conclure que les caractéristiques des charges utilisées dans l'exploitation de la carrière Chouf Amar ne causée pas des dégâts sur les habitants au-delà de 2 000 (m) des points de tir et même pour les autres stations.

La vitesse maximale tolérée pour les habitants ordinaires est habituellement fixée à 10 (mm/s), pour cette vitesse et un coefficient K = 2 000 caractérisant un bon tir dans une roche homogène on peut calculer la charge unitaire maximum pour une distance donnée ou inversement.

Tableau III-10. Calcul du rayon de la zone dangereuse.

Coefficient k	Charge instantanée maximal (kg)	Vitesse réglementaire (mm/s)	Distance (m)
2 000	82	10	171,89
2 000	68	10	156,53
2 000	109	10	198,18
2 000	96	10	186
2 000	75	10	164,39

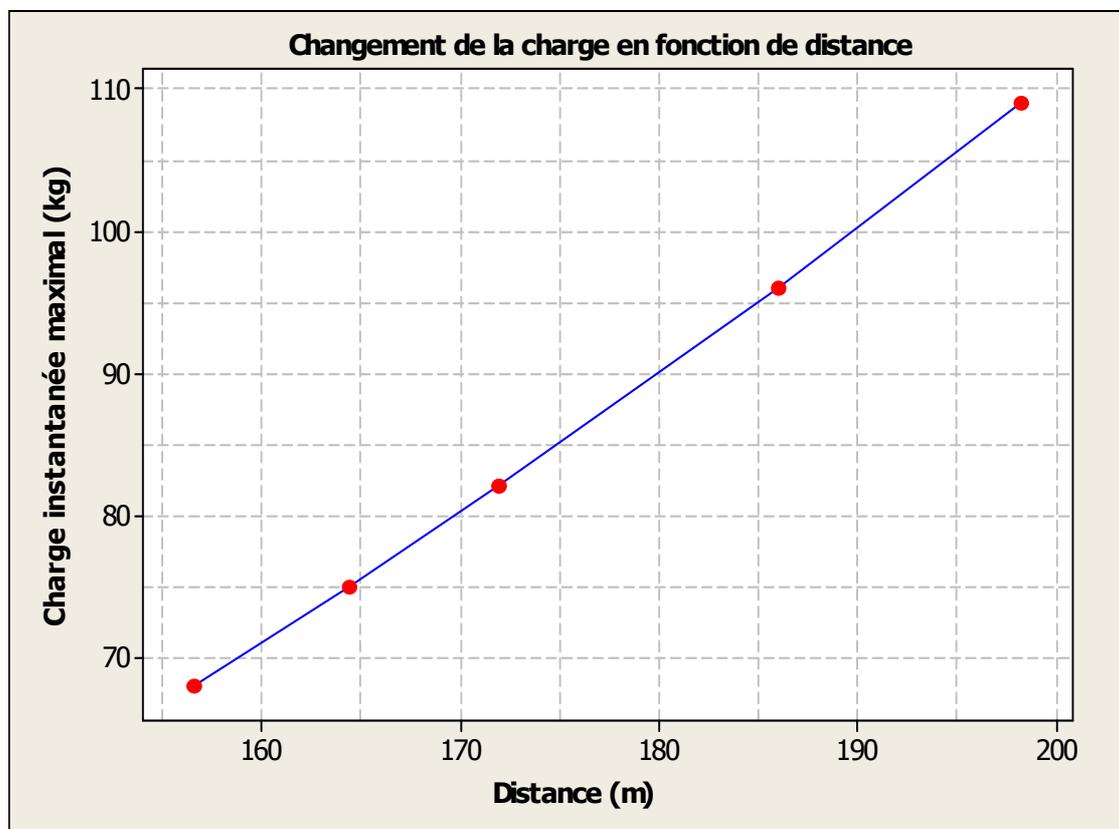


Fig III-13. Graphe du changement de la charge en fonction de distance.

✓ **Discussion des résultats**

En utilisant la relation de Chapot, connaissant K, connaissant la charge Q, et prendre la valeur réglementaire de la vitesse qui est égale à 10 (mm /s) on calcule la distance de sécurité pour déterminer le rayon de la zone dangereuse, on remarque que la distance augmente avec l'augmentation de la charge instantanée, donc pour une valeur maximale de la charge est de 109 (kg) il aura une distance de sécurité supérieure à 198,18 (m).

III.10. Conclusion

Dans la carrière les deux types des vibrations sont systématiquement mesurés à chaque tir à l'aide d'un sismographe DELTA-SEIS 4.2 en des points bien choisis, les enregistrements sont disponibles auprès des services techniques de la carrière, les valeurs obtenues sont très en de çà de la vitesse limite permise qui est de 10 (mm/s), donc dans notre cas il n'y a aucun impact sur les constructions les plus proches.

En cas générale pour minimiser les nuisances des effets de tir (vibration sismique et acoustique), la loi de Chapot est utilisée pour évaluer facilement les mesures des vitesses de vibration, il est parfaitement possible de maîtriser les nuisances sismiques.

Dans la prochain chapitre nous allons étudier la sécurité dans l'entreprise et la protection de l'environnement au niveau de la carrière de Chouf Amar.

IV. La sécurité dans l'entreprise et l'environnement

IV.1. Introduction

L'activité minière comme toute activité humaine à un impact sur l'environnement, sachant que réduire à zéro cet impact est parfaitement utopique, il s'agit de concilier la nécessité d'une production minière et le désir légitime de maintenir un environnement correct et la réduction des effets indésirables à un niveau tolérable [18].

IV.2. Détermination des critères de l'étude d'impact

Les études d'impact s'appuient sur la détermination de critères appropriés pour orienter les choix et la prise de décision.

IV.2.1. Critères de l'impact [30]:

Des critères indissociables guident les études d'impacts :

- l'étendue de l'impact : changement de la mesure d'une variable de l'environnement, tant au niveau spatial que temporel, elle peut représenter une mesure (par exemple la superficie d'un peuplement forestier inondé par la mise en eau d'un barrage) ou une prédiction (l'accroissement sonore suite à la construction d'un projet routier par exemple), mais de façon quantifiable ;
- Intensité ou ampleurs des modifications : degré de perturbation du milieu, variable selon le degré de sensibilité ou de vulnérabilité de la structure ;
- La durée de l'impact : aspect temporel avec les caractères de réversibilité ;
- La fréquence de l'impact : caractère intermittent ou occurrence ;
- Le niveau d'incertitude : probabilité que l'impact se produise.

IV.2.2. Qualification de l'impact

Les impacts peuvent alors être qualifiés [30]:

- **Impact direct** : exprime une relation de cause à effet entre une composante du projet et un élément de l'environnement ;
- **Impact indirect** : découle d'un impact direct et lui succède dans une chaîne des conséquences ;

Chapitre IV - La sécurité dans l'entreprise et l'environnement

- **Impact cumulatif** : résultat d'une combinaison d'impacts générés par un même projet ou par plusieurs projets dans le temps (passé, présent ou avenir) et dans l'espace ;
- **Impact résiduel** : impact qui reste après l'application d'une mesure d'atténuation.

IV.3. Hygiène et sécurité

L'activité d'exploitation de la carrière de Chouf Amar peut être le siège des plusieurs risques d'accidents, ces risques sont liés généralement à :

- La manipulation des explosifs ;
- La hauteur des gradins et la cohésion des roches du front d'abattage ;
- La circulation des engins ;
- Les mouvements des personnes ;

Ainsi les causes des accidents sont nombreuses et l'on peut citer les plus importantes :

- Explosion due à une mauvaise manipulation des explosifs ;
- Les chutes des blocs et chutes d'objets ;
- Les glissades et chutes de personnes ;
- Les heurts ;
- L'électrocution ;
- Les brûlures ;
- L'incendie,...etc.

