

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique
Ecole Nationale Polytechnique



Département : Génie Minier
Entreprise : COSIDER Carrières
Mémoire de projet de fin d'études
Pour l'obtention du diplôme d'Ingénieur d'Etat en Génie Minier

ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUE DE L'EXTENSION DU G.M.U DE LA CARRIERE N°29 COSIDER-TIARET

Fahima CHENINA

Sous la direction de Pr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED

Présenté(e) et soutenu publiquement le (21/06/2018)

Composition du Jury :

Président	M. Sami YAHYAOUI,	Docteur	ENP
Rapporteur	M.M. A BACHAR ASSED,	Professeur	ENP
Examineur	M. Rachid GACEM,	MAA	ENP

ENP 2018

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

Ecole Nationale Polytechnique



Département : Génie Minier

Entreprise : COSIDER Carrières

Mémoire de projet de fin d'études

Pour l'obtention du diplôme d'Ingénieur d'Etat en Génie Minier

ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUE DE L'EXTENSION DU G.M.U DE LA CARRIERE N°29 COSIDER-TIARET

Fahima CHENINA

Sous la direction de Pr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED

Présenté(e) et soutenue publiquement le (21/06/2018)

Composition du Jury :

Président	M. Sami YAHYAOUI,	Docteur	ENP
Rapporteur	M.M. A BACHAR ASSED,	Professeur	ENP
Examineur	M. Rachid GACEM,	MAA	ENP

ENP 2018

DEDICACES

Je dédie ce modeste travail à :

Mon cher père, rien au monde ne vaut tes efforts fournis jour et nuit pour mon éducation et mon bien être. Ce travail est le fruit de tes sacrifices que tu as consentis pour mon éducation et ma formation.

Ma chère mère, la personne la plus aimable et honorables qui représente pour moi le symbole de la bonté par excellence, la source de tendresse et l'exemple du dévouement qui n'ont pas cessé de m'encourager et de prier pour moi

Mon cher frère et sœurs

Mes neveux et mes nièces

Tous les membres de ma famille, petits et grands

Mes chers amis vous êtes pour moi des frères, En témoignage de l'amitié qui nous uni et des souvenirs de tous les moments que nous avons passé ensemble, je vous dédie ce travail.

Enfin une grande dédicace aux collègues et les étudiants de Génie Minier pour ces dernières années pleines de joie et des bons souvenirs, vous restez dans la mémoire.

Veillez trouver dans ce modeste travail l'expression de mon affection

REMERCIEMENT

Mes remerciements en premier lieu à ALLAH, le tout puissant, qui nous a donné l'aide, la volonté et la patience pour achever mes études, pouvoir établir ce travail.

À celle qui m'ont fait venir au monde, celle qui lui sont sacrifiés pour me voir grandir et réussir,

À vous je dédie ce travail en témoignage de mon profond amour, vous qui ont la lumière de ma vie, mes très chers parents.

Mes remerciements s'adressent à mon promoteur, le professeur Mohamed Aguid BACHAR ASSED, je le remercie vivement pour toutes les aides, et les connaissances qu'il m'a dispensées, pour sa contribution dans le travail, et son bon cœur en suivant la progression de ce modeste travail.

je remercie les membres du jury qui nous ont fait l'honneur d'examiner mon travail.

Merci au Dr Sami YAHYAOUI qui m'a enseigné, je le remercie pour son soutien, et je lui suis reconnaissante de l'honneur qu'il me fait en assumant la présidence du jury de soutenance.

Merci au Dr Rachid GACEM

qui a bien voulu examiner mon travail

Mes remerciements s'adressent aussi à tous les enseignants de département Génie Minier de l'ENP qui ont contribué à ma formation et en particulier au chef de département,

le Dr. Malek OUELD HAMOU ;

Que tout le personnel de direction de l'entreprise COSIDER Carrière particulièrement ceux du département technico-marketing.

Sans oublier le personnel de l'unité Chebka, en particulier monsieur Brahim BAGHDADI, l'ingénieur des mines de l'unité, trouvent mes remerciement pour Leur disponibilité, leur accueil et leur serviabilité.

Table des matières

LISTE DES FIGURES	
LISTE DES TABLEAUX	
LISTE DES ABREVIATIONS	
INTRODUCTION GENERALE	12
CHAPITRE I	
Présentation de la filiale COSIDER carrière.....	14
I.-Historique du gisement de Chebka	14
I.2-Condition géographique.....	14
I.2.1- Condition géographique de wilaya.....	14
I.2.2- Situation géographique du gisement.....	15
I.2.3- Localisation géographique.....	15
I.2.4- Rattachement et bornage du site.....	17
I.2.5- Infrastructure.....	17
I.2.6- Climat.....	17
I.2.7- Flore et faune.....	17
I.2.8- Les précipitations.....	18
I.2.9- Géomorphologie.....	18
I.3. Condition géologique.....	19
I.3.1 Cadre géologique régionale	19
I.3.1.1- Lithostratigraphie.....	19
I.3.1.2- Magmatisme.....	24
I.3.1.3 Tectonique.....	24
I.3.2- Cadre géologique locale.....	25
I.3.2.1- Caractéristiques géologiques du gisement.....	25
I.3.2.2- Hydrogéologie du gisement.....	28
I.3.2.3- Hydrographie.....	28
I.4- Propriétés et caractéristiques du massif rocheux de Chebka.....	32
I.4.1- Propriétés physiques de la roche calcaire.....	32
I.4.1.1- Porosité.....	32
I.4.1.2- Masse volumique.....	32
I.4.1.3- Coefficient d'absorption.....	32
I.4.2- Propriétés chimique de la roche calcaire.....	33
I.4.3- Propriétés intrinsèques.....	33
I.4.3.1- Coefficient de broyabilité (BR).....	34
I.4.3.2- Coefficient Los-Angeles (LA)	34
I.4.3.3- Coefficient Micro Deval (MDE).....	35
I.4.3.3- Equivalent de sable (E.S).....	36
I.4.4- Caractéristiques mécaniques.....	37
I.4.4.1- Résistance à la compression	37
I.4.4.2- Résistance à la traction	37
I.4.4.3- Résistance au cisaillement	38
I.4.4.4- L'angle de frottement interne (φ).....	38
I.4.4.2- Cohésion (C_0).....	38
I.4.5- Les propriétés technologiques.....	39
I.4.5.1- Dureté de la roche	39
I.4.5.2- Coefficient de foisonnement.....	39
I.4.5.3- Indice de forabilité	40
I.4.6- Propriétés dimensionnelles.....	40
- La propreté superficielle.....	40

I.5- CONDITION MINIERE.....	41
I.5.1- Estimation des réserves.....	41
I.5.1.1- Réserves géologiques.....	41
I.5.1.2- Réserves exploitables.....	42
I.5.1.3- Les pertes d'exploitation.....	42
I.5.2- Condition technico-minièrre de la carrière.....	43
I.5.2.1- Régime de fonctionnement de la carrière.....	43
I.5.2.2- Capacité de production annuelle (t/an).....	43
I.5.2.3- cadence de production et durée de vie de carrière.....	43
I.5.3- Paramètres de stabilité de la carrière.....	46
I.5.4- Les dispositions pour l'évacuation des eaux	49
I.5.5- Les techniques de purgeage.....	49
Conclusion.....	49

CHAPITRE II

Introduction.....	51
II.1- Le choix d'un schéma d'ouverture.....	51
II.2- Accès et ouverture du gisement.....	52
II.2.1- Classification des tranchées capitales.....	52
II.2.1- Disposition des tranchées.....	53
II.3- Les opérations minières.....	53
II.3.1- Travaux de réouverture.....	53
II.3.1.1- Travaux de découverte.....	53
II.3.1.2- Traçage de la piste principale.....	54
II.3.1.2.1- Détermination des paramètres de la piste.....	54
II.3.1.2.2- Berme de sécurité dans la piste.....	57
II.3.2- Les travaux préparatoires (de développement).....	58
II.3.3- Les travaux d'exploitation	58
II.4- Mode de creusement de la demi-tranchée.....	58
II.5- Paramètres technologiques de la demi-tranchée.....	62
II.5.1- Largeur de la demi tranchée d'accès	62
Conclusion.....	62

Chapitre III

Introduction.....	65
III.1- Le mode d'exploitation à ciel ouvert	65
III.2-La méthode d'exploitation.....	65
III.2.1- Méthodes d'exploitation basées sur les facteurs géologiques du gisement.....	65
III.2.1.1- Méthode par fosses emboîtées	65
III.2.1.2- Méthodes d'exploitation par tranchées successives.....	65
III.2.1.3- Méthode d'exploitation basées sur les moyens de déplacement des stériles (MELNIKOV).....	65
III.3- Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert	66
III.3.1- Le gradin	66
III.3.1.1- La hauteur du gradin.....	67
III.3.1.2- Angle du gradin	68
III.3.2- La plate-forme de travail.....	68
III.3.3- Vitesse d'avancement.....	70
III.3.3.1- La longueur du bloc du gradin	71
III.3.3.2- Nombre de bloc dans le gradin.....	71
III.3.3.3- Vitesse d'avancement de front	71
III.4- Les travaux d'extraction dans une exploitation	71

III.4.1- Abattage.....	71
III.4.1.1- Conception (les éléments) d'un plan de tir.....	72
III.4.1.2- Les éléments de plan de tir.....	73
III.4.1.2.1-Dimension maximale des blocs abattus (blocométrie).....	73
III.4.1.2.2- Paramètres géométriques d'un plan de tir.....	73
III.4.1.2.3- Le choix de l'explosif.....	77
III.4.1.2.4- amorçage.....	85
III.4.1.2.5-Foration	88
III.4.2-Le chargement	90
III.4.2.1-Calcul du rendement	90
III.4.2.2-Nombre des godets nécessaires pour charger un camion.....	91
III.4.2.3-La durée de chargement d'un camion.....	91
III.4.2.4-Nombre de la chargeuse.....	92
III.4.3-Le transport	92
III.4.3.1-Calcul du rendement	93
III.4.3.2-Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production.....	93
Conclusion.....	94

Chapitre IV

Introduction.....	96
IV.1-Notions économiques	96
IV.1.1- Définitions de notions de base dans l'économie	96
IV.1.2- Définition et classification des coûts.....	96
IV.1.2.1-Le coût fixe (CF).....	96
IV.1.2.2-Les coûts variables (CV)	97
IV.1.2.3- Le coût total (CT)	97
IV.1.2.4- Le coût fixe moyen (CFM).....	97
IV.1.2.5- Le coût variable moyen (CVM).....	97
IV.1.2.6- Le coût total moyen (CTM).....	97
IV.1.2.7-Le coût marginal (Cm).....	97
IV.1.3-Notion d'investissement.....	98
IV.1.4- Amortissement	98
IV.1.4.1- Les différents régimes d'amortissement.....	99
IV.1.5-Le prix de revient.....	99
IV.1.6-Chiffre d'affaire (CA).....	100
IV.1.7-Résultat brut d'exploitation	100
IV.1.8- Résultat avant impôts (RAI).....	100
IV.1.8- impôts sur les bénéfiques (Imp).....	100
IV.1.7- La notion de flux de trésorerie (cash-flows)	100
IV.1.8- Coefficient d'actualisation	101
IV.1.9- Cash-flow actualisé.....	101
IV.1.10- Les critères de décisions.....	101
IV.2- L'évaluation économique	104
IV.2.1-Investissement réalisés	104
IV.2.2-Les charges annuelles d'exploitation.....	105
IV.2.3-Amortissement des équipements	107
IV.2.4- prix de revient.....	108
IV.2.5- Chiffre d'affaire.....	109
IV.2.7-Résultat d'exploitation	109
IV.2.8-Résultat brut.....	109
IV.2.9-Cash-flow	110

IV.2.10-Cumul Cash-flow.....	110
IV.2.11-Cash-flow actualisée	110
IV.2.12-Cumul de cash-flow actualisé	110
IV.3-Calcul des critères de décision.....	110
IV.4-Interprétation des résultats	112
Conclusion	112
Conclusion et recommandation.....	115
Conclusion générale.....	117
Bibliographie.....	119
Annexe.....	121

LISTE DES TABLEAUX

CHAPITRE.I

Tableau.I.1 : les coordonnées UTM Nord Sahara (Fuseau31) de la carrière Chebka.....	17
Tableau.I.2 : les propriétés chimiques de la roche calcaire.....	34
Tableau.I.3 : Echelle de broyabilité	34
Tableau.I.4 : Coefficient Los – Angeles en pourcentage dans les principales utilisations des granulats (NFP 18-573).....	35
Tableau.I.5 : la qualité de granulats en fonction de coefficient Micro-Deval.....	36
Tableau.I.6 : Echelle de l'équivalent de sable	36
Tableau.I.7 : Indice de forabilité (<i>If</i>) des roches et leur classement.....	40
Tableau.I.8 : les réserves géologiques	42
Tableau.I.9 : Réserves exploitables.....	42
Tableau.I.10 : les équipements de la carrière.....	46

CHAPITRE.III

Tableau.III.1 : Résumé les caractéristiques des explosifs fabriqués en Algérie par l'ONEX.....	78
Tableau.III.2 : Les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X.....	79
Tableau.III.3 : tirabilité de roche en fonction de la consommation spécifique.....	80

CHAPITRE.VI

Tableau.VI.1 : Valeurs de coefficient fiscal selon la durée	99
Tableau.IV.2 : Les investissements réalisés	104
Tableau.IV.3 : Travaux miniers préparatoires.....	104
Tableau.IV.4 : Aménagements et installations	104
Tableau.IV.5 : Construction des infrastructures administratives et techniques	105
Tableau.IV.6 : récapitulatif des investissements réalisés	105
Tableau.IV.7 : les investissements prévus.....	105
Tableau.IV.8 : amortissement des équipements(DA).....	107
Tableau.IV.9 : les charges d'exploitation.....	108
Tableau.IV.10 : tableau de résultat.....	110