Dans ce cadre LCM prévoit toute une gamme des mesures de sécurité minimisant au maximum les risques ou dangers éventuels liés à l'activité, notamment par :

- Une conception des pentes et un entretien des pistes de roulage, talus et hauteur des gradins conformes à la réglementation en vigueur,...etc ;
- Un choix d'équipements composant l'usine en conformité avec les normes européennes ;
- Un plan de circulation des engins avec des limites de vitesse à 30 (km) à l'heure;
- Une formation et une sensibilisation du personnel.

Par ailleurs les accès à la carrière et à l'usine sont matérialisés par la mise en place des panneaux indicateurs et des panneaux de sécurité [21].

IV.4. Mesures de protection de l'environnement

IV.4.1. Dispositions prises à la conception du projet

Le projet envisagé prévoit l'exploitation de la partie sommitale du gisement de Chouf Amar du haut vers le bas, afin de réduire le risque d'instabilité du talus à la fin d'exploitation [18].

IV.4.2. Réduction de l'impact visuel et remise en état des lieux

En raison de la disposition du front d'exploitation, la carrière ne sera pas visible dès qu'on s'éloigne de la carrière, on peut cependant tirer profit de cette exploitation en projetant la remise en état du site, actuellement sous un aspect déboisé pour le transformer en un site beaucoup plus végétalisme.

La remise en état des lieux disposition législative stipulée à l'article 150 de la loi minière N° : 01-10 du 03/07/2001, relative aux activités minières consistera à revégétaliser les espaces exploités avec des espèces locales à croissance rapide comme le cèdre, le chêne vert et le pin d'Alep et effacer ainsi l'aspect un peu chaotique consécutif à une exploitation minière.

Dans ce cadre il conviendra de mettre en végétation le talus final de la fosse finale ainsi que les banquettes qui résulteront de l'exploitation (1 000 à 1 200 plantes par hectare) [18].

IV.4.3. Dispositions pour réduire l'impact sur le milieu naturel

Une revégétalisation graduelle du site est projetée pour arriver à la cessation d'activité à avoir une zone totalement végétalisée, favorisant ainsi le retour de la faune, actuellement un programme de reboisement est engagé avec la plantation de près de 2 000 plants longeant la piste d'accès à la carrière [18].

IV.4.4. Protection des eaux

On est amené à penser que les poussières produites par l'exploitation de la carrière (lors de l'abattage et du chargement du minerai) et la station de concassage pourraient être transportées par les vents et déposées plus loin, pour réduire cet impact il est prévu la couverture des sources de poussières ainsi que l'arrosage des pistes d'accès et des gradins pendant les jours de grands vents.

Chapitre IV - La sécurité dans l'entreprise et l'environnement

A noter qu'il s'agit de poussières de calcaire naturel (faisant partie intégrante de la composition du sol en place) et qu'elles n'auront aucun impact négatif sur les eaux, ni sur leur vulnérabilité, ni sur leur sensibilité, pour les eaux souterraines l'exploitation ne prévoit pas de rejets liquides industriels pouvant s'infiltrer et polluer ainsi le sous-sol.

Par ailleurs, des précautions seront prises en ce qui concerne le lavage des engins et des installations fixes, les vidanges des moteurs (récupération des huiles usagées,...etc.) conformément à la réglementation en vigueur [18].

IV.4.5. Réduction des vibrations [18]:

Les mesures de réduction des vibrations seront menées à la carrière, un abattage avec tirs séquentiels est mis en œuvre, dans le chapitre 03 ont montré qu'avec une charge instantanée de 109 (kg), le niveau de vibration est très faible au voisinage de station de concassage distants de 1 500 (m) de la carrière où leur emploi est exceptionnel et réservé à la prévention ou au signalement d' incidents ou d'accidents graves.

L'ouvrier travaillant sur un engin vibrant comme le crawler reçoit par l'intermédiation des rouleaux et poignets des vibrations qui influent sur le système nerveux en causant des maladies telles que diminuer ces vibrations ils doivent :

- Diminuer les jeux entre les pièces ;
- Appliquer des matériaux absorbant l'énergie de vibration ;
- Lubrifier périodiquement les engins ;
- Mesurer les vibrations à chaque tir et adapter le plan de tir en conséquence pour minimiser leur influence sur les constructions ;
- Faire appliquer les mesures de protection individuelle telle que les chaussures sécurité, port des gants spéciaux,...etc.

IV.4.6. Réduction du bruit

Les bruits contribuent à l'apparition des traumatismes et une baisse de rendement, elles influent sur le système nerveux en provoquant la fatigue et surtout surdité, le bruit lie à l'abattage à l'explosif : l'abattage à l'explosif provoque un bruit, les tirs peuvent être réalisés dans des délais brefs (emploi des cordons détonants ou des détonateurs électriques).

Ceci peut améliorer la tranquillité du voisinage, de plus une concentration avec les habitants des alentours pour les choix des heurs de tirs peu diminuer l'effet de surprise,

Chapitre IV - La sécurité dans l'entreprise et l'environnement

parfois dangereux pour les personnes âgées, malades ou cardiaques, dangereux également pour les animaux, les sondeuses, concasseurs et marteaux perforateurs en sont les principaux responsables.

On peut utiliser : casques, chariots de forage, poussoirs, oreillettes de protection pour diminuer leurs intensités, vérifier et réparer l'insonorisation des cabines des engins vétustes, vérifier et réparer régulièrement les systèmes d'échappements et équiper le personnel exposé des casques, toutefois près des sources de bruit dépassant le seuil de 90 (Db), l'usage des protèges bruits pour le personnel est systématique [21].

IV.4.7. Réduction de l'impact lié aux poussières [30]:

Il convient cependant de souligner que la production des poussières fait l'objet d'une attention particulière de la part de l'exploitant par un contrôle quotidien des sources de production de poussière, en effet un suivi régulier des sources de production de poussière est effectué, la réduction de l'effet de la production de poussières au niveau de la carrière sera obtenue par :

- L'emploi des masques anti-poussières, visites périodiques pour les ouvriers les plus exposés ;
- L'arrosage régulier des plates formes et des routes de transport pendant les jours des grands vents ;
- Captage de la poussière au sortie du trou de forage par un système d'aspiration et captage incorpore sur la sondeuse pour le bien être des ouvriers.



Fig IV-1. Arrosage des pistes (Photo au niveau de la carrière de Chouf Amar).

Chapitre IV - La sécurité dans l'entreprise et l'environnement

Ainsi, lors de l'extraction on essaie de limiter la pollution de l'air par les poussières, la cimenterie de HAMMAM DALAA dispose d'une section chargée de l'environnement et qui s'occupe du [18]:

- Contrôle et suivi des rejets solides et liquides ;
- Identification de l'impact de la pollution par des moyens ultras moderne comme :
 - Un instrument (Aéroscope) de mesure des particules (Très fines) volatiles dans l'air ;
 - Un autre appareil de mesure des différents gaz dégagés ;
 - Un appareil spécial pour mesurer les composantes organiques volatiles dans l'air ainsi que d'autre instrument de mesure des différentes variations atmosphériques par exemple le degré de température et de pression.



Fig IV-2. Aéroscope portable de la poussière [18].

La mise en œuvre de ces mesures aura un effet réducteur positif sur :

- La préservation de la santé de la population avoisinante ;
- La préservation de la santé des travailleurs de la carrière ;
- La protection des eaux souterraines et la préservation de l'activité photosynthétique de la végétation environnante.

Par ailleurs cette opération est étendue à d'autres sites et notamment les bureaux techniques de la carrière, l'administration et dans la zone du concassage primaire [18].

IV.4.8. Les gaz nuisibles [18]:

Outre une grande quantité de fine poussière de gaz d'échappement des engins miniers, des explosions qui dégagent de grande quantité de gaz dont certains comme l'oxyde de carbone, monoxyde de carbone en cas d'un tir échoué, et les vapeurs nitreuses sont très dangereux pour l'homme et son environnement même en faible concentration dans l'air, pour cela les endroits où il y a une forte concentration, l'autorisation dans une zone est admise avec des équipements appropriés aux dites zones à savoir :

- Utilisation des masques à gaz pour les ouvriers ;
- L'accès des mineurs au chantier ne sera autorisé qu'après une demi-heure après le tir.



Fig IV-3. Filtre à manche [18].

IV.4.9. Mesures de protection liée à la sécurité

Dans ce cadre, la conception du projet prévoit toute une gamme des mesures de sécurité minimisant au maximum les risques ou dangers éventuels liés à l'activité, outre les mesures de sécurité liées à l'exploitation minière d'une carrière prévues dans la conception du projet et mises en évidence déjà dans la présente étude d'impact sur l'environnement, une grande attention est accordée par LCM aux règles d'hygiène et de salubrité publique.

Chapitre IV - La sécurité dans l'entreprise et l'environnement

C'est ainsi que les rejets de résidus tels que les huiles de vidange, autres huiles usagées, ne sont pas tolérés, de même qu'un stockage des éventuels déchets et une gestion du parc à ferraille font l'objet d'une grande attention [21].

IV.4.10. Réglementation et déchets

L'accroissement des exigences de la réglementation, notamment la loi du 13 juillet 1992 rend nécessaire la maîtrise des flux de déchets, ces exigences très fortes imposées par la réglementation modifient les habitudes sur le chantier et poussent les entreprises de BTP (bâtiment et travaux publics) à gérer de manière plus rigoureuse les déchets qu'elles produisent.

De plus, face à l'éloignement et à la raréfaction des installations de stockage, aux coûts sans cesse croissants du stockage et des taxes, il est indispensable de réduire la production des déchets à la source puis de privilégier le traitement et la valorisation de ceux-ci, afin de développer et d'optimiser les organisations des gestions de ces déchets, il est nécessaire d'identifier leurs sources et de repérer les différentes filières de traitement [21].

IV.4.11. Prévention des accidents du travail

Dans l'industrie la nécessité incontestée est à prévenir les risques professionnelles, sauvegarder des travailleurs, les épargner contre les maladies, les blessures ou la mort, la tâche essentielle d'un ingénieur dans une usine, un atelier, un chantier est d'assurer la production, éviter toutes pertes ou gaspillage, les incidents de fabrication les conflits, les accidents.

Prévenir un danger c'est d'abord le prévoir et agir avant pour l'empêcher de venir et non seulement informer, ou avertir selon un autre sens du verbe prévenir, on appelle prévention des accidents du travail l'ensemble des moyens utiles efficaces et pratiques pour résister contre les risques professionnels, pour empêcher un phénomène de se produire il faut connaître la chaîne et le cheminement des éléments qui l'entraînent, il faut disposer des moyens de les arrêter de rompre l'enchaînement fatal [21].

IV.5. Conclusion

On peut conclure que toutes les mesures visant à réduire l'impact des activités minières qui influent sur l'environnement doivent s'accompagner du contrôle permanent des principaux effets (vibrations, les charges polluantes dans l'eau, les émissions de poussières, bruit,...etc.) à toutes les phases de l'exploitation 'jusqu'à la fermeture de la mine et même après celle-ci, pour assurer la protection de l'environnement à long terme.

Conclusion générale

Après l'étude et l'analyse, nous pouvons conclure d'une manière générale que les effets arrière influent directement sur le rendement d'abattage des travaux miniers à ciel ouvert tel que les fissures, les vibrations et les projections des roches.

Les techniques pour la réduction des vibrations sont [24]:

- ❖ Qualité d'exécution du tir : une fois la charge unitaire acceptable déterminée (par exemple à l'aide d'une simulation de type loi de Chapot), c'est la bonne implantation du tir qui va déterminer une bonne géométrie et un chargement adapté ;
- ❖ La charge unitaire : plus la quantité d'explosif détonnant à un instant donné sera grande, plus le pic de vibration ne sera important, la charge unitaire n'est pas le seul paramètre influant sur le niveau de vibration.

On essaiera donc de réduire la charge unitaire afin de diminuer le niveau des vibrations de tir, la réduction de la charge unitaire peut se faire de différentes façons :

- l'introduction des bourrages intermédiaires des matériaux inertes afin de réduire la charge dans le trou ;
 - la réalisation de plusieurs charges dans le trou séparées par des bourrages intermédiaires et chacune amorcée avec un temps d'amorçage différent ;
 - réduction de la hauteur du plan de tir (maille) peuvent aboutir à la réduction du diamètre de forage, ce qui implique moins de quantité d'explosif dans le trou.
- ❖ Le découplage des charges dans le temps : En général pour des détonateurs électriques ou non électriques qui ont un système chimique de retardement, on prend comme règle 8 (ms) d'intervalle de temps absolu afin de garantir le découplage.
 - ❖ La taille des tirs : L'augmentation de la taille du tir est réalisée en respectant les règles de découplage des charges et en soignant la qualité d'implantation, ceci ne conduit pas forcément à une augmentation du niveau des vibrations.

Recommandations

- Faire l'inventaire des structures sensibles aux vibrations situées au voisinage de la source ;
- Définir pour chacune des structures des seuils admissibles qui feront l'objet des clauses contractuelles ;
- Etablir pour le site d'étude une loi d'amortissement des vibrations engendrées par l'explosif ;
- Estimer les charges maximales d'explosif à mettre en œuvre de manière à préconiser les méthodes et pratiques des tirs qui respectent les seuils préalablement définis [25];
- Modification des paramètres du tir : Diminuer la charge unitaire, réduire le nombre des charges tirées avec le même retard, réduire la maille, réduire la hauteur, vérifier que la surface de dégagement est suffisante et réduire le nombre des trous à faible rendement ;
- Entrave à la propagation des vibrations : Crée une faille ouverte entre le tir et le point de mesure, prédécouper (sauf s'il est rempli d'eau ou d'argile), forer une rangée des trous vides et diminuer les vibrations dans un voisinage immédiat [26].