LISTE DES FIGURES

CHAPITRE.I

Figure. I. 1 : Limites administratives de la wilaya de Tiaret (échelle :1/5000000).....	16
Figure. I. 2 : Plan de localisation du Site Chebka (Extrait de la carte de Ain Kermès au 1/50000).....	17
Figure.I.3 : localisation du site d'étude sur image Google earth dans son environnement.....	18
Figure.I.4 : Photo de terrains agricoles du voisinage du site.....	19
Figure.I.5 : Photo de morphologie du site.....	20
Figure.I.6 : Photo de série de calcaire au niveau d'un gradin.....	27
Figure.I.7 : Localisation du Site sur photo satellite (Google Earth).....	27
Figure.I.8 : Photo de station de concassage.....	28
Figure.I.9 : Photos du pont bascule.....	28
Figure.I.10 : Photo du Matériel utilisé.....	28
Figure.I.11 : Réseau hydrographique de la région du site d'étude (extrait de la carte de Ain Kermès 1/50000).....	29
Figure.I.12 : Photo de série de calcaire au niveau d'un gradin.....	30
Figure.I.13 : Photo du miroir de faille dans la partie occidentale de la carrière.....	30
Figure.I.14 : Photo de lentille de déformation dans la partie occidentale de la carrière.....	31
Figure.I.15 : Photo de cristallisations de calcite au niveau d'un miroir de faille.....	31
Figure.I.16 : Photo de géode.....	32
Figure.I.17 : Photo à l'intérieur des Karst.....	32
Figure.I.18 : Schéma de l'éprouvette pour l'essai d'équivalent de sable.....	36
Figure.I.19: Schéma de plan de projection longitudinale avec les éléments de stabilité.....	48

CHAPITRE.II

Figure II.1 : Schéma de la pente d'une piste.....	55
Figure II.2 : Schéma de Largeur de la piste (en ligne droite).....	55
Figure II.3 : Schéma de Largeur de la piste en courbure (virage).....	56
Figure II.4 : Berme de sécurité dans la piste.....	58
Figure II.5 : section de la demi-tranchée.....	59
Figure II.6 : Mode de creusement de la demi- tranchée d'accès.....	60
Figure II.7: Evacuation des roches par un bulldozer.....	61
Figure II.8 : détermination de la largeur du demi tranchée d'accès.....	62

CHAPITRE.III

Figure III.1. Schéma de la plate-forme de travail (abattage en explosif).....	69
Figure III.2 : Choix du couple diamètre-hauteur de front.....	74
Figure III.3: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.....	75
Figure.III.4 : Paramètres géométriques d'un plan de tir.....	77
Figure.III.5 : L'explosif primaire (Marmanite II).....	79
Figure III.6 : l'explosif secondaire (Anfomil).....	79
Figure. III.7: Les différents paramètres du plan de tir.....	83
Figure.III.8 : représente un cordeau détonant.....	86
Figure III.9 : L'amorçage avec un détonateur électrique.....	86
Figure.III.10 : Photo représente le détonateur micro retard (D.M.R).....	87
Figure.III.11: Schéma de tir.....	88
Figure III.12: Les deux chariots de forage présents dans la carrière.....	89
Figure.III.13 : pelle hydraulique sur site.....	92
Figure.III.14 : cycle parcourus par camion.....	94

LISTE DES ABREVIATIONS

GMU : gisement de minerai utile
f : La dureté de la roche
 σ_c : La résistance à la compression
 σ_t : La résistance à la traction
 σ_{cis} : La résistance au cisaillement
 φ : L'angle de frottement interne
C : Cohésion
LA : Coefficient de Los Angeles
MDE : Coefficient de Micro Deval
Kf : Coefficient de foisonnement
If : Indice de forabilité
Dv : Durée de vie de la carrière
Pa : Capacité annuelle de production
Pm : Capacité mensuelle de production
Pj : Capacité journalière de production
Ku : Coefficient d'utilisation de la station de concassage
Lpt : largeur de la plate-forme de travail
Vf : La vitesse d'avancement du front
D : Diamètre de trou
 β : L'inclinaison du trou
Wmax : Banquette maximale
Ls : Profondeur de sous forage
Lt : Profondeur de trou
Hgr : Hauteur du gradin
W : La banquette pratique
H₀ : Hauteur de bourrage
E : Espacement entre les trous d'une même rangée
B : Espacement entre les rangées
Q_p : Poid charge du pied
Q_c : Poid charge de colonne
Q_{tot} : Poids total d'explosif par trou
q_s : Consommation spécifique d'explosif
V_{tr} : Volume de la roche abattue par trou
R_f : le rendement de foreuse.
R_{ch} : Le rendement de la chargeuse
N_{ch} : Nombre de chargeuse nécessaire pour assurer la production annuelle planifiée
R_c : Rendement du camion
t_c : Temps de réalisation d'un cycle par camion
N_c : Nombre des camions nécessaires pour assurer la production
Q : La charge instantanée
 ϵ : Coefficient de découverte
L : La largeur de la piste
W : La largeur de la piste dans un virage
C.N.T.P : centre nationale des travaux publics
O.N.E.X : Office nationale de production d'explosif

ملخص:

إدراك محجرة شبكة بعين كرمس بتيارت لشركة كوسيدار نفاض النوعية الجيدة لمنجم كلسي، مما أدى الى طلب امتداد لهذه المحجرة، حيث هدفنا من هذا المشروع، القيام بدراسة تقنية اقتصادية لامتداد المنجم. بمعرفتنا لجميع الخصائص خاصة الفيزيائية والكيميائية، تمكنا بالقيام بمختلف عناصر لاستغلال المنجم خاصة مخطط تفجير، كما أدركنا مردودية الاقتصادية لهذا المشروع.

الكلمات المفتاحية: امتداد، استغلال، محجرة، اقتصاد، محجرة.

Abstract :

The objective of this work is to study the exploitation technical and to know economic profitability of the career extension for limestone field in Chebka career at Tiaret.

Key words : Economic, Extension, Career, Exploitation.

Résumé :

L'objectif de notre travail est de faire une étude technico- économique de l'extension de la carrière Chebka- Tiaret après un épuisement de bonne qualité de gisement de calcaire afin d'exploité ce dernier et savoir la rentabilité de projet.

Mots clés : exploitation, économie, carrière, extension.

INTRODUCTION GENERALE

Les ressources minérales ont, de tout temps constitué, le socle de l'économie du pays. Notamment les matériaux de construction, les granulats ont vu leur demande augmentée de manière exponentielle.

Il n'y a pas de doute, depuis l'antiquité a toujours eu recours, dans ses différents besoins quotidiens, aux matériaux de construction sous une forme ou une autre.

C'est ainsi que les matériaux de construction ont donné un grand essor à la civilisation de l'homme en contribuant amplement dans des domaines vitaux tels que : l'habitat, les routes, les ouvrages d'art...etc. Ce secteur a alors été confié à l'industrie minérale puisqu'elle répondait aux exigences à la fois technologiques et techniques de recherche, d'extraction et de traitement.

L'entreprise COSIDER Carrières est très répandue dans ce domaine par ses unités parmi lesquelles en fait partie la carrière Chebke – Tiaret.

Suite à l'épuisement des réserves de qualité au niveau du périmètre ancien, une demande d'extension du site a été introduite et a obtenu un avis favorable. Notre étude concernera l'ancien périmètre et son extension, d'une superficie totale de 14ha.

La production d'agrégats et de sables à partir de l'exploitation de carrières de gisements de minerais utiles nécessite une étude approfondie de la géologie et de la géométrie des roches, un choix optimal de moyens d'extraction et de traitement, renforcés d'une mécanisation de haute productivité, basé sur des analyses technico-économiques rigoureuses. Autrement une étude technico-économique et environnementale s'impose.

Pour traiter cette question cruciale d'analyse technico-économique, nous avons structuré notre travail du projet de fin d'études en 5 chapitres :

- Chapitre I : Conditions naturelles de gisement de minerais utiles (GMU) ;
- Chapitre II : Ouverture du GMU ;
- Chapitre III : Les processus d'exploitation ;
- Chapitre IV : Evaluation économique.

Pour atteindre cet objectif, j'ai du faire un stage de 45 jours au niveau de la Carrière de Chebka- Tiaret, ce qui m'a permis de consulter la documentation et de prendre part directe, sur le terrain, de l'exécution des travaux miniers de forage, de tir, de chargement et de transport avec de chronométrage de chaque cycle du processus d'extraction.

C'est cette méthodologie structurale répartissant le thème en cinq chapitres qui a été empruntée pour traiter notre sujet.

Chapitre I :
Conditions naturelles du G.M.U

Présentation de la filiale COSIDER carrière [1]

COSIDER Carrières, filiale du GROUPE COSIDER, a été créé en 1995, son capital social s'élève à 745.500.000 DA pour produire et commercialiser des granulats provenant des gisements de calcaires. Elle dispose d'un potentiel important de concassage et broyage pour la production d'une gamme diversifiée de produits.

COSIDER Carrières veille en permanence à produire des granulats de très haute qualité, qui sont conformes aux normes internationales et algériennes. Elle participe à la réalisation de plusieurs projets importants en Algérie comme la construction de l'autoroute Est-Ouest, barrages hydrauliques, voies ferrées, ...fabricant les enrochements, produisant les graves concassés, gravillons et tout-venant carrière.

Pour finaliser ses projets, la société exploite vingt-trois (23) gisements de calcaires, de gypses et sablières ; répartis sur dix-huit différentes wilayas.

L'entreprise réalise un développement incontestable en termes de revenus alors qu'elle fait dépendre son accroissement et ses succès à son personnel doté de la haute compétence et du savoir faire

Elle dispose de plusieurs unités de production de calcaire (au total 15 unités) implantées principalement dans le Nord Algérien, parmi lesquelles l'objet de notre étude, le gisement de Chebka dans la wilaya de Tiaret.

I.1-Historique du gisement de Chebka

L'unité de Chebka (gisement de calcaire de Chebka) a été mise en exploitation depuis 2007.

I.2-Condition géographique

I.2.1- Condition géographique de wilaya

La région de Tiaret est localisée dans la partie Nord-Ouest de l'Algérie et fait partie des Hauts plateaux oranais. Elle se situe dans la zone de transition entre l'Atlas tellien au Nord et l'Atlas saharien au Sud.

La wilaya de Tiaret est limitée :

- Au Nord par les wilayas de Tissemsilt et Relizane,
- À l'Est par la wilaya de Djelfa,
- Au Sud par les wilayas de Laghouat et d'El-Bayadh,
- À l'Ouest par la wilaya de Mascara et Saida (Fig. N°1).

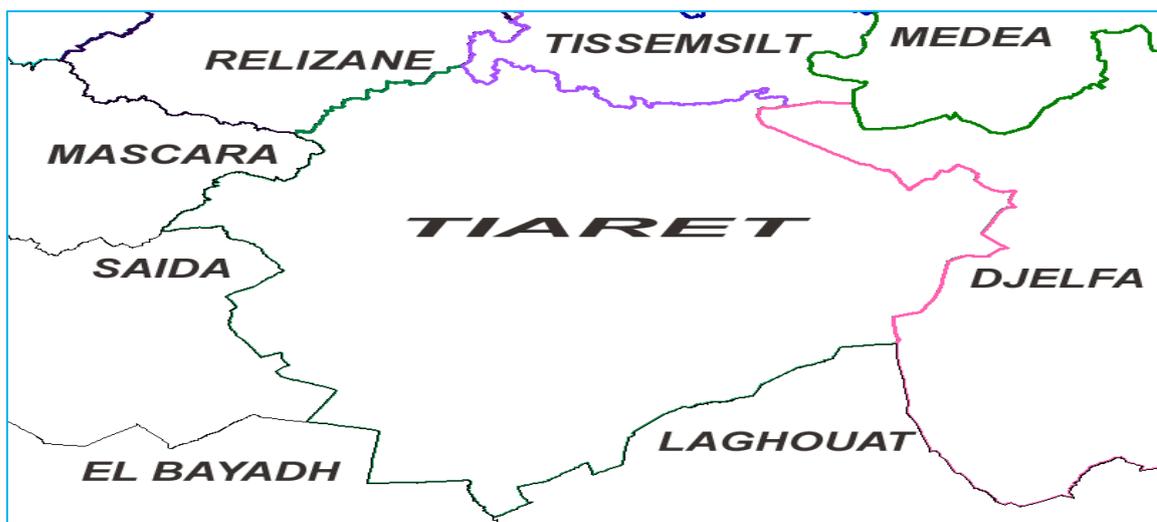


Figure. I. 1 : Limites administratives de la wilaya de Tiaret (échelle :1/5000000).

La wilaya de Tiaret compte 42 communes et 14 Daïras pour une population de 847 813 habitants et une superficie de 20 086.62 km².

I.2.2- Situation géographique du gisement

Le gisement de calcaire de Chebka est situé à environ 15 kms au Sud-ouest de la localité d'Ain Kermès suivant le chemin de wilaya N° 9 menant vers Madena et à environ 70 km au Sud-ouest du chef-lieu de la wilaya de Tiaret.

La carrière du gisement de calcaire est implantée à :

- Lieu-dit : Chebka
- Commune : Madena
- Daïra : Ain kermès
- Wilaya : Tiaret

I.2.3- Localisation géographique

Le site Chebka El Ouakaa est situé à :

- 70 km au Sud-ouest du chef-lieu de Tiaret.
- 15 km au Sud-ouest de Aïn Kermès.
- 25 km au Sud-ouest de Medrissa.
- 30 km au Sud-ouest de Frenda.
- 40 km au sud-est de Takhmaret.
- 9 km au Nord du RN90.
- 4.5 km au Sud du CW8.