Références bibliographiques

Références bibliographiques

- [1] : **BOUKHALFA. A** - Analyse des paramètres de coupe (abattage mécanique) - Mémoire de magister, université Badji Mokhtar, Annaba [2012].
- [2] : **YAHYOUI. S** - Modélisation de propagation de la fracture dirigée autour d'une charge explosif - Thèse de doctorat, option exploitation des mines, département des mines, faculté science de la terre, université Badji Mokhtar, Annaba [2012].
- [3] : **A. BADOUREAU** et **P. GRANGIER** - Livre sur : Les mines, Les minières et les carrières [1892].
- [4] : [https://www.google.com/search=travail à la main dans les mines#img](https://www.google.com/search=travail+à+la+main+dans+les+mines#img) (Page consultée le 17 mai 2009).
- [5] : [https://www.google.com/search=abattage par feu#img](https://www.google.com/search=abattage+par+feu#img) (Page consultée le 4 mars 2013).
- [6] : [https://www.google.com/search=Mineur continus#img](https://www.google.com/search=Mineur+continus#img) (Page consultée le 21 janvier 2011).
- [7] : [https://www.google.com/search=Trancheuses équipées d'un broyeur de pierre#img](https://www.google.com/search=Trancheuses+équipées+d'un+broyeur+de+pierre#img) (Page consultée le 4 avril 2014).
- [8] : **SIMI YANNICK BLEUZEN** - Abattage à l'explosif - Ecole des mines de Nancy [2010].
- [9] : **KAMULETE MUDIANGA. N** - Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert.
- [10] : **ALBERT ARMANGUE** - Guide pratique du minage, travaux du groupe française de l'énergie explosive (vibrations des tirs) [2014].
- [11] : **BERDOUDI. S** - Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions algériennes - Thèse de doctorat en mines, université Badji Mokhtar, Annaba [2012].
- [12] : **LARBI. A** - L'influence des tirs à l'explosif sur la stabilité des terrains miniers, cas de la mine de Boukhadra (Tébessa) site BK II - Mémoire de master, université de Bejaia [2016].
-

Références bibliographiques

- [13] : **CVB CUNNINGHAM** - Control over blasting parameters and its effect on quarry productivity - MSC (ENG) ARSM manager, blast consult, AECI explosives and chemicals limited.
- [14] : **CECILE COLOMBES** - Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière des granulats - Option sol et sous sol [2007].
- [15] : **BOUKHELIFA. M** et **BENELMOUAZ. H** - Optimisation des paramètres d'abattage à l'explosif pour améliorer les résultats de tir (Carrière Chouf-Amar Msila) - Mémoire de master, université de Bejaia [2016].
- [16] : **O.N.E.X** (office national des substances explosives), guide technique des explosifs et accessoires de tir.
- [17] : **SAADOUN. R** - La contribution à l'analyse des effets de tirs d'abattage (Carrière Chouf-Amar Msila) - Mémoire de magister, université Badji Mokhtar, Annaba [2012].
- [18] : **ADJOU. M** - Audit environnemental annuel du gisement de calcaire pour ciment (Chouf Amar) - W. Msila [2016].
- [19] : **ADJOU. M** - Projet extension nord de la carrière de calcaire (Chouf Amar), étude de dangers - W. Msila [2006].
- [20] : **FREDJ. M** - Etude du régime de forage dans les conditions de la carrière de calcaire (Chouf-Amar M'sila) - Mémoire de magister, université Badji Mokhtar, Annaba [2012].
- [21] : **ADJOU. M** - Rapport géologique du gisement de calcaire pour ciment (Chouf Amar) - W. Msila [2015].
- [22] : Les données de l'entreprise de LAFARGE, service de la carrière.
- [23] : **RJEVESKI. V** - Processus des travaux miniers à ciel ouvert - Nedra Moscou [1978].
- [24] : **ANTILL J.M. MODERN** - Blasting techniques for construction engineering - Australian civil engineering and construction, page 17 [1964].
- [25] : **ESSAIEB. H** et **HATEM. G** - Phénomène vibratoire et technologie des mesures des vibrations dans les carrières des roches massives - Unité de recherche en ingénierie géotechnique école nationale des ingénieurs de Tunis, ATMR association Tunisienne de mécanique de roche [2014].
-

Références bibliographiques

- [26] : **BAALI. F** - Exploitation à ciel ouvert d'une carrière des agrégats Algran el Ghedir Skikda - Rapport de stage [2012].
- [27] : **BOUSTA. S** et **KENDRICHA. S** - Les effets sismiques de tir et détermination de rayon de la zone dangereuse - Mémoire de master, université de Bejaia [2015].
- [28] : **BOUTABA. A** - Rapport géologique du gisement de Chouf-Amar (CETIM) [2015].
- [29] : **KOUALENKO.V** et **AMBARTSOUMIAN. N** et **LAHMER. K.M** - Exploitation des carrières, Ed OPU- Algérie.
- [30] : **ALIOUCHE. M** - Exploitation des substances utiles à ciel ouvert et impact sur l'environnement, étude de cas dans l'est algérien (les gisements de djebel Salah, région de Constantine) - Mémoire de magister en géologie, université Mentouri de Constantine [2008].
- [31] : **FLORENT DELILLE** - Recherche d'une prédiction de fragmentation [2012].
- [32] : **GUINTOLI SAS** - Demande d'autorisation d'exploiter une carrière et une installation de traitement de matériaux lieu-dit (bois de Saint-Laurent), étude d'impact - Commune de Saint Laurent.
- [33] : **PIERRE CHAPOT** - Etude des vibrations provoquées par les explosifs dans les massifs rocheux - Ministère de l'urbanisme et du logement ministère des transports, rapport de recherche LPC N° 105 [1981].
-

ANNEXES

ANNEXE 1

Tableau 1. Essais Physico-mécaniques de la matière.

N° Sondage	Couche 1			Couche 2			Couche 3		
	PV	HN	RC	PV	HN	RC	PV	HN	RC
A-2	-	-	-	-	-	-	2,697	0,089	110,161
A-3	2,693	0,183	170,70	2,683	0,331	59,83	2,686	0,303	79,091
A-4	-	-	-	2,682	0,289	81,976	2,692	0,222	81,786
A-5	-	-	-	2,679	0,18	122,35	2,666	0,317	59,508
A-6	2,683	0,159	122,35	2,670	0,242	68,925	2,683	0,199	114,875
A-7	2,651	0,231	89,34	2,634	0,272	59,865	2,681	0,325	89,84
B-2	-	-	-	2,678	0,338	82,30	2,694	0,177	80,88
B-4	2,688	0,264	125,98	2,677	0,356	83,15	2,691	0,225	111,15
B-5	2,677	0,149	108,14	2,659	0,839	98,220	2,702	0,196	86,209
B-6	2,672	0,321	115,11	2,674	0,411	25,28	2,684	0,235	97,43
B-7	2,662	0,269	112,58	2,661	0,095	74,54	2,614	0,465	57,435
C-2	2,636	0,274	72,805	2,669	0,540	57,49	2,698	0,162	129,125
C-3	2,642	0,348	99,855	2,666	0,422	98,745	2,680	0,384	50,73
C-6	2,681	0,317	135,49	2,666	0,546	100,87	2,678	0,265	46,075
C-7	2,691	0,213	101,15	2,670	0,442	78,185	2,666	0,360	104,31
D-2	2,691	0,176	113,96	2,699	0,151	121,41	2,701	0,063	98,03
D-3	2,633	0,239	84,493	2,683	0,250	57,816	2,710	0,053	73,879
D-4	2,702	0,092	112,02	2,663	0,453	40,602	2,704	0,072	86,94
D-5	2,698	0,094	108,40	2,700	0,09	90,947	2,692	0,148	62,496
D-6	2,693	0,188	122,84	2,677	0,227	89,60	2,684	0,209	92,103
E-2	2,680	0,241	90,519	2,684	0,159	64,87	2,704	0,115	124,85
E-4	2,678	0,209	132,05	2,697	0,222	35,95	-	-	-
E-6	2,682	0,225	87,09	2,676	0,342	66,76	2,689	0,163	79,78
F-2	2,699	0,179	100,46	2,668	0,300	89,16	2,688	0,334	94,78
Moyenne par couche	2,676	0,218	109,76	2,674	0,326	79,52	2,686	0,220	87,452

ANNEXES

ANNEXE 2

Tableau 2. Composition chimique de la couche C1.