Il est accessible par chemin communal le reliant au CW8.

Selon la carte topographique de Ain Kermès feuille 307 au 1/50 000, le site d'étude, d'une superficie de quatorze 14 hectares (huit pour l'ancienne carrière et six pour l'extension) est délimité par un polygone à dix cotés. Les coordonnées du site dans le système UTM Algérie Nord Sahara (Clarke 1880) fuseau 31 sont récapitulées dans le tableau ci-dessous.

Chapitre I : Conditions naturelles du G.M.U

Tableau.I.1 : les coordonnées UTM Nord Sahara (Fuseau31) de la carrière Chebka

Coordonnées en UTM Nord Sahara (Fuseau 31)		
N° Borne	X	Y
01	316 500	3 854 100
02	316 700	3 854 100
03	316 700	3 854 000
04	317 000	3 854 000
05	317 000	3 853 800
06	316 800	3 853 800
07	316 800	3 853 700
08	316 600	3 853 700
09	316 600	3 853 800
10	316 500	3 853 800
SURFACE =14 HECTARES		

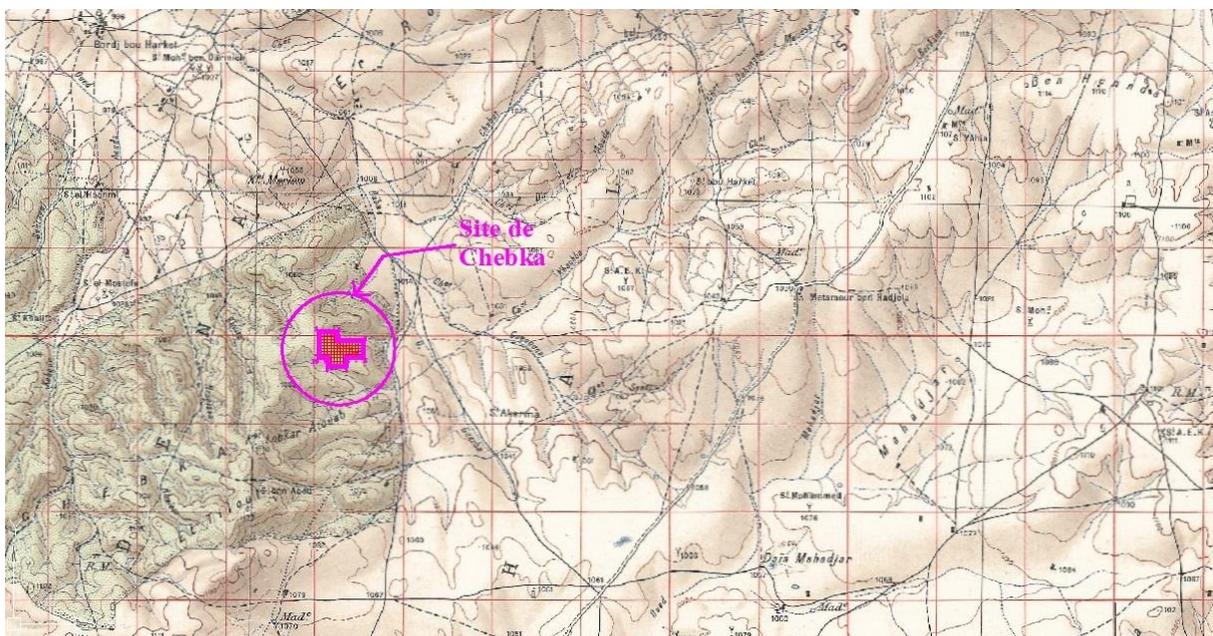


Figure. I. 2 : Plan de localisation du Site Chebka (Extrait de la carte de Ain Kermès au 1/50000)

Chapitre I : Conditions naturelles du G.M.U

I.2.4- Rattachement et bornage du site

Le rattachement des bornes du périmètre d'étude a été réalisé au Point Géodésique N°1198 DJEBEL LAKHDAR (X = 326 638.58 ; Y = 3867 808.29) (piliers en béton)

I.2.5- Infrastructure

L'accès au gisement se fait par une piste carrossable sur environ 01 km. Le site de Chebka est loin de toute habitation, les agglomérations les plus proches sont Metameur Ben Hadjela située à 5 km à l'Est du site et Bordj Bou Harket situé à 4.8 km au Nord.

Il est entouré par des terrains agricoles ou se discernent des maisons éparses dont la plus proche est à 250 m au Sud.

Elle est mitoyenne dans sa partie Nord-est avec la carrière de la SARL MBA Djedid. Un chemin communal la reliant au CW8 qui passe à l'Est de la carrière.



Figure.I.3 : localisation globale du site d'étude sur image Google earth dans son environnement

I.2.6- Climat

Le climat de la région est de type semi-aride méditerranéen.

Il est caractérisé par deux périodes principales qui expriment un important contraste qui sévit durant l'année à savoir :

- Un hiver rigoureux, accompagné souvent par des chutes de neige, avec une température moyenne de 8,2°C.
- Un été chaud et sec avec une température moyenne de 42.3°C.

I.2.7- Flore et faune

Le site de Chebka est situé dans une région agricole. L'activité essentielle de la région est la céréaliculture.



Photo I.4 : terrains agricoles du voisinage du site.

I.2.8- Les précipitations

Les précipitations sont en moyenne de 529 mm annuellement. Les précipitations moyennes les plus faibles sont enregistrées en Juillet avec 4 mm seulement. En Janvier, les précipitations sont les plus importantes de l'année avec une moyenne de 73 mm.

I.2.9- Géomorphologie

Le site de Chebka est situé sur le flanc Nord d'un monticule. Les altitudes sont décroissantes du Nord-ouest 1074 m au Nord-est 1040 m. La majorité du périmètre est en cours d'exploitation suivant trois gradins en U ouvert vers le Nord-est :

- Un gradin de 360 m de longueur au niveau 1055 m.
- Un gradin de 870 m de longueur au niveau 1050 m
- Un gradin de 500 m de longueur au niveau 1040 m



Photo I.5 : morphologie du site.

I.3. Condition géologique

I.3.1 Cadre géologique régionale [2]

I.3.1.1- Lithostratigraphie

- Trias

On rapporte au Trias un complexe gypso-salin auquel sont associées des cargneules, des dolomies, des marnes bariolées et parfois des calcaires et des grès. Ce faciès a été observé entre les roches primaires et les couches du Jurassique.

Les terrains que l'on peut rapporter au Trias, affleurent au Nord de Rahouia, à Djebel Es Sefah et Djebel Rokbet Er Eetem au Sud-est de Sougueur, au Nord de Oued El Abtal, au Nord-est de Lardjem et au Sud de Mendez. Mais en aucun endroit, on n'observe ces terrains en gisement normal. Que ce soit sur le socle paléozoïque ou sous les couches du jurassique. L'âge triasique de ces formations gypso-salifères a été démontré par Bertrand (1961), grâce à la découverte de *Myophoriav ulgaris* Quentstedt .M. Dalloui signale dans le Crétacé inférieur de Mendès (1985) des dolomies cavernieuses noirâtres qui, au Djebel Si Djaboub, forment des lentilles dans la formation.

- Jurassique

Il est représenté par des dépôts essentiellement carbonatés de Lias, Dogger, Malm.

- Jurassique inférieur (Lias)

Les formations liasiques affleurent principalement dans la partie Sud-ouest et Sud-est de la région d'étude, elles sont représentées par les sous étages suivants :

- ✓ Sinémurien - Pliensbachien

Les dépôts de cet âge affleurent au niveau d'Oued El Tahat où l'on constate le développement d'un complexe de faciès dolomitique intercalés par des calcaires et des brèches sédimentaires. A Djebel Es Safah et Djebel Chemeur, ce complexe est représenté par des calcaires marneux à silex et des marnes.

✓ Toarci

Les dépôts du Toarcien affleurent principalement à Oued Abd et à Oued Tahat. Il est constitué par un complexe calcaro-marneux dont la coupe la plus complète a été observée au niveau d'Oued Abd. L'épaisseur totale de la coupe est de 54.0 m.

• Jurassique moyen (Dogger)

✓ Aalénien - bajocien Indifférenciés

Les formations attribuées à cet âge sont représentées par deux types de complexes :

- Un complexe de faciès dolomitique, largement développé dans la partie centrale du horst de Takhmaret. L'épaisseur totale de la coupe est de 140 m.
- Un complexe de faciès de dolomies et de calcaires silicifiés qui n'est développé que dans la partie occidentale du horst de Takhmaret, à l'Ouest d'Oued El Abd. L'épaisseur totale de la coupe est de 150 m.

✓ Bajocien

Les dépôts bajociens constituent un bon repère stratigraphique dans la région, ce niveau intercalé à l'intérieur de l'assise carbonatée du Dogger sépare les dolomies inférieures de l'Aalénien - Bajocien et les calcaires du Bajocien - Bathonien.

Le Bajocien est formé de deux complexes :

- Le complexe de faciès carbonatés : Il affleure dans la partie occidentale du Horst de Takhmaret. La coupe type est formée de bas en haut par :
 - Brèches sédimentaires à fragments anguleux de dolomies calcaires finement cristallines, gris rosâtres cimentées par des marnes rouges. Epaisseur : 2,7 m.
 - succession de niveaux carbonatés et dolomitiques. L'épaisseur totale est de 28 m.
- Le complexe de faciès argileux : Il affleure sous forme de bandes étroites situées le long des rives du cours supérieur d'Oued Abid. La coupe type est représentée de bas en haut par :
 - Argiles calcaireuses brunes à rougeâtres à stratifications horizontales. Epaisseur : 30.0 m.
 - Argiles fortement calcaireuses gris-blanchâtres à stratifications horizontales. Epaisseur : 10.0 m.
 - Dolomies marneuses gris-blanchâtres passant à des argiles calcaro-dolomitiques. Epaisseur : 1,5 m.
 - Marno - calcaires béchiques fortement ferrugineux de couleur rouge brune. L'épaisseur totale de la coupe est de 14,7 m.

✓ Bajocien - bathonien indifférencié

Les dépôts du Bajocien-Bathonien n'affleurent que dans la partie sommitale du Djebel Bouterkef qui se trouve à l'extrême Ouest du horst de Takhmaret. Il est représenté par des calcaires argileux.

✓ Callovien - oxfordien inférieur indifférenciés

Les formations rattachées à cet âge sont largement développées sous les formations de l'Oxfordien moyen et supérieur qui affleurent dans la partie Sud-est de la région. Elles sont représentées essentiellement par des argiles avec des bancs de grès, d'aleurites, de marnes, de calcaires et de dolomies. Ces dépôts reposent en discordance d'érosion sur les différents niveaux du Dogger affleurant dans la vallée de l'Oued Et Tahat, et parfois directement sur les formations du Lias.

• Crétacé

Il comprend tous les étages allant du Berriasien au Maestrichtien

✓ Berriasien

Il affleure dans la partie Nord de Oued Krelloug et sur la rive droite d'Oued Mina (Est de Oued el Abtal), au niveau d'Oued Malah (Nord Est de Mendes), à Oued Riou au (Nord Est de Oued Lilli), ainsi que dans la région de Djebel El Kodja (Sud-est de Sougueur), à Ragoubet Atef El Kebach (Est de Sougueur), Oued Meramda, Meksem (Nord du Djebel Nador).

Les dépôts berriasien sont composés essentiellement de marnes, de marno-calcaires de couleur verte ou blanchâtre. La faune recueillie sur ces formations est riche et variée.

✓ Barrémien

Les formations barrémiennes affleurent dans la partie Nord de Oued El Abtal et dans la région de Rechaiga. Elles sont représentées essentiellement par des calcaires dolomités et des marnes grises assez sèches, parfois colorées contenant des grumeaux de gypse néoformé.

La faune recueillie sur ces formations est riche et variée

✓ Valanginien - Albien

Les formations de cet âge affleurent surtout à l'Est et au Sud-est de la région de Sougueur, aux lieux dits Bled Bair, Ragoubet El Harri, Daoura, et le long de la bordure Sud de l'Oued Mouilah (Rechaiga). Elles sont composées d'une alternance de grés, de calcaires et de dolomies gréseuses avec de rares passées d'argiles gréseuses et de sables.

✓ Aptien – Albien

Les formations géologiques rattachées à cet âge affleurent principalement à l'Est et au Nord-Est de la région d'Ain Tarik qui est située à environ 50 km au Nord de la ville de Tiaret. Elles sont représentées essentiellement par des grés, argiles, marnes argileuses, calcaires gréseux et dolomies.

✓ Albien – Cénomaniens

Les dépôts de cet âge affleurent au Sud-est de Mendes, au Nord-Est de Sidi M'hammed Ben Aouda, à l'Est de Ain Tarik et à Lardjem (NW de Tissemsilt). Ils sont représentés par des marno-calcaires qui affleurent surtout dans la région de Mendes, Sidi M'hamed Ben Aouda et dans la partie Sud et Sud-est de Lardjam, par des calcaires en forme de grand massif (exemple : massif d'Ain Dalia) affleurant au Nord et Nord-ouest de la région de Lardjam.

La faune recueillie sur ces formations est riche et variée.

✓ Cénomano-Turonien

Les dépôts de cet âge affleurent à l'Ouest et au Nord de la ville d'Oued El Abtal, au Sud de la ville de Mendes, à Koudiat Merkouna, à l'Ouest d'Oued Sousleme, à Djebel Toubissine et à Oued Louhou qui se localisent au Sud-ouest de Mellakou. A Sougueur, ces dépôts présentent une extension de 35 km de longueur et de 1 à 3 km de largeur s'étendant de Ain Halouf au Sud-ouest jusqu'à Ain Mekheref au Nord-est. Ce sont des dépôts représentés par des calcaires organogènes, des dolomies gréseuses, des grés et des calcaires. La microfaune recueillie dans ces dépôts est riche et variée.