Variables	Sections	N	Min	Max	Moy	Sigma	V (%)
PF	I	45	20,88	43,00	40,22	3,84	9,45
	II	122	15,66	43,54	38,81	7,62	19,64
	I+II	167	15,66	43,54	39,13	6,85	17,51
SiO₂	I	45	1,29	36,00	5,73	6,30	109,99
	II	122	0,73	48,51	7,08	10,63	150,18
	I+II	167	0,73	48,51	6,77	9,68	142,97
Al₂O₃	I	45	0,39	15,48	2,01	2,57	127,80
	II	122	0,36	17,29	2,97	4,76	160,45
	I+II	167	0,36	17,29	2,74	4,31	157,02
Fe₂O₃	I	45	0,48	4,57	1,12	0,70	62,89
	II	122	0,36	9,82	1,46	1,82	124,21
	I+II	167	0,36	9,82	1,38	1,60	116,03
CaO	I	45	19,00	52,85	48,59	6,11	12,58
	II	122	8,20	54,02	49,09	10,91	23,17
	I+II	167	8,20	54,02	47,43	9,87	20,82
MgO	I	45	0,59	2,66	1,25	0,47	37,50
	II	122	0,36	2,61	1,14	0,48	42,21
	I+II	167	0,36	2,66	1,16	0,47	40,77
SO₃	I	45	0,07	1,19	0,53	0,33	62,25
	II	122	0,07	3,84	0,82	0,90	109,50
	I+II	167	0,07	3,84	0,76	0,81	106,88
K₂O	I	45	0,04	1,36	0,20	0,80	119,30
	II	122	0,02	2,24	0,30	0,51	169,02
	I+II	167	0,02	2,24	0,28	0,45	163,79
Na₂O	I	45	0,00	0,20	0,11	0,08	69,67
	II	122	0,01	0,21	0,08	0,08	102,94
	I+II	167	0,00	0,21	0,08	0,08	93,56
Cl	I	45	0,009	0,055	0,019	0,010	54,23
	II	122	0,004	0,134	0,018	0,017	93,39
	I+II	167	0,004	0,134	0,018	0,015	84,09
CO₃	I	45	32,92	96,30	88,99	10,94	12,29
	II	122	15,18	98,19	85,96	20,04	23,31
	I+II	167	15,18	98,19	86,66	18,11	20,90

ANNEXES

ANNEXE 3

Tableau 3. Compositions chimique de la couche C2.

Variables	Sections	N	Min	Max	Moy	Sigma	V(%)
PF	I	83	27,69	41,13	38,54	3,23	8,38
	II	124	25,73	42,00	38,16	3,68	9,64
	I+II	207	25,73	42,00	38,31	3,50	9,14
SiO₂	I	83	3,44	21,88	7,18	4,77	66,44
	II	124	2,21	25,48	7,60	5,1	67,28
	I+II	207	2,21	25,48	7,44	4,97	66,80
Al₂O₃	I	83	1,21	9,55	2,95	1,96	66,52
	II	124	0,67	11,32	3,17	2,19	69,10
	I+II	207	0,67	11,32	3,09	2,10	68,07
Fe₂O₃	I	83	0,8	3,53	1,32	0,67	50,56
	II	124	0,73	4,18	1,40	0,76	54,56
	I+II	207	0,73	4,18	1,37	0,73	53,05
CaO	I	83	30,00	51,07	46,91	5,14	10,95
	II	124	25,22	52,17	46,49	5,59	12,02
	I+II	207	25,22	52,17	46,65	5,40	11,58
MgO	I	83	0,77	3,25	1,06	0,53	49,41
	II	124	0,68	4,04	1,12	0,59	52,62
	I+II	207	0,68	4,04	1,10	0,56	51,33
SO₃	I	83	0,13	2,96	1,12	0,46	40,77
	II	124	0,11	3,15	1,13	0,51	44,96
	I+II	207	0,11	3,15	1,13	0,49	43,29
K₂O	I	83	0,13	1,04	0,39	0,21	53,50
	II	124	0,09	1,26	0,42	0,23	55,13
	I+II	207	0,09	1,26	0,41	0,22	54,47
Na₂O	I	83	0,00	0,21	0,12	0,07	57,01
	II	124	0,01	0,20	0,09	0,08	85,01
	I+II	207	0,00	0,2	0,10	0,08	73,01
Cl	I	83	0,004	0,330	0,017	0,036	204,79
	II	124	0,008	0,041	0,018	0,007	39,81
	I+II	207	0,004	0,330	0,018	0,023	132,58
CO₃	I	83	59,61	92,51	85,62	8,27	9,66
	II	124	52,82	95,65	85,18	9,21	10,82
	I+II	207	52,82	95,65	85,35	8,83	10,34

ANNEXES

ANNEXE 4

Tableau 4. Composition chimique de la couche C3.

Variables	Sections	N	Min	Max	Moy	Sigma	V(%)
PF	I	48	38,04	42,86	41,49	0,80	1,91
	II	56	37,96	42,40	41,59	0,70	1,69
	I+II	104	37,96	42,86	41,68	0,75	1,81
SiO₂	I	48	1,44	6,83	2,89	1,03	35,81
	II	56	1,73	8,24	3,06	1,00	32,63
	I+II	104	1,44	8,24	2,98	1,02	34,06
Al₂O₃	I	48	0,65	2,62	1,29	0,38	29,25
	II	56	0,90	3,57	1,41	0,39	27,43
	I+II	104	0,65	3,57	1,36	0,39	28,46
Fe₂O₃	I	48	0,60	1,44	0,80	0,13	16,57
	II	56	0,68	1,34	0,80	0,10	11,96
	I+II	104	0,60	1,44	0,80	0,11	14,19
CaO	I	48	47,67	53,50	51,60	1,11	2,14
	II	56	46,20	52,90	51,34	1,02	1,99
	I+II	104	46,20	53,50	51,46	1,07	2,07
MgO	I	48	0,52	1,04	0,81	0,12	14,64
	II	56	0,52	1,06	0,86	0,09	10,94
	I+II	104	0,52	1,06	0,66	0,11	13,12
SO₃	I	48	0,06	1,68	0,37	0,28	75,43
	II	56	0,11	1,26	0,45	0,21	46,04
	I+II	104	0,06	1,68	0,41	0,25	59,29
K₂O	I	48	0,07	0,39	0,15	0,06	39,60
	II	56	0,10	0,47	0,16	0,06	34,43
	I+II	104	0,07	0,47	0,16	0,06	36,77
Na₂O	I	48	0,01	0,21	0,12	0,08	64,92
	II	56	0,01	0,21	0,09	0,08	95,97
	I+II	104	0,01	0,21	0,10	0,08	80,69
Cl	I	48	0,007	0,042	0,019	0,007	39,52
	II	56	0,010	0,041	0,018	0,008	41,21
	I+II	104	0,007	0,042	0,018	0,007	40,20
CO₃	I	48	86,72	96,94	93,45	2,33	2,49
	II	56	84,20	95,76	93,10	1,94	2,09
	I+II	104	84,20	96,94	93,26	2,13	2,28

ANNEXES

ANNEXE 5

Tableau 5. Caractéristique technique de la sondeuse ATLAS COPCO L 6.