✓ Sénonien

Il affleure dans la partie Sud de la région d'étude. De la ville de Mellakou à l'Ouest jusqu'à Ain Djarit à l'Est, en passant par la ville de Sougueur. Dans le massif de l'Ouarsenis, les formations du Sénonien s'étendent au Nord et à l'Est de Rahouia.

Les dépôts sénoniens sont représentés généralement par des calcaires parfois gréseux ou dolomitiques, des calcaires organogènes, des argiles, des gypses, des conglomérats, des grés et des marnes crayeuses.

La microfaune est également riche et variée.

✓ Coniacien

Il est présenté par des affleurements très restreints situés surtout à l'Ouest d'Oued Besbassa qui est localisé à 8 km au sud d'Ain Djarit. Il est représenté principalement par des grés et des calcaires gréseux. La microfaune est relativement riche et moins abondante, elle est représentée par *Globotruncana*.

✓ Santonien

Il affleure à 20 km à l'Est de la ville de Tiaret, au lieu-dit « Ain Djarik », ainsi que dans la vallée d'Oued Tleta dans le massif de l'Ouarsenis. Il est représenté essentiellement par des grés, des calcaires gréseux et des marnes noires légèrement schisteuses renfermant une abondante et riche microfaune.

✓ Campanien

Il affleure au niveau du Douar Raouraoua, à 10 km au Nord-est d'Oued Lilli, dans la région de Mendés et dans la vallée d'Oued Mellah. Il est composé exclusivement par des marnes noires organiques contenant une abondante microfaune à plusieurs espèces.

✓ Maestrichtien

Il affleure dans la vallée de l'Oued Malah au Sud de Lardjam. Il est représenté principalement par des marnes noires contenant de petites inclusions de calcaires bleutés. Les marnes renferment une abondante microfaune.

➤ Paléocène

Il ne comprend que des dépôts attribués au Danien

✓ Danien

Il affleure principalement le long d'Oued Malah, à Oued Tlata et dans l'unité de Choual. Il est composé essentiellement par des marnes noires parfois brunâtres, par endroits schisteuses et par des calcaires. La microfaune, assez abondante.

➤ Eocène

Il est subdivisé en deux termes

✓ Yprésien

Il affleure au Nord de la ville d'Oued El Abtal, au Sud de djebel Boubarhla, au Nord de Rahouia, à Ouled Bouriah et à djebel Chefaia. Il est composé de marno-calcaires blancs à silex.

La faune recueillie est représentée par : *Nummulites planulatus*, *boleensis*, *N. Irregularise*, *N. Globulus*, *N. Atacicus*, *Serpula spirulea*, *Nummulites pomeli*, *Nummulites gizehensis*.

✓ Lutétien

Il affleure à 8 km au Nord d'Oued El Abtal et au contact de l'Yprésien dans le massif de l'Ouarsenis, au Nord et au Sud de Douar Rouabah (Lardjam). Il est représenté en général par des marnes de couleur brune et claire.

La microfaune est variée et abondante.

➤ Oligocène

L'Oligocène affleure dans la partie centrale, selon la feuille à 1/200.000 de Tiaret, et s'étend d'Oued El Abtal à l'Ouest jusqu'à Tissemsilt à l'Est, avec une largeur qui varie de 5 à 25 km. Il est représenté principalement par des marnes grises à altération blanchâtre, des marnes noires schisteuses, des marnes et des calcaires.

La microfaune est également riche et abondante.

➤ Miocène

Les terrains miocènes présentent de nombreux faciès, et des épaisseurs parfois très variables. Ils sont soit concordants avec l'Oligocène sous-jacent, soit transgressifs sur tous les terrains antérieurs allant jusqu'au Primaire. Enfin un phénomène fort important, puisqu'il s'agit de la mise en place des nappes du tell méridional, a succédé au dépôt d'une partie des terrains miocène. Il a complètement désorganisé les bassins du début du Miocène qui ont été remplacés par d'autres bassins indépendants des premiers.

Le Miocène a été subdivisé en deux parties principales (Dalloni 1952).

- A la base, le Cartennien ou premier étage méditerranéen ou Méditerranéen inférieur, rattaché généralement au Burdigalien ou à l'Aquitano-Burdigalien.

- Au-dessus, reposant souvent en discordance sur le niveau précédent, le deuxième étage méditerranéen qui est rattaché au Vindobonien et dans lequel, les auteurs ont individualisé l'Helvétien et le Tortonien.

Pour individualiser le Miocène, seules des études paléontologiques très détaillées, permettraient de le subdiviser. En ce qui nous concerne, nous avons adopté les subdivisions Tortonien - Messinien et Aquitanien - Burdigalien. Ces termes nous semblent préférables à ceux du Miocène supérieur et Miocène inférieur.

✓ Aquitanien – Burdigalien

Les dépôts de cet âge sont représentés par des affleurements qui s'étendent de la région d'Oued El Abtal à l'Ouest jusqu'à Tissemsilt à l'Est, avec une largeur allant de 2 à 15 km. Dans la région de Souggeur, l'Aquitano - Burdigalien affleure le long d'Oued Mina, dans la vallée d'Oued Soussalem et sous forme de quelques buttes autour de la montagne carrée.

Dans la région de Sahari, ces dépôts se rencontrent à Oued Faidja, en discordance sur les formations jurassiques. Ils sont représentés essentiellement par des calcaires organogènes, des marnes, des argiles et des conglomérats avec de rares intercalations de forme lenticulaires de grès et de sables. La microfaune est relativement riche et variée.

✓ Tortonien - Messinien

Ces dépôts sont rencontrés au centre de la feuille de Tiaret à 1/200.000 sur une étendue allant jusqu'à 70 Km de long et 4 à 10 Km de large ; du Sud de Rahouia à l'Ouest jusqu'à Tissemsilt à l'Est, en passant par Tiaret (Djebel Guezoul), et dans la partie Sud et Nord-est de Zammoura.

Cet étage est représenté essentiellement par des calcaires, des marnes argileuses, et des grès à grains moyens et grossiers.

➤ Pliocène

✓ Pliocène continental - Villafranchien indifférenciés

Il affleure à l'extrême Nord-ouest, selon la feuille de Tiaret, et plus exactement au Nord-ouest de Zemmoura. Il est représenté essentiellement par des Poudingues, des calcaires lacustres et des argiles à lignite.

✓ Pliocène continental

Les dépôts pliocènes, n'ont été conservés que sur les hautes plaines. Malgré l'absence de fossiles a rendu difficile d'attribuer au Pliocène les dépôts continentaux de Tiaret (plateau de Sersou), qui sont restés horizontaux. Ces dépôts sont constitués de quelques dizaines de mètres au maximum de conglomérats, graviers, sables, argiles, calcaires lacustres. Ils occupent surtout la partie Est de la feuille de Tiaret, du Sud de Dahnouni à l'Ouest jusqu'à Hamadia à l'Est (plateau du Sersou). Ils sont composés essentiellement de conglomérats et de calcaires lacustres.

➤ Quaternaire

Les dépôts de cet âge, qui sont des dépôts alluvionnaires, développés notamment à l'extrême Nord-ouest de la feuille (versant Nord du massif de Djebel Nador, Oued Faidja et dans la vallée d'Oued Soussalem) et au Nord-est de la feuille (A Mellakou, à Oued Medroussa et Oued El Tahat (feuille à 1/50.000 de Takhmaret).

I.3.1.2- Magmatisme

➤ Les roches volcaniques

Les terrains magmatiques les plus anciens que l'on rencontre dans la wilaya de Tiaret sont d'âge Triasique. On n'observe qu'un seul massif primaire important qui est celui du djebel Bechtout, situé à 4 Km au Nord du village d'oued Lili et à 20 Km de Tiaret. Dominant tous les autres sommets de la région, il forme le seul affleurement en place du socle visible dans la région. Le massif s'étend sur près de 15 Km de longueur et au maximum 4 Km de largeur.

Le djebel Bechtout forme un massif dirigé grossièrement E-W et recoupé en son milieu par l'oued Tamda qui a creusé une vallée profonde de plus de 400 m dans la roche éruptive.

Le massif est formé par des rhyolites qui dominent de plusieurs centaines de mètres la dépression oligo-miocène d'oued Lili. Il est représenté par une roche très homogène et saine de couleur rouge à noire caractérisée essentiellement par la présence de phénocristaux noyés dans une pâte rose ou noire, avec des dimensions de 1 à 4 mm constitués souvent de feldspaths roses ou de quartz.

En lame mince, la pâte qui présente une structure microlitique, est constituée principalement par du feldspath, quartz, chlorite et magnétite. Cette pâte apparaît parfois silicifiée. Les phénocristaux sont constitués par de l'albite, du quartz et de la biotite généralement chloritisée. Il s'agit d'une roche alcaline nommée rhyolite à albite par « V. Kovenko et H. Termier ». Le massif est daté anté-Argovien. Les sédiments argoviens reposent en transgression sur ce dernier. Au SW de la feuille, dans la région de Saida, deux épisodes volcaniques, l'un Viséen et l'autre triasique ont été identifiés. Dans cette région, le volcanisme viséen, étudié par G. Lucas 1952, a fourni des roches identiques de celles de Bechtout. Le massif éruptif d'Ain Sultan (Saida) montre également d'après G. Lucas 1952, des roches absolument comparables à celles de Bechtout, surtout si l'on considère que le feldspath de Bechtout est bien de l'albite comme à Ain Sultan. On peut donc rattacher la rhyolite de Bechtout à l'épisode viséen.

➤ Les roches filoniennes

Les formations filoniennes de la région sont exclusivement visibles dans les formations rhyolitiques de Bechtout. Ce sont essentiellement des dykes de métadolérite qui est une roche de texture massive et de structure doléritique. Les minéraux primaires sont totalement transformés et altérés. Les plagioclases transformés sont remplacés par de la séricite finement pigmentée par des hydroxydes de fer. Les pyroxènes sont également transformés en actinote. La biotite et le quartz secondaire se présentent en grains microcristallins. La roche est recoupée par des fissures remplies de carbonates secondaires. Les dykes de métadolérite affleurant à oued Tamda sont sub-verticaux, de 3 à 4 m d'épaisseur, de direction N-70°, de couleur noirâtre et d'une longueur allant jusqu'à 300 m.

I.3.1.3 Tectonique

➤ I.3.1.3.1 Région de l'Ouarsenis

Les dépôts qui constituent l'Ouarsenis situés dans la partie Nord de la feuille de Tiaret ont été affectés par des accidents de direction Est-Ouest. Ils sont caractérisés par des écailles chevauchantes au Nord, des plis souples au centre du tell dans le matériel marneux allochtone et

des plis faillés dans la bordure sud-tellienne où le matériel est plus rigide. Ces accidents de type tellien postérieurs à la phase paroxysmale responsable de l'écoulement des nappes sont suivis par une activité diatrophique moins importante, mais probablement plus durable et responsable des plis N-S à grand rayon de courbure. Ceux-ci peuvent être contemporains à la transgression du Miocène inférieur du Chéelif. Au voisinage, ou dans l'axe de ces plis le Burdigalien est souvent absent, et c'est le Vindobonien (Serravallien) qui repose directement sur le substratum Crétacé.

Notons que ces plis, qui sont nés probablement du rejeu de vieux accidents hercyniens, ont pu rejouer beaucoup plus tard. Enfin la phase d'ajustement a dû débiter au Miocène supérieur et a pu se poursuivre jusqu'au Pliocène. Cette phase est responsable des accidents de direction saharienne dont les effets sont surtout visibles sur les bordures des bassins miocènes.

Les dépôts récents sont peu nombreux pour donner des indications sur les plissements post-miocènes. On connaît pourtant l'importance des mouvements post-aptien en Afrique du nord.

L'aspect actuel du réseau hydrographique nous oblige à supposer l'existence de nombreux phénomènes de surimposition et d'antécédence. Les mouvements pliocène et quaternaire n'ont donc pas manqué d'affecter eux aussi l'Ouarsenis Oranais.

L'architecture du matériel allochtone a été profondément modifiée après la mise en place des nappes par plusieurs phases tectoniques.

➤ 1.3.1.3.2 Monts de la Mina

Les monts de la Mina sont caractérisés par des plis serrés orientés SW-NE ou E-W et uniformément déversés au Sud. Ils affectent toute la série des terrains des plus anciens jusqu'au Cartennien, bien que celui-ci repose toujours en discordance manifestée sur son substratum. Mais le Miocène moyen complètement indépendant de cette structure dessine une large ondulation synclinale qui amorce le plateau de Zemmoura et à l'ouest de la vallée d'El Bordj, il n'est guère en continuité avec le miocène inférieur qu'en amont de l'oued El Abtal dans le bassin sud-tellien.

Les dépôts du Jurassique supérieur sont les seuls discernables et sont toujours liés au phénomène de diapirisme qui affecte le Trias.

➤ 1.3.1.3.3 Région couverte de Sahari

Dans cette région, on observe trois affleurements du Trias, représentés par des argiles rouges ou bigarrées et contenant du gypse dans les deux diapirs orientaux. C'est le diapir occidental, d'où jaillit la source salée d'Ain Mouilah qui montre l'existence d'un sel gemme en profondeur.

➤ 1.3.1.3.4 Région du djebel Nador

La structure tectonique du djebel Nador accuse trois unités principales, délimitées par des zones accidentées nettement exprimées et allongées suivant la direction atlasique (50°-60°). La chaîne montagneuse du djebel Nador a été fortement plissée et accidentée. L'unité A est localisée entre deux régions calmes et légèrement plissées. Au Nord, c'est le Sersou Occidental (unité B) et au Sud le plateau d'Ain Taga (unité C). Les coupes sériées rendent compte de la structure tectonique de la région.