Paramètres	Unités	Valeurs
Marque ATLAS COPCO	-	-
Type ROCLE 6 - 44	-	-
Type de moteur CAT C 10	-	-
Puissance du moteur	kW	R 72
Diamètre du trou	mm	[110 – 130]
Direction de forage	(°)	[60 – 90]
Vitesse de rotation	t _r /mn	[25 – 80]
Vitesse de déplacement	km/h	3,4
Consommation d'air comprimé	bars	5
Profondeur max de forage	m	40
Poids	tonne	18,5
Longueur	m	10,3
Hauteur	m	3,8
Largeur	m	4

ANNEXE 6

Tableau 6. Caractéristique technique de la chargeuse.

Paramètres	Unités	Valeurs
Marque CAT	-	-
Type	-	990
Capacité du godet	m ³	[8,4 – 9,2]
Capacité de Charge	tonne	[15 – 16,5]
Puissance du moteur	kW	468
Vitesse maximal de déplacement	km/h	20,8
Moteur	E diesel	3 412
Poids	kg	73 453

ANNEXES

ANNEXE 7

Tableau 7. Caractéristique technique de camion.

Paramètres	Unités	Valeurs
Type CAT 775	-	-
Puissance du moteur	kW	544
Capacité de benne	m ³	31,7
Capacité de charge	tonne	65
Poids à charge	tonne	112,5
Poids à vide	tonne	47,5
Vitesse maximale avant	Km/h	65
Vitesse maximale arrière	Km/h	12
Rayon de braquage	mm	9 200
Hauteur	mm	3 938
Largeur	mm	4 532
Longueur	mm	9 209

ANNEXE 8

Tableau 8. Les caractéristiques techniques du brise-roche en chaîne.

Paramètres	Unités	Valeurs
Type 330 C Cater pillard	-	-
Poids	tonne	33,6
Volume du godet	m ³	[1,3 – 1,9]
Rayon d'utilisation	m	5
Profondeur du creusage	m	5
Puissance du moteur	ch	247
Largeur	m	3,340
Longueur	m	11,140
Hauteur	m	3,350

ANNEXES

ANNEXE 9

Tableau 9. Dispatch de tir N° : 10/2017 du 07/03/2017. (Au niveau de la carrière de Chouf Amar).

N° de volée	N° des trous	Profondeur (m)	Longueur total (m)	La charge instantanée (kg)	Production (tonne)	Quantité d'explosif (kg)	Consommation spécifique (kg/m)	Temex (kg)	Caisse	Anfomil (kg)	Sac	Cord-Détonants (m)	DMR	DEI
01	64	13	832	82	25 805	4 903	0,19	1 403	58	3 500	140	851	60	4
02	37	11	407	67	12 432	2 312	0,19	662	28	1 651	66	418	33	4
03	47	17	799	109	25 267	4 801	0,19	1 374	57	3 427	137	813	43	4
04	21	15	315	96	9 878	1 877	0,19	537	22	1 340	54	321	18	3
05	30	12	360	74	11 088	2 073	0,19	593	25	1 480	59	369	27	3
Réserves	-	-	-		-	-	-	-	-	-	-	-	-	4
Totale	199	-	2 713		84 470	15 966	-	4 569	190	11 397	456	2 773	181	22

Avec :

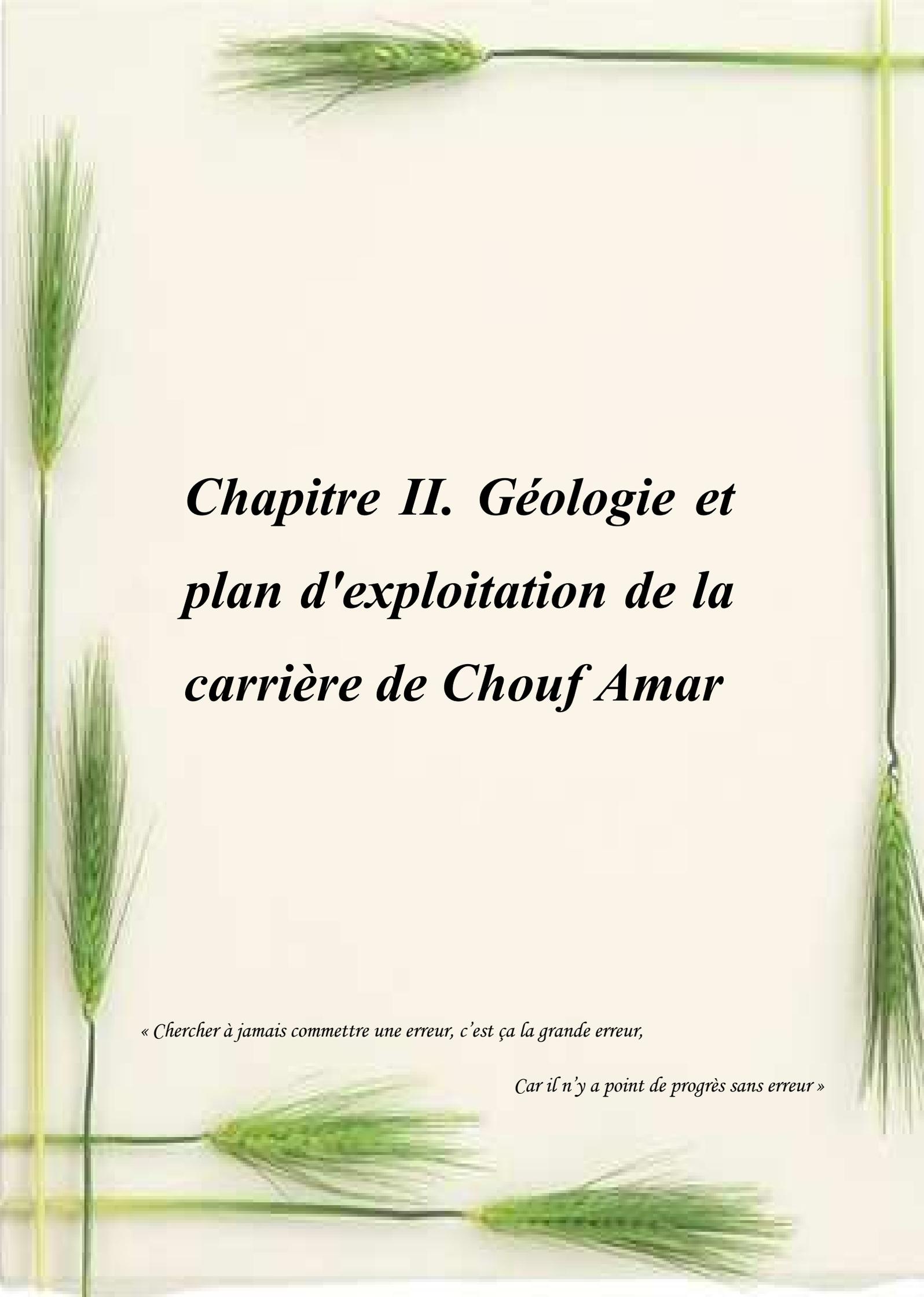
- 2,5 Kg d'explosif dans chaque cartouche de Temex ;
 - 25 Kg d'explosif dans chaque sac d'Anfomil.
-



***Chapitre I. Etude
bibliographique sur
l'abattage***

« Quand on veut on peut, qui veut peut »

« Qui veut la fin veut les moyens »

The background features several green wheat stalks with long, thin awns, arranged in a cross pattern. A thin green line forms a crosshair over the page. The text is centered in a bold, italicized serif font.

***Chapitre II. Géologie et
plan d'exploitation de la
carrière de Chouf Amar***

« Chercher à jamais commettre une erreur, c'est ça la grande erreur,

Car il n'y a point de progrès sans erreur »



*Chapitre III. L'influence des
paramètres de tir sur
l'environnement*

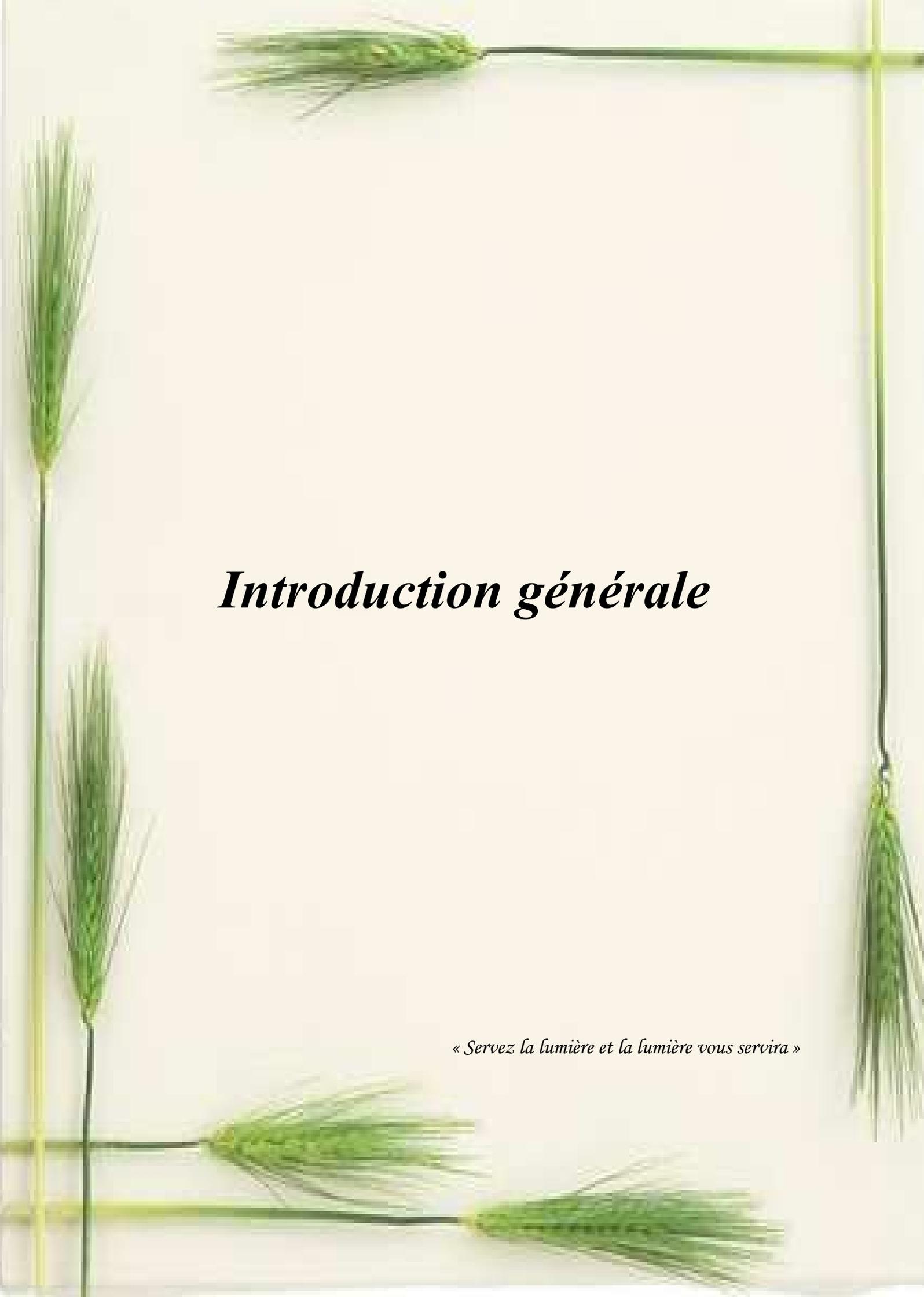
« Qui va lentement va surement »



*Chapitre IV. La sécurité
dans l'entreprise et
l'environnement*

« Patience et longueur de temps font plus que

force ni que rage »

The background of the page is a light cream color, decorated with several green wheat stalks and tassels. One stalk is positioned vertically on the left side, another vertically on the right side, and two more are positioned horizontally at the top and bottom of the page. The tassels are made of fine, green wheat grains.

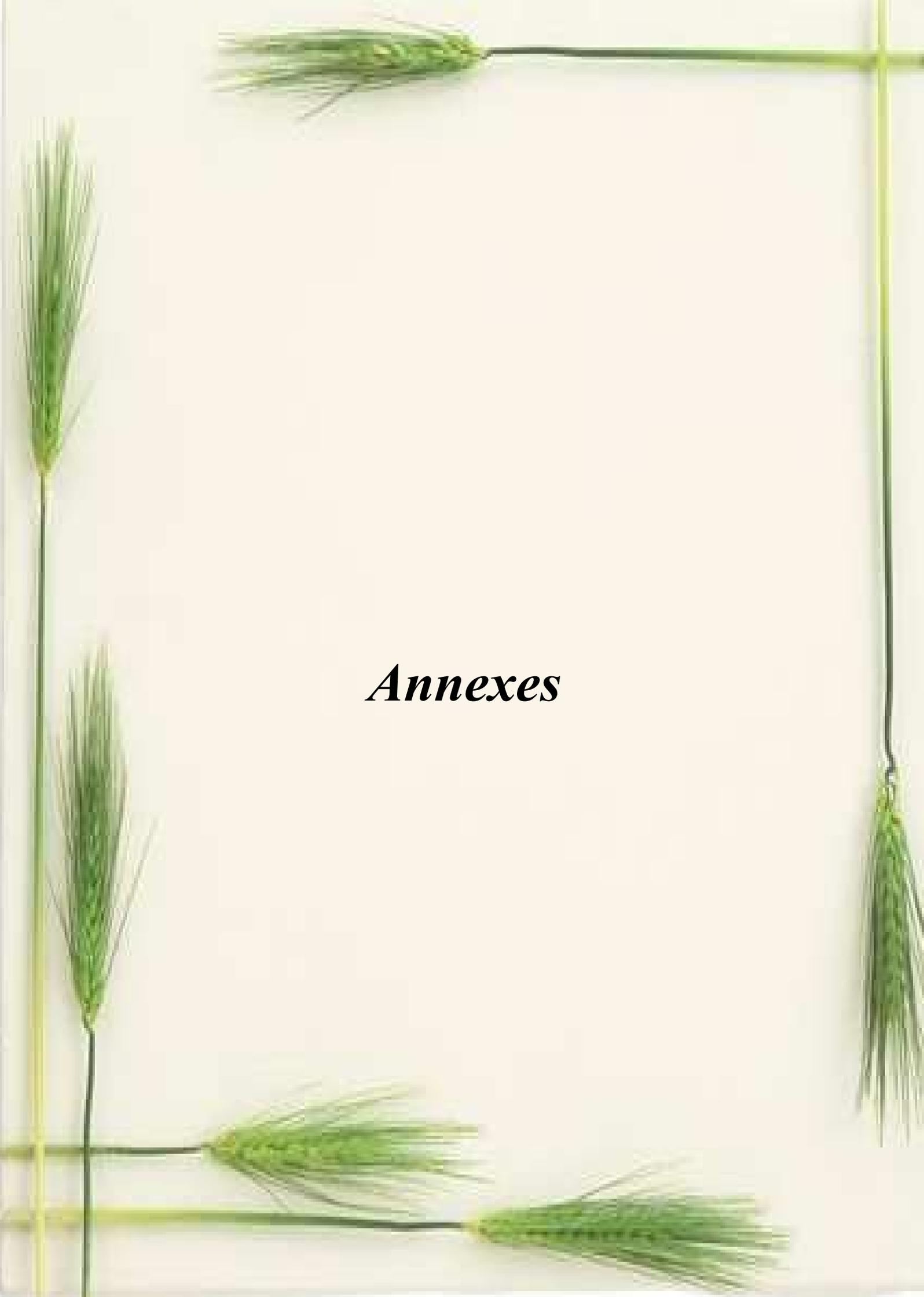
Introduction générale

« Servez la lumière et la lumière vous servira »