1.3.2- Cadre géologique locale

1.3.2.1- Caractéristiques géologiques du gisement

Le gisement où se situe la carrière se présente en un mont avec un talus de pente moyenne de 10 %. Le relief est peu accidenté. Les altitudes dans les limites octroyées varient entre 1065 m et 1030 mètres.

La géologie du site est formée de dépôts du jurassique composé de calcaires en bancs décimétriques intercalé par des joints centimétriques de marnes. Ces couches présentent un léger plongement vers le Nord-Est.

Les formations géologiques en affleurement sont constituées de couches formées de calcaire massif, gris-clair à gris-beige compact, dur, cristallin.

On observe localement, une intercalation de marne grise verdâtre tendre à moyennement indurée. Les calcaires sont de couleur gris à gris-foncé, massifs à grains très fins et une cassure régulière à légèrement conchoïdale. Ils sont affectés par des cassures verticales.

La zone d'exploitation située sur la partie centrale du site caractérisée par trois fronts de tailles de direction Est-Ouest. Le pendage est subhorizontal (5 à 10° Est).

L'épaisseur minimale de cette couche de calcaire est de 35 mètres.
Selon la carte géologique de l'Algérie, ces formations appartiennent au Jurassique supérieur.



Photo.I.6 : série de calcaire au niveau d'un gradin.



Figure.I.7 : Localisation du Site sur photo satellite (Google Earth).

Toutes les infrastructures et outils de production sont installés en conformité avec la réglementation.



Photo.I.8 : station de concassage



Photos.I.9 : du pont bascule



Photo.I.10 : du Matériel utilisé

I.3.2.2- Hydrogéologie du gisement

Dans les contours proches du gisement, on ne signale points de puits ou sources d'eau prémices de l'existence de nappes.

L'emplacement de la carrière sur colline avec une pente vers l'Est favorise le drainage des eaux pluviales, la présence de petits talwegs situés de part et d'autre du gisement, met ce dernier à l'abri de toute venue d'eau.

I.3.2.3- Hydrographie

Le réseau hydrographique est très faiblement exprimé, un enchevêtrement très diffus de ravines sans importance le caractérise. Il est à sec pendant la majorité de l'année.

Plusieurs affluent passent au voisinage du site pour se jeter dans :

- Chaabet Khachba et Chaabet Guenouna à 1.3 km à l'Est.
- Oued Guerba à 600 m à l'Est.
- Oued Keïra à 1 km à l'Ouest.
- Oued En Nessnissa à 1.5 km à l'Ouest.
- Oued Rhalem à 2.5 km au Sud-ouest.

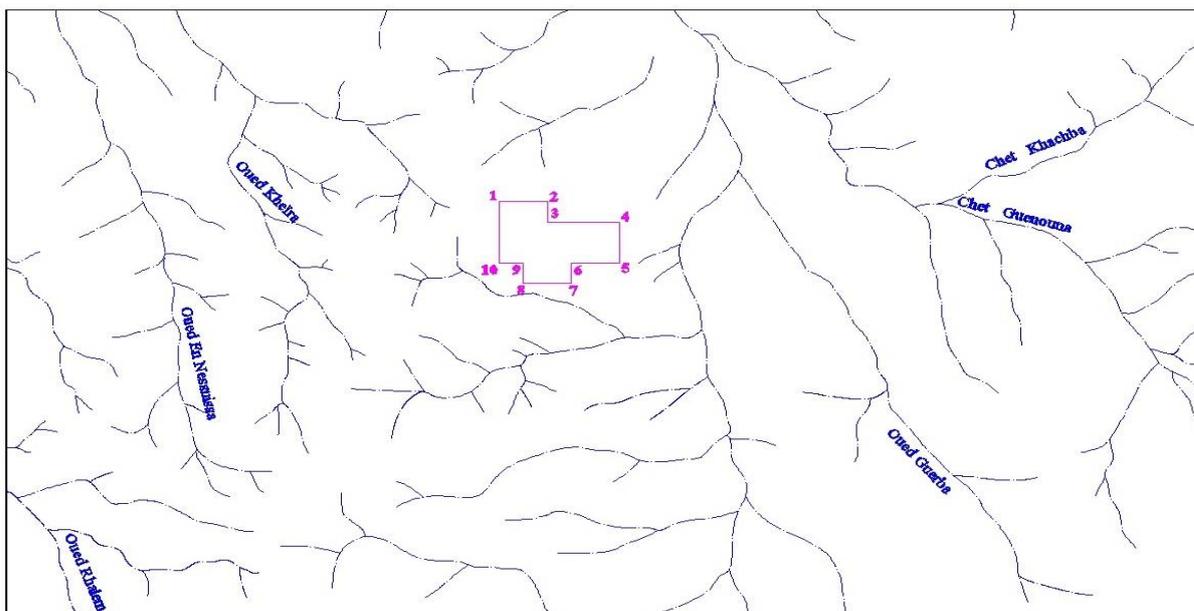


Figure.I.11 : Réseau hydrographique de la région du site d'étude (extrait de la carte de Ain Kermes 1/50000)



Photo.I.12 : série de calcaire au niveau d'un gradin.[2]

La fracturation s'accroît d'Est en Ouest. La partie occidentale est affectée par de nombreuses failles. Plusieurs miroirs de failles sont observés dans le site ainsi que des lentilles de déformation.



Photo.I.13 : miroir de faille dans la partie occidentale de la carrière[2].



12

Photo.I.14 : lentille de déformation dans la partie occidentale de la carrière [2].

Ces failles sont associées à des recristallisations de calcite et des minéralisations telles que les oxydes de fer, limonite, cinabre et manganèse.



Photo.I.15 : cristallisations de calcite au niveau d'un miroir de faille [2].

Dans la partie inférieure de la carrière se sont formé des géodes et des karsts.



Photo.I.16 : la géode [2]



Photo.I.17 : à l'intérieur des Karst. [2]

I.4- Propriétés et caractéristiques du massif rocheux de Chebka

I.4.1- Propriétés physiques de la roche calcaire

I.4.1.1- Porosité

C'est le rapport du volume des vides V_v de la roche au volume total V_t

$$p = \frac{V_v}{V_t} * 100 \dots \dots \dots (\text{Eq. I. 1})$$

La porosité varie de quelque % à plus de 40 % dans les roches sédimentaires, dans les roches magmatiques, elle est plus faible, souvent inférieure à 1 %. Selon la porosité,

Les roches sont classées en :

- Roches de faible porosité : $0 < p < 5 \%$
- Roches de porosité moyenne : $5 < p < 10 \%$
- Roches de porosité élevée : $10 < p < 20 \%$
- Roches de grande porosité : $p > 20 \%$

La valeur moyenne de la porosité de roche calcaire du gisement de Chebka est

$$p = 0.446\%.$$

Donc la roche de calcaire de Chebka a une faible porosité.

I.4.1.2- Masse volumique

C'est la masse de l'unité de volume de la roche (g/cm^3). Suivant l'état du matériau.

On définit ρ_s la masse volumique absolue ou masse volumique du solide, ρ_h la masse volumique naturelle, ρ_d la masse volumique sèche et ρ_{sat} la masse volumique saturée.

$$\rho_s = \frac{M_s}{V_s} \dots \dots \dots (\text{Eq. I. 2})$$

$$\rho_d = \frac{M_s}{V_t} \dots \dots \dots (\text{Eq. I. 3})$$

$$\rho_h = \frac{M_h}{V_t} \dots \dots \dots (\text{Eq. I. 4})$$

$$\rho_{sat} = \frac{M_{sat}}{V_t} \dots \dots \dots (Eq. I. 5)$$

Avec :

M_s : la masse du matériau sec ; **g**

V_s : le volume des grains après broyage ; **cm³**

V_t : le volume de l'échantillon ; **cm³**

M_h : la masse naturelle ; **g**

M_{sat} : la masse de l'échantillon saturée ; **g**

ρ_a dépend de la porosité de la roche, par contre **ρ_s** ne dépend que de la minéralogie.

La masse volumique réelle de la roche calcaire est : **ρ_d** = 2.7 t/m³.

La masse volumique absolue de la roche calcaire est : **ρ_s** = 2.72 t/m³.

La masse volumique apparente de la roche calcaire est : **ρ_h** = 1.49 t/m³.

1.4.1.3- Coefficient d'absorption

Le coefficient d'absorption est défini comme le rapport de l'augmentation de la masse de l'échantillon après imbibition par l'eau, à la masse sèche de l'échantillon dans l'eau pendant 24 heures à 20°C

Le coefficient d'absorption (Ab) est défini par la relation :

$$Ab = \left(\frac{m_a - m_s}{m_s} \right) \times \rho \times 100 \text{ en}(\%). \dots \dots \dots (Eq. I. 6)$$

m_s : masse de l'échantillon sec après passage à l'étuve à 105°C

m_a : masse de l'échantillon imbibé

Le coefficient d'absorption est :

$$Ab = 0.68\%.$$

Les prélèvements ont été effectués et acheminés au laboratoire en date du 17/10/2017 par le laboratoire Central des matériaux (L.C.M).

1.4.2- Propriétés chimique de la roche calcaire

Conformément à la demande interne N°110/B/2017, en date du 23/10/2017, le laboratoire de chimie de COSIDER a procédé aux analyses chimiques sur les échantillons prélevés.

Tableau.I.2 : les propriétés chimiques de la roche calcaire

Essai	Résultat
Teneur en carbonate (%)	90
Teneur en Soufre Total (S)%	0.175
Sulfates Solubles dans l'article exprimé en (SO ₃) %	0.167
Chlorures solubles dans l'eau (Cl) %	0.0018
Sulfates solubles dans l'eau exprimé en % SO ₄	Traces
Perte Au feu exprimée en (PAF) (%)	43.21
Teneur en calcite par calcimétrie exprimée en (CaCO ₃) (%)	95.86

	Matières Humiques (couleur de la solution par apport à la solution étalon).	Test colorimétrique négatif
Polluants Organique	Acide fulvique (couleur de la solution par apport à la solution étalon).	Test colorimétrique négatif

I.4.3- Propriétés intrinsèques

I.4.3.1- Coefficient de broyabilité (BR)

Le degré de broyabilité consiste en la mesure du rapport du poids des particules fines inférieures à 1,6 mm (M_s), produites par l’abrasimètre sur la masse initiale M_i des granulats de dimension 4 à 6.3 mm.

$$BR = \frac{M_s}{M_i} \times 100. (\%) \dots \dots \dots (Eq. I. 7)$$

Où :

M_s : masse des particules fines inférieures à 1.6mm.

M_i : masse initiale de l’échantillon à granulométrie 4 à 6.3 mm.

Ce coefficient est intimement lié à la résistance mécanique de la roche, en effet plus la roche est résistante moins le granulat produit est fin. Une échelle de broyabilité est donnée dans le tableau II.7 ci-après

Tableau.I.3 : Echelle de broyabilité [5]

BR %	Broyabilité
0 – 25	Très Faible
25 -50	Faible
50 – 75	Moyenne à forte
75 – 100	Très forte

I.4.3.2- Coefficient Los-Angeles (LA)

Cette norme sert à déterminer la résistance à la fragmentation par chocs des éléments d'un échantillon de granulat.

Elle est mesurée par l’essai Los Angeles et pratiquée sur les classes granulaires 4/6 mm, 6/10mm, 10/14mm, 10/25 mm, 16/31.5 mm, et 25/50 mm que l’on introduit dans un tambour cylindrique d’axe horizontal fermé aux deux extrémités en présence de boulets d’acier. La rotation du tambour pendant un nombre de tours et à une vitesse normalisée entraîne la fragmentation des granulats, qui sont ensuite tamisés sous l’eau sur un tamis de 1,6 mm.

Le coefficient Los Angeles est le rapport de la masse du tamisât à la masse avant essai.

Le coefficient Los- Angeles est donné par :

$$L_A = \frac{m}{M} \times 100. (\%) \dots \dots \dots (Eq. I. 8)$$

m : masse des particules fines ($m \leq 1,6$ mm) ;

M : masse de l'échantillon (prise d'essai).

Tableau.I.4 : Coefficient Los – Angeles en pourcentage dans les principales utilisations des granulats (NFP 18-573).

Utilisation	Coefficient Los- Angeles
Gros granulat routier et pour bétons courants	< 40 %
Béton	< 32 %
Pour béton de qualité	< 30 %
Pour béton exceptionnel	< 25 %

D'après les essais qu'ils ont été faite sur des échantillons de la carrière, le Coefficient de Los Angles est :

$$L_A = 29\%.$$

Donc le gisement de Chebka est utilisable pour béton de qualité.

1.4.3.3- Coefficient Micro Deval (MDE)

C'est l'indice de résistance à l'usure par frottement des granulats et leur sensibilité à l'eau, comme le coefficient Los–Angeles dépendent principalement de la nature de la roche. Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge abrasive composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6 mm produit dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7kg. C'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient LA. Par contre l'essai Micro Deval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1,25 mm. On place une prise d'essai (500 g) dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur = 210mm, longueur = 170mm, épaisseur = 3mm et de capacité = 5 l) avec un certain nombre de billes d'acier de 9,5mm de diamètre et également une quantité d'eau.

Le coefficient MDE (coefficient Micro Duval en présence d'eau) est donné par la relation suivante :

$$MDE = \frac{500-m}{500} \times 100. (\%) \dots\dots\dots (Eq. I. 9)$$

Où :

m : Masse totale des particules retenues sur les tamis dont les ouvertures sont 10 mm, 5 mm, 1,25 mm ;

D'après les essais qu'ils ont été faite sur des échantillons de la carrière, le Coefficient de Los Angles est :

$$MDE = 16\%.$$

La résistance à l'usure des gravillons a été appréciée par l'essai Micro-Deval MDE (humide). D'après la norme (NFP 18-572).

Tableau.I.5 : la qualité de granulat en fonction de coefficient Micro-Deval[3]

VALEURS REPERES

Micro Deval en présence d'eau	Appréciation
-------------------------------	--------------

< 10	Très bon à bon
10 à 20	Bon à moyen
20 à 35	Moyen à faible
> 35	Médiocre

On remarque que le MDE est 16% donc le granulat de Chebka a des qualités bonnes à moyennes.

1.4.3.4- **Equivalent de sable** (E.S)

C'est l'évaluation la proportion relative d'éléments fins dans un sol

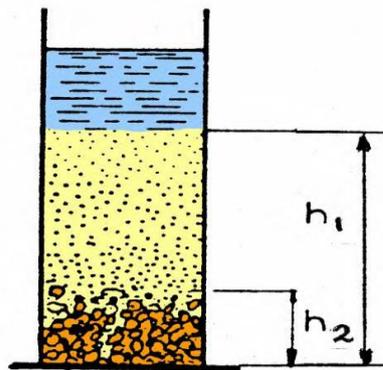


Figure.I.18 : Schéma de l'éprouvette pour l'essai d'équivalent de sable

h₁ : hauteur floculat gonflé par la solution (particules fines) ;

h₂ : hauteur du dépôt solide (sable) au fond de l'éprouvette.

$$E.S = \frac{h_2}{h_1} \times 100. (\%) \dots\dots\dots (Eq. I. 10)$$

D'après les essais qu'on était faite sur des échantillons de la carrière selon la norme **NF EN 993-8**, le coefficient d'équivalent de sable est :

$$E.S = 66\%.$$

Les valeurs de l'équivalent de sable indiquent la nature du sable en fonction du moyen de mesure et permettant d'en préciser la qualité pour composer un béton

Tableau.I.6 : Echelle de l'équivalent de sable [4].

E.S	Nature et qualité du sable
$E.S < 60\%$	Sable argileux : risque de retrait ou de gonflement. Sable à rejeter pour des bétons de qualité.
$60\% \leq E.S < 70\%$	Sable légèrement argileux de propreté admissible pour les bétons de qualité courante quand le retrait n'a pas de conséquence notable sur la qualité du béton.
$70\% \leq E.S < 80\%$	Sable propre à faible proportion de fines argileuse convenant parfaitement pour les bétons de haute qualité.

$E.S \geq 80\%$ Sable très propre .l'absence presque totale de fines argileuses ,risque d'entraîner un défaut de plasticité du béton qu'il faudra compenser par une augmentation du dosage en eau.

Ce qu'implique que le sable de propreté admissible pour les bétons de qualité courante quand le retrait n'a pas de conséquence notable sur la qualité du béton.

I.4.4-Caractéristiques mécaniques

Les caractéristiques mécaniques des roches sont : les résistances à la compression, à la traction, à la flexion, au cisaillement, les déformations d'élasticité, de plasticité, le module de Young (module d'élasticité), le coefficient de Poisson, l'angle de frottement interne, la cohésion et la vitesse de propagation longitudinale et transversale.

I.4.4.1- Résistance à la compression

La résistance à la compression est déterminée par l'essai de compression simple. Dans cet essai, l'échantillon est pris sous la forme d'une carotte (éprouvette cylindrique), d'élanement L/D (L : hauteur, D : diamètre) compris entre 2 à 2,5 avec deux faces planes, lisses et parallèles obtenues par une rectification soignée.

L'échantillon est ensuite placé entre les plateaux d'une presse et la force axiale est augmentée jusqu'à la rupture de l'éprouvette. La résistance à la compression (notée σ_c) est définie comme étant la contrainte maximale supportée par l'échantillon avant la rupture lors d'un essai de compression. La valeur maximale F de la force permet de calculer la résistance en compression uniaxiale de la roche ;

$$\sigma_c = \frac{F_{max}}{S} , (kgf/cm^2) \dots\dots\dots(Eq. I. 11)$$

Où :

F_{max} : La force de compression maximale en (kgf) ;

S: La surface sur laquelle l'effort est appliqué (cm²).

On peut déterminer la résistance à la compression en fonction de la dureté par la formule suivante :

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \rightarrow \sigma_c = 100 \times f, (kgf/cm^2) \dots\dots\dots(Eq. I. 12)$$

Avec :

f : la dureté.

Dans notre cas le gisement de Chebka est de dureté $f = 5$.Donc la résistance à la compression est de l'ordre de 500kgf/cm² c'est-à-dire entre 50 MPa.

$$\sigma_c = 500 \text{ kgf/cm}^2 \leftrightarrow \sigma_c = 50\text{MPa}$$

I.4.4.2- Résistance à la traction

✚ Traction directe : En soumettant une éprouvette cylindrique à une traction uniaxiale, la résistance à la traction simple est égale à la contrainte limite de traction qui produit la décohésion des échantillons des roches massives, donc elle est donnée par la formule suivante :

$$\sigma_t = \frac{P_{max}}{A_0} (kgf/cm^2) \dots\dots\dots(Eq. I. 13)$$

Où :

P_{max} : Valeur finale atteinte par l'effort appliqué ;

A₀: Surface transversale.

✚ Traction indirecte : L'essai de résistance à la traction indirecte, dit aussi essai brésilien, est réalisé en appliquant un effort de compression diamétral.

L'éprouvette doit avoir un élancement (H/D) égal à 0.5 de manière à générer une traction uniforme et homogène. L'effort de compression est augmenté jusqu'à la rupture de l'éprouvette. Pour une force de compression F, la contrainte de traction générée σ_t est :

$$\sigma_t = 2 \times \frac{F}{\pi \times H \times D} \text{ (kgf/cm}^2\text{)(Eq. I. 14)}$$

Avec :

H et D sont les dimensions de l'éprouvette.

On peut déterminer la résistance à la traction en fonction de la résistance à la compression, par la relation suivante :

$$\sigma_t = 0.1 \times \sigma_c \text{ (Kgf/cm}^2\text{)(Eq. I. 15)}$$

AN :

$$\sigma_t = 0.1 \times 500 = 50$$

$$\sigma_t = 50 \text{ (Kgf/cm}^2\text{)} \leftrightarrow 5 \text{ MPa (kgf/cm}^2\text{)}$$

On remarque que la résistance à la traction d'une roche est très faible par rapport à sa résistance à la compression à cause des surfaces d'affaiblissement structurales qu'elle renferme.

1.4.4.3- Résistance au cisaillement

Approximativement, elle est déterminée par rapport à la résistance à la compression par la formule suivante :

$$\sigma_{cis} = 0.2 \times \sigma_c \text{ (kgf/cm}^2\text{).....(Eq. I. 16)}$$

AN :

$$\sigma_{cis} = 0.2 \times 500 \text{ (kgf/cm}^2\text{)}$$

$$\sigma_{cis} = 100 \text{ kgf/cm}^2 \leftrightarrow \sigma_{cis} = 10 \text{ MPa}$$

1.4.4.4- L'angle de frottement interne (φ)

C'est un angle fictif qui caractérise l'obliquité d'une couche, il est déterminé par la relation :

$$\varphi = \text{arc. sin} \frac{\sigma_c - 4 \times \sigma_t}{\sigma_c - 2 \times \sigma_t} \text{(Eq. I. 17)}$$

Où :

σ_c : Résistance à la compression (Kgf/cm²) ;

σ_t : Résistance à la traction (Kgf/cm²).

AN :

$$\varphi = \text{arc. sin} \frac{500 - 4 \times 50}{500 - 2 \times 50}$$

$$\varphi = 48.59^\circ$$

1.4.4.5- Cohésion (C₀)

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation suivante :

$$C_0 = \frac{\sigma_c \times \sigma_t}{2 \sqrt{\sigma_c \times \sigma_t - 3 \sigma_t^2}} \text{(Eq. I. 18)}$$

Où :

σ_c : Résistance à la compression (Kgf/cm²) ;

σ_t : Résistance à la traction(Kgf/cm²).

$$C_o = \frac{500 \times 50}{2\sqrt{500 \times 50 - 3(50)^2}}$$

$$C_o = 94.5 \text{kgf/cm}^2$$

I.4.5-Les propriétés technologiques

I.4.5.1- Dureté de la roche

La dureté représente l'un des paramètres les plus importants. Elle se caractérise par la capacité de la roche à résister à la pénétration d'un autre corps. Elle dépend généralement de solidité, de la viscosité, de la structure ainsi que de la composition minéralogique.

D'après le professeur PROTODIAKONOV La relation qui donne la dureté de la roche est la suivante :

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \dots \dots \dots (\text{Eq. I. 12})$$

Où :

σ_c : La résistance à la compression (kgf/cm²).

La valeur de la dureté dépend de la solidité, de la viscosité, de la structure ainsi que de la composition minéralogique. La dureté de la roche calcaire de Chebka est : $f = 5$.

I.4.5.2- Coefficient de foisonnement

Le coefficient de foisonnement exprime l'indice de fragmentation du volume après l'abattage du massif, pendant l'exploitation des roches.

Les valeurs du coefficient de foisonnement sont différentes pour divers types de roches et dépendent de leur densité, structure, aspérité, ...etc.

Pour la même roche le coefficient de foisonnement dépend de la méthode de fragmentation, du temps, de tassement et de la pression de cavage.

Ce coefficient s'exprime par la formule suivante :

$$K_f = \frac{V_f}{V_p} > 1 \dots \dots \dots (\text{Eq. I. 19})$$

Où :

– K_f : le coefficient de foisonnement de roche ;

– V_p : volume des roches en place ;

– V_f : volume des roches foisonnées.

Les valeurs du coefficient de foisonnement sont différentes pour divers types de roches et dépendent de leur densité, structure, aspérité, ...etc. pour la même roche le coefficient de foisonnement dépend de la méthode de fragmentation, du temps, de tassement et de la pression de cavage.

Les hautes valeurs du coefficient de foisonnement, en général, influent négativement sur les processus de l'exploitation minière. Elles diminuent le degré de remplissage des godets, des excavateurs et des chargeuses, l'utilisation de la capacité des bennes des moyens de transport et augmente la surface nécessaire des terrils et des stocks piles. Pour les roches calcaires on prendra la valeur

$$K_f = 1.6$$

I.4.5.3- Indice de forabilité

Le forage des trous de mine est une opération indispensable durant le processus de la préparation des roches à l'abatage par explosif.

Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V, a proposé un indice de forabilité I_f basé sur les thèses scientifiques suivantes :

- Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé ;
- Le petit diamètre des trous, la fissuration n'influe guère sur la forabilité ;
- La masse volumique par ce que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur.

Donc l'indice de forabilité peut être déterminé d'après la formule suivante

$$I_f = 0,007 \times (\sigma_c + \sigma_{cis}) + 0,7 \times \gamma \dots\dots\dots(Eq. I. 20)$$

Avec :

σ_c : Résistance à la compression ;

σ_{cis} : Résistance au cisaillement ;

γ : La masse volumique.

AN :

$$I_f = 0,007 \times (500 + 100) + 0,7 \times 2,7.$$

$$I_f = 6,09.$$

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes, dont chacune se répartit en 5 Catégories : (Tableau.I.7).

Tableau.I.7 . Indice de forabilité (I_f) des roches et leur classement

forabilité très facile	$I_f = (1 \div 5).$
forabilité facile	$I_f = (5,1 \div 10).$
forabilité moyenne	$I_f = (10,1 \div 15).$
forabilité difficile	$I_f = (15,1 \div 20).$
forabilité très difficile	$I_f = (20,1 \div 25).$

Dans notre cas $I_f = 6.09$ ce qui classe la forabilité de la roche de Chebka dans la catégorie "facile à forer".

I.4.6- Propriétés dimensionnelles

- La propreté superficielle

Cette propriété est très importante pour le granulats quant à son utilisation sous forme de béton. En effet, le pourcentage de particules fines boueuses (argile et matière vaseuse) dans un granulats fin mélangé au ciment peut provoquer le gonflement ou le retrait qui ces derniers jouent un rôle négatif pour les bétons. Elle est déterminée par l'expression suivante :

$$P = \frac{m-r}{m} \times 100. (\%) \dots\dots\dots(Eq. I. 21)$$

Où :

P : Pourcentage des particules fines et friables ;

m : Masse de l'échantillon à granulométrie fine (0 à 3,15 mm ; sable) ;

r : Masse de l'échantillon après enlèvement des particules fines (après lavage).

La propreté superficielle est définie comme étant la masse pondérale des particules inférieures à 0,5 mm d'après la norme (NEP 18-591).

Dans notre cas P est égal : $P = 1,26\%$.

I.5- CONDITION MINIERE

I.5.1- Estimation des réserves

I.5.1.1- Réserves géologiques

Suivant la nature, la morphologie et la structure des roches affleurant à l'intérieur du périmètre octroyé et les observations et travaux réalisés sur le site, la méthode adoptée pour l'estimation des réserves du gisement est la méthode des coupes parallèles.

Six (06) blocs ont été déterminés par la méthode des coupes géologiques suivant sept (07) coupes de direction E-W. La distance entre les blocs respectifs est constante et égale à cinquante (50) mètres. Le plan de comparaison est au niveau 1 040 m.

Le volume du bloc est déterminé par la méthode suivante [6]:

- ❖ Cas de coupes successives dont la différence des aires respectives est inférieure à 40%

$$\text{Le volume du bloc} = \frac{(\text{surface A} + \text{surface B})}{2} \times d \dots\dots\dots(\text{Eq. I. 22})$$

- ❖ Cas de coupes successives dont la différence des aires respectives est supérieure à 40%

$$\text{Le volume du bloc} = \frac{(sA + sB) + \sqrt{(sA \times sB)}}{3} \times d \dots\dots\dots(\text{Eq. I. 23})$$

D = distance entre deux coupes successives délimitant le bloc,

Les surfaces calculées sur les coupes et les volumes des blocs sont récapitulées dans le tableau ci-dessous :

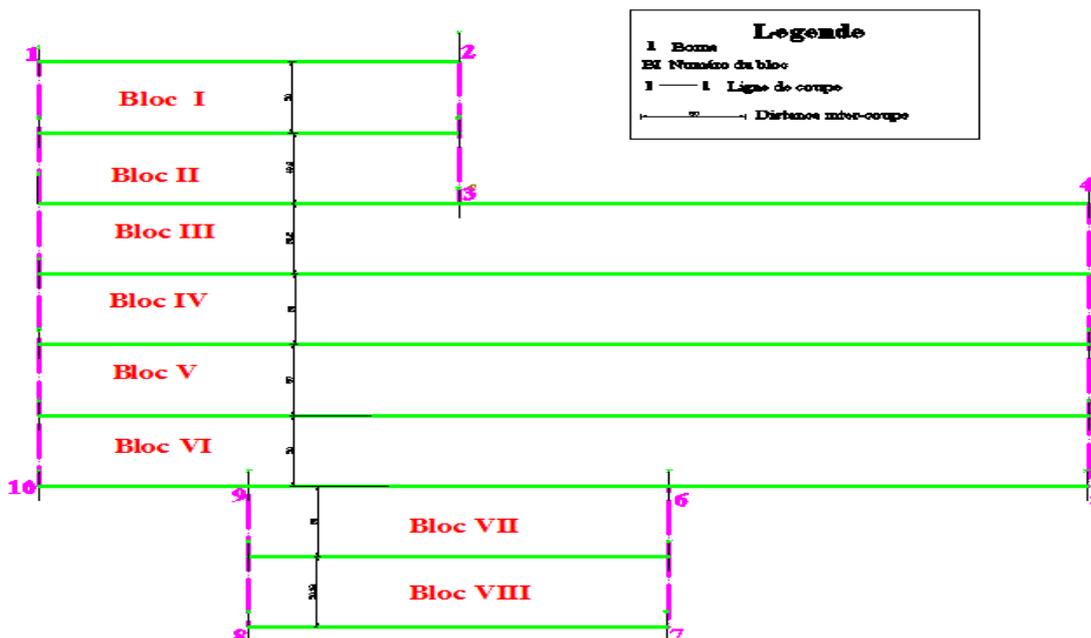


Tableau.I.8 : les réserves géologiques

N° de coupes	Surface 1 (m ²)	Surface 2 (m ²)	Distance (m)	Volume (m ³)	Réserves (tonnes)
BLOC I	4 709	3 922	50	215 775	582 593
BLOC II	3 922	3 235	50	178 925	483 098
BLOC III	5 253	4 334	50	239 675	647 123
BLOC IV	4 334	4 526	50	221 500	598 050
BLOC V	4 526	4 868	50	234 850	634 095
BLOC VI	4 868	8 342	50	326 375	881 213
BLOC VII	2 582	3 248	50	145 750	393 525
BLOC VIII	3 248	2 299	50	138 675	374 423
Total				1 701 525	4 594 118

Le volume global V = 1 701 525 m³ soit 4 594 118 Tonnes

I.5.1.2- Réserves exploitables

Le calcul des réserves exploitables dans la carrière de Chebka est réalisé en tenant en compte des ressources qui seront abandonnées dans le bord final de la carrière avec un talus de 70°.

Tableau.I.9 : Réserves exploitables

Niveau	Bloc I	Bloc II	Bloc III	Bloc IV	Bloc V	Bloc VI	Bloc VII	Bloc VIII	Volume (m ³)	Réserves (tonnes)
1060	34 755	31 300	30 975	30 550	22 650	5704	133	0	156 067	421 380
1050	49 419	47 825	49 150	46 925	59 125	116 524	16 012	9 415	394 395	1 064 867
1040	78 200	72 750	126 475	119525	116 575	115 825	67 275	74 175	770 800	2 081 160
Total	197 821	161 875	226 600	207000	218 350	309 616	103 421	103 590	1321 262	3 567 407

I.5.1.3- Les pertes d'exploitation

Les réserves hors bilan sont de l'ordre de : 380 263 m³, Ce volume représente 22,35 % des réserves totales.

Les réserves exploitables calculées dans le contour des limites concernées par l'exploitation, sont de l'ordre de 3 567 407 tonnes, calculées sur la base de 10 % de perte et de 1 % de découverte, considérant un poids volumique moyen égal à 2,7 tonnes/m³

Les pertes d'exploitation annuelle et de traitement sont de l'ordre de 10 % du volume prévisionnel à produire soit : $V_p = 1\,321\,262\,m^3 * 10\% = 132\,126,2\,m^3$

I.5.2- Condition technico-minièrre de la carrièrre

I.5.2.1-Régime de fonctionnement de la carrièrre

La carrièrre fonctionne selon le régime suivant :

- Nombre d'heures par poste :08
- Nombre d'heures par poste prolongé.....05
- Nombre d'heures par jour ouvrable :13
- Nombre de postes prolongés par jour :01
- Nombre de jours par semaine :05
- Nombre de mois par an :12
- Nombre de jours par an :284

I.5.2.2-Capacité de production annuelle (t/an)

Les stations de concassage sont :

- C.R.I.F.I de la capacité 150 tonnes/heure.
- ALLIS de la capacité 120 tonnes/heure

Durant l'exercice de l'année 2018, les travaux d'abattage au niveau de la carrièrre seront basés essentiellement sur les niveaux d'exploitation 1067 m ;1055 m ; 1045 m ; 1032 m.

I.5.2.3- Cadence de production et durée de vie de carrièrre

1- Production journalièrre

La capacité de production de la station C.R.I.F.I. est 150 tonnes par heure et

La capacité de production de la station ALLIS est 120 tonnes.

NB : le démarrage de la station ALLIS sera au mois de mai

La production journalièrre est donnée par la formule suivante

$$P_j = P_h * N_h * C_u , (tonnes) \dots\dots\dots(Eq. I. 24)$$

Où :

P_h =production par heure ;

N_h =nombre d'heure par jour, $N_h=13h$;

C_u =coefficient d'utilisation de stations de concassage, On prend $C_u=0,7$.

En vue de présence deux stations de concassages l'une de capacité 120T/h et l'autre 150T/h

Alors la capacité des deux stations est de 270 T/h

AN :

$$P_j = 270 * 13 * 0,7 = 2 457 \text{ tonnes}$$

La capacité de production journalièrre est d'environ 2.458 tonnes

2- Production mensuelle

La production journalièrre est donnée par la formule suivante :

$$P_m = P_j * N_m , (tonnes) \dots\dots\dots(Eq. I. 25)$$

Où :

P_j : Production journalièrre ;

N_m : nombre de jour ouvrable par mois, en moyenne, $N_m \approx 23j$.

AN :

$$P_m = 2457 * 23 \approx 56 499 \text{ tonnes}$$

La production par mois est d'environ 58 149 tonnes.

3- Production annuelle

$$P_a = P_j * N_j , (tonnes) \dots \dots \dots (Eq.I.26)$$

Sachant que :

P_j = production journalière ;

N_j = nombre de jours ouvrables par an, N_j = 284j.

$$P_a = 2\,457 * 284 = 697\,788 \text{ tonnes}$$

4- Production de la carrière en TVC

Pour obtenir cette production concassée, la production annuelle de tout venant en carrière, en tenant compte d'un taux de perte de 10 à 12% (dus aux pertes des fines) est de :

On prend T_p = 12%

$$P_a = 0,88 * TVC \dots \dots \dots (Eq.I.27)$$

Donc :

$$TVC = P_a / 0,88 = 697\,788 / 0,88$$

$$TVC = 792\,940 \text{ tonnes}$$

Soit environ 293 682m³.

Production de la carrière en TVC sera de :

Production de la carrière en TVC				
Production	Par année		Par mois	
	Tonnage(T)	Volume(m ³)	Tonnage(T)	Volume(m ³)
	792 940	293 682	66 078	24 474

5- Durée de vie de la carrière

La durée de vie de projet c'est le rapport entre les réserves exploitables et la production annuelle

$$Dv = R_E / P_a, \text{année} \dots \dots \dots (Eq.I.28)$$

Où :

R_E : réserves exploitable ;

P_a : production annuelle en TVC.

AN :

$$Dv = \frac{3\,567\,407}{792\,940} = 4.5 \text{ année}$$

D_v = 4.5. C'est-à-dire quatre ans et six mois.

6- Méthodes d'exploitation utilisées

L'exploitation de la carrière est réalisée à ciel ouvert, suivant des gradins de 05 à 13 m de hauteur.

Le volume de roche massive à abattu durant l'année 2018 sera de 293 682m³ de tout venant.

A raison de quatre (02) tirs par mois, le volume de roche à abattre mensuellement est d'environ de 24474 m³.

7- Plan de tir utilisé dans la carrière

7-1- La foration

La foration est réalisée par un chariot de forage ATLAS COPCO CM470 et SANDVIC (TIGER DG700) le diamètre de foration de 76 mm.

7-2- L'abattage

L'abattage de la roche s'effectue à l'aide d'explosif, le type d'explosif utilisé est de Marmanite (§ 50) et Anfomil

7-3- Paramètre géométrique du plan de tir

- La hauteur moyenne des gradins est 10 mètre.
- Angle de talus final : 70°
- Angle de talus en activité : 60°
- Piste de roulage : elle aura une longueur d'environ 250 m et 11-15 m de largeur à l'intérieur du périmètre d'exploitation avec une pente variant de 08% à 10 %.
- La berme de sécurité (merlin) sera de 3.0 m
- Diamètre du trou (§) : Les trous sont forés par le chariot de foration hydraulique ATLAS COPCO CM470 avec un diamètre de foration de 76 mm.
- Inclinaison du trou (A) : Cet angle est choisi généralement à l'angle du talus du gradin. Il est de 75° par rapport à l'horizontal.
- Banquette maximale (Vmax) : La banquette est la distance entre la surface libre du gradin et l'axe du trou. Vmax = 1,5 m
- Sous foration : a pour but d'augmenter l'efficacité du tir dans la partie pied du gradin afin d'assurer la bonne fragmentation des roches.
Ls = 1 m.
- Profondeur du trou : Ht = 11 m.
- Espacement entre trous (E1) : E1 = 2,7 m.
- Espacement entre rangée (A) : A = 2,7m.
- Hauteur du bourrage : B = 2 m.

La progression du front de taille s'effectue de l'Ouest vers l'Est

6-4- Calcul de charge en niveau de la carrière

7-4-1- Quantités des charges d'un trou

Charge de pied

- Charge : Marmanite II
- Diamètre de la cartouche : 50mm
- Longueur de la cartouche : 0,61 m
- Poids de la cartouche : 1,25 kg
- Longueur de la charge : 4.27 m
- Nombre de cartouche : 7

Charge de colonne

- Charge : Anfomil
- Longueur de la charge : 4.73 m.
- Diamètre du trou : 76 mm.
- Charge de colonne sera de : 12 Kg

7-4-2- Quantités des charges par tir

- Les quantités de la charge par trou = 20.75 kg
- Le nombre des trous est de = 97.
- La charge totale par tir=2012.5 kg.

8-Méthode d'amorçage et tir des charges

L'amorce est réalisée par un détonateur électrique. La détonation est ensuite transmise à la charge explosive du grâce au cordeau détonant.

9- Effectifs de la carrière

Le personnel de la carrière est composé par :

- 09 Cadres
- 18 Agents de maitrises.
- 10 Agents d'exécution.
- 13 Gardiens.

Total : 50

10- Nature et équipements

-La Carrière est équipée de :

Tableau.I.10 : les équipements de la carrière

DESIGNATIONS	MARQUE	TYPE
Station de Concassage	CRIFI	150T/H
Station de Concassage	ALLIS	120T/H
Chargeur S/P	HYANDAI	HL770-9s
Groupe Electrogène	AMMIMER	30 KVA
Groupe Electrogène	Lincoln	500I
Chariot de Forage	ATLAS COPCO	CM470
Chariot de Forage	SANDVIK	TIGER
Pelle S/Ch	VOLVO	EC 480 DL
Pelle S/Ch	VOLVO	EC 480 DL
Pelle S/Ch	HYANDAI	520 LC-95
Dumper	KOMATSU	HD 255
Camion	NISSAN	
Berline	Renault	SYMBOL
Partner	peugeot	VF3GJWJYB
Compresseur	Atlas copco	XAS97DDD
Tour d'éclairage	Atlas copco	QLTH50
Station graissage	KDCM	SEMBA1ES5T
Tracteur agricole	ENPMA	C6006
Marteau brise roche	MSB	MS45AT

1.5.3- Paramètres de stabilité de la carrière

Calcul du coefficient de sécurité

$F_s = \frac{\sum \text{moments des forces résistants au mouvement}}{\sum \text{moments des forces provoquent le mouvement}}$

L'équilibre limite est assuré si $F_s = 1$ (en théorie).

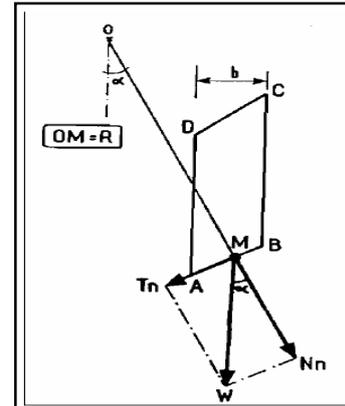
En pratique prenant comme coefficient de sécurité minimal $F_s = 1.3$

Selon la formule de BISHOP simplifiée

$$F_s = \frac{\sum_{n=1}^m (c_m b_n + W_n \operatorname{tg} \phi_m)}{m_\alpha \sum_{n=1}^m W_n \sin \alpha_n} \quad \text{BISHOP simplifié}$$

avec $m_\alpha = \cos \alpha_n \left[1 + \frac{\operatorname{tg} \alpha_n \operatorname{tg} \phi}{F_s} \right]$

- c : cohésion du massif rocheux ;
- b_n : largeur de la tranche ;
- W_n : poids de la tranche ;
- Φ : angle de frottement interne du massif rocheux ;
- α_n : inclinaison de la tranche.

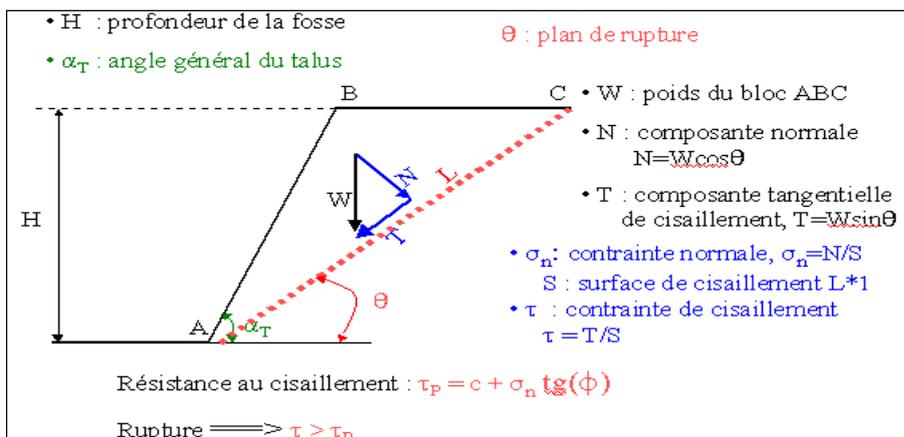


Dans ce cas, l'expression du facteur de sécurité devient :

$$F_s = \frac{\tau_p}{\tau} = \frac{c + \sigma_n \operatorname{tg}(\phi)}{\tau} > 1$$

Pour assurer l'équilibre, ce facteur doit être supérieur à 1. Dans le cas du dimensionnement des talus (stabilité générale), un facteur de 1.5 est souvent utilisé.

Si on remplace les différents paramètres du facteur de sécurité par leur valeur, on aboutit à :



$$F_s = \frac{\operatorname{tg} \phi}{\operatorname{tg} \theta} + \frac{2c}{\gamma H \sin^2 \theta \left(\frac{1}{\operatorname{tg} \theta} - \frac{1}{\operatorname{tg} \alpha_T} \right)}$$

Calcul du coefficient de sécurité fait sur tableur Excel ;

$$F_s \text{ min} = 11.13$$

Les paramètres d'exploitation retenus soit hauteur du talus de gradin de 10m et inclinaison de 70° et une banquette de largeur de 03m, assurent largement la stabilité des talus et de la fosse finale de la carrière :

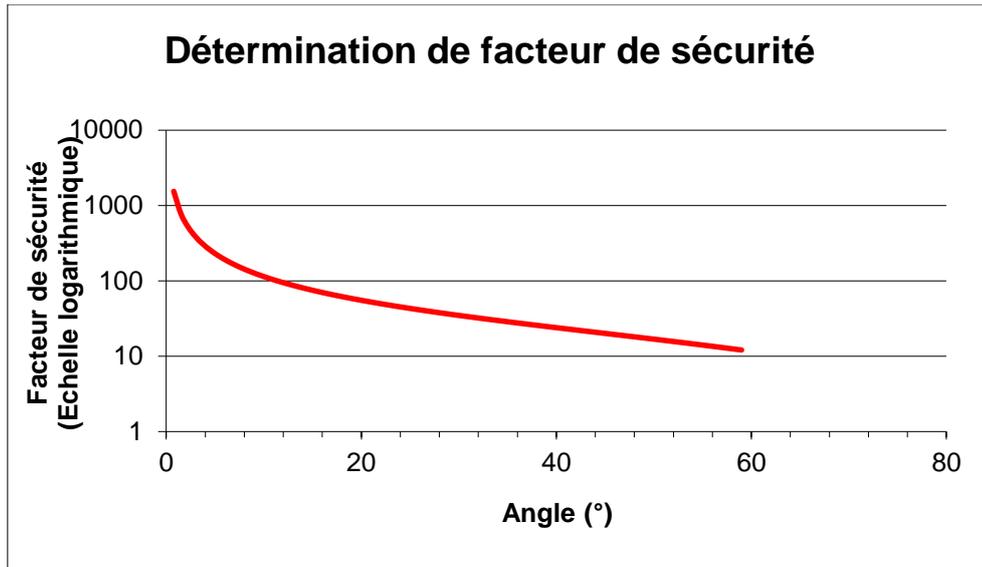


Figure.I.19: Schéma de plan de projection longitudinale avec les éléments de stabilité

Chapitre I : Conditions naturelles du G.M.U

I.5.4- Les dispositions pour l'évacuation des eaux

Dans le cas de la carrière de Chebka l'exploitation se fera du haut vers le bas, il n'y aura pas de fosse ou quelconque obstacle qui va gêner l'évacuation des eaux, il faut bien niveler les gradins de façon qu'il n'aura pas de stagnation dans des cavités creuses et données une légère inclinaison aux banquettes de 0,2 - 0,3 % vers l'extérieur (vide) de façon que l'écoulement se fasse par gravité.

I.5.5- Les techniques de purgeage

L'exploitation doit être conduite de manière qu'aucune partie du front de taille ou des parois ne présente de surplomb même en cas d'abattage à l'explosif.

Le front d'abattage et les parois dominant les chantiers doivent être régulièrement surveillés par un agent qualifié, désigné par l'exploitant, et purgés au moins une fois par jour et à la suite de chaque tir et/ou dès que la surveillance en fait apparaître la nécessité.

La méthode de purgeage utilisée est :

- ✓ Le purgeage manuel ponctuel : un ou deux agents qualifiés seront munis de barre spécial purge, leur rôle est de détecter et désamorcer tous les blocs non enracinés pouvant se détacher.
- ✓ Le purgeage systématique : utilisant une pelle hydraulique, cette dernière sera placée sur le gradin qui avec son godet raclera le talus de façon à supprimer les roches susceptibles de chuter.

Les opérations de purgeage doivent être confiées à un personnel compétent et expérimenté, désigné par le chef d'équipe opérant sous la surveillance de l'agent visé ci-dessus ; le purgeage doit être conduit en descendant.

Conclusion

Le gisement de Chebka est situé à environ 15 kms au Sud-ouest de la localité d'Ain Kermès, il est accessible par une piste carrossable environ un kilomètre

L'emplacement de la carrière sur colline avec une pente favorise le drainage des eaux pluviales.

Les caractéristiques physique, chimique et intrinsèque de gisement nous montre qu'il a des propriétés admissibles pour les bétons de qualité.

Chapitre II :
Ouverture de la carrière.

Introduction

Le problème majeur d'exploitation de gisements par mode à ciel ouvert dans une région montagneuse consiste dans la plupart des cas à réaliser un ouvrage minier (demi tranchée) partant de la dépression (niveau où sont généralement installées les usines, station de concassage, etc.) jusqu'à son sommet, cette réalisation n'est possible que lors de relief accessible. Ensuite, l'exploitation se résumera de la même manière que pour les gisements à relief plat.

Il faut aussi remarquer que le principe d'exploitation des gisements par mode à ciel ouvert demeure le même aussi bien lors du relief plat que penté.

Les étapes d'exploitation ne varient pas aussi du premier cas au second, car ; il est toujours exigé :

- D'abord d'ouvrir la carrière soit par tranchée d'accès ou demi tranchée d'accès, et là il faut seulement souligner que lors du relief penté les travaux de creusement se développent de bas en haut.
- De découper le gisement en différents horizons de travail à partir du sommet, sauf dans certains cas de relief présent un palier à un certain niveau d'où débutera l'exploitation en un premier stade.
- Et enfin de passer à l'exploitation proprement dite, grâce à l'utilisation des processus technologiques miniers qui peuvent être identiques dans les deux cas de relief.

L'ouverture d'un gisement a pour objet, la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation.

Elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitations

II.1- Le choix d'un schéma d'ouverture

a- Le choix d'un schéma d'ouverture dépend :

- Des facteurs géologiques : relief de la surface, forme et dimensions du gisement ainsi que ses caractéristiques (puissances, profondeur, angle de pendage...);
- Des facteurs miniers : la production prévue par le projet, la durée de service de la carrière, les moyens de mécanisations et de la sécurité du travail ;
- Des facteurs économiques : les dépenses capitales pour la construction de la carrière, les indices économiques de l'exploitation.

b- Le choix du schéma d'ouverture doit assurer :

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

II.2- Accès et ouverture du gisement [6]

L'ouverture des gisements dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert se fait généralement par tranchées. La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et de profondeur, de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure est dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentées, horizontales, pentées et horizontale ensuite. On distingue :

- ✓ Les tranchées ou demi-tranchées principales qui donnent l'accès au gisement ;
- ✓ Les tranchées de découpage qui préparent le champ de la carrière à l'exploitation, autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation.

L'ouverture d'un gisement dépend des facteurs suivants :

- Des réserves exploitables du gisement et des dimensions du champ de carrière ;
- Du relief de la surface du sol ;
- Des propriétés physique et mécanique des roches à exploiter ;
- De la méthode d'exploitation à prévoir ;
- De la production annuelle planifiée par la carrière ;
- De l'engin adopté ;
- Les caractéristiques géologiques et hydrogéologiques du gisement.

II.2.1- Classification des tranchées capitales

Ont classifiés les tranchées selon leur destination en :

a) Tranchées d'accès ou demi-tranchée d'accès

Ces tranchées donnent accès au gisement, permettent d'obtenir le front unilatéral de travail et assurent le transport des produits. Elles se conservent longtemps ou pendant toute la durée d'exploitation et peuvent être soit en dehors, leur pente moyenne est généralement inférieure à 12 %. Les tranchées d'accès sont des prolongements des gradins des tranchées principales. Elles peuvent être :

- **Tranchées extérieures**

Elles sont creusées à partir de la surface du sol en dehors du champ de la carrière jusqu'à la limite de ce dernier au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elle donne accès.

- **Tranchées intérieures**

Elles sont employées pour la découverte des champs d'exploitation plus profonds. Elles sont creusées suivant la limite de la carrière à partir de la surface du sol ou à partir de l'horizon précédemment découvert jusqu'au niveau de la plateforme de travail de l'horizon auquel elle donne accès. Ces tranchées sont creusées perpendiculairement au talus ou en diagonal. [1]

b) Tranchées de découpage

Leur creusement se fait sur la limite du champ minier à la cote finale des tranchées d'accès, soit dans les stériles, soit dans le minerai. L'ensemble des tranchées principales et des tranchées de découpage permet d'assurer finalement la découverte et l'exploitation du gisement.

Elles sont en général horizontales, et s'élargissent dans le temps pour constituer les gradins.

II.2.1- Disposition des tranchées

La disposition des tranchées d'accès et de découpage par rapport au contour du champ minier est assez importante pour influencer sur la longueur de transport des charges à l'intérieur de la carrière et même sur la productivité. Elle tient compte principalement des caractéristiques du gîte (pendage, dimensions et forme) et relief du site.

a) Disposition des tranchées d'accès extérieures

La disposition des tranchées d'accès extérieur peut être :

- ✓ Latérale ;
- ✓ Bilatérale ;
- ✓ Centrale unique.

b) Disposition des tranchées d'accès intérieures

Les tranchées d'accès intérieures peuvent être disposées :

- ✓ Dans un seul bord de la carrière ;
- ✓ Dans plusieurs bords.

c) Disposition des tranchées de découpages

- ✓ Longitudinales ;
- ✓ Transversale.

II.3- Les opérations minières

La planification des opérations minières est le pivot de l'exploitation. Une bonne planification est celle qui prévoit quel est l'enchaînement et l'agencement des opérations de façon à donner la production annuellement requise pour la carrière

Les travaux d'exploitation sont répartis sur trois chantiers :

- Travaux de réouverture.
- Travaux préparations.
- Travaux d'exploitation.

II.3.1- Travaux de réouverture

La réouverture de la carrière nécessite la réalisation des travaux suivants :

II.3.1.1- Travaux de découverte

Les travaux de découverte consistent à

- Le décapage des terres stériles va se faire à l'aide de bulldozer et lorsque le stérile est dur on utilise le riper (bulldozer+ un dente en arrière) pour désolidariser les blocs rocheux de son ciment argileux.
- Déplacement la terre stérile de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet (mise à terril) généralement à la périphérie de la concession. De façon à réduire la contamination du minerai par le stérile, et à faciliter l'abattage.

La carrière de Chebka se caractérise par un très faible recouvrement de (1m environ).

Pour cela, Les terres de découverte sont déplacées vers les extrémités de la carrière et enlevées par pelle et chargées dans les camions de 20 tonnes qui le déversent à une distance

moyenne de 1km. Ces terres sont reprises parfois pour remplir des trous au niveau des pistes.

Le taux de découverte est de :

$$\epsilon = \frac{V_d}{V_{rg}} (\%) \dots \dots \dots (\text{Eq. II. 1})$$

Où :

V_d : Volume de découverte, $V_d = 6912 \text{ m}^3$;

V_{rg} : Volume de réserves géologiques, $V_{rg} = 1\,701\,525 \text{ m}^3$.

AN :

$$\epsilon = \frac{16912}{1701525} \approx 0.01.$$

Le taux de découverte est estimé à 1 %.

II.3.1.2- Tracage de la piste principale

C'est la construction de la piste principale qui permet l'accès au niveau supérieur se fait après découverte du gisement ceci démarre de la station de concassage primaire jusqu'au niveau du premier gradin d'ouverture, on exécute son dessin sur le plan topographique du site puis on réalise son profil en long en mentionnant ces paramètres qui sont : sa longueur et sa pente globale

S'il y a un virage. Finalement