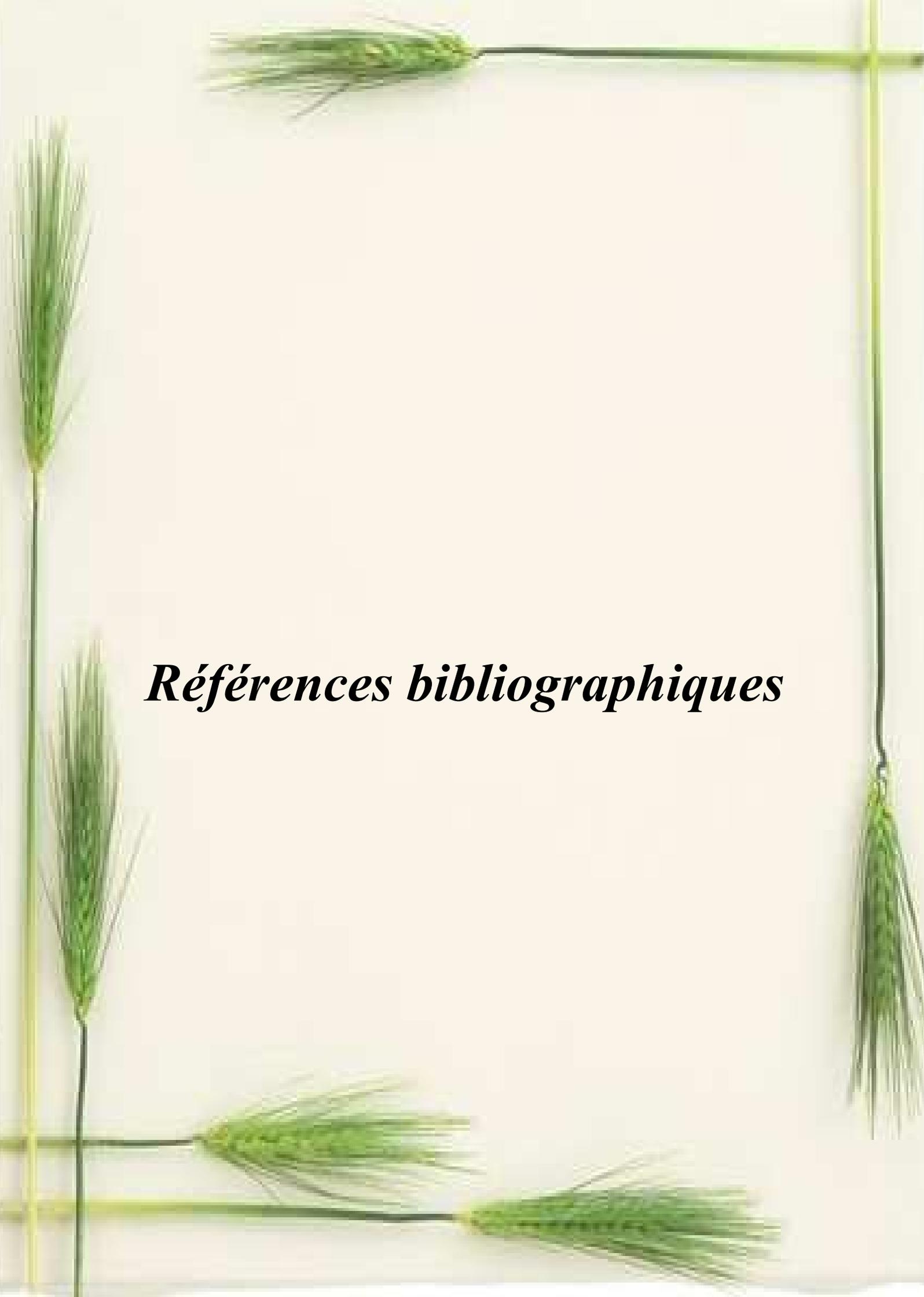


Conclusion générale

« Les dernières mètres sont toujours les plus difficiles »

The image features a botanical specimen of a grass spikelet, likely from a species of grass. The specimen consists of a main stem and a smaller branch. The main stem is long and thin, with a spikelet at the top. The smaller branch is shorter and has a spikelet at its tip. The spikelets are composed of many small, green, needle-like structures. The word "Annexes" is written in a bold, italicized font in the center of the image.

Annexes

A decorative border made of several green grass stalks with feathery heads, arranged in a rectangular frame around the central text. The stalks are thin and green, with the heads being a slightly darker shade of green and having a soft, fuzzy texture.

Références bibliographiques



Sommaire

Résumé

L'objectif de ce travail est d'étudier et analyser les effets d'exploitation au niveau de la carrière de Chouf Amar sur l'environnement, ainsi que sur les habitants.

Les vibrations représentent certainement une nuisance due aux tirs de mines la plus étudiée, en effet elles se propagent dans tous les terrains et peuvent de ce fait, atteindre des lieux situés en dehors des limites de l'exploitation, les études et le control de ces vibrations est devenu une préoccupation majeure des exploitants des carrières notamment pour la carrière de Chouf Amar, il à été utilisé un logiciel de calcul bien adapté aux problèmes d'effet de tir, pour comprendre les vibrations sismiques et leurs caractéristiques (vitesse transversale, vitesse radiale, vitesse particulière, vitesse verticale, fréquence), et les vibrations acoustiques.

Les résultats obtenu indiquent que les mesures de vibrations effectuées dans la carrière de Chouf Amar wilaya de Msila dans le cadre de la réglementation sur les nuisances vibratoires et acoustiques des tirs.

Pour minimiser les effets sismiques de tir il faut agir sur certains paramètres tels que la charge d'explosif, la distance et la vitesse d'une façon réglementaire.

Mots clés : Exploitation à ciel ouvert, abattage, explosion, propagation, Confinement, vibration sismique, vibration acoustiques, effet sismique, effet acoustique, plan de tir, impact.

Abstract

The objective of this work is to study and analyze the effects of Chouf Amar's quarrying on the environment, as well as on the inhabitants.

Vibrations are certainly the most studied nuisance due to mine fire. In fact, they propagate in all areas and can therefore reach places outside the limits of the farm. Studies and control of these vibrations has become a major concern for quarry operators, notably for the Chouf Amar quarry. It was used a computer program well suited to shooting problems, to understand seismic vibrations and their characteristics (transverse velocity, radial velocity, particle velocity, vertical velocity, frequency), and acoustic vibrations.

The results obtained indicate that the vibration measurements carried out in the quarry of Chouf Amar wilaya of Msila within the framework of the regulation on the vibratory and acoustic nuisances of the shots.

To minimize the seismic effects of fire we must act on certain parameters such as explosive charge, distance and speed in a regulatory manner.

Key words : Containment, seismic vibration, acoustic vibration, seismic effect, acoustic effect, shooting plane, impact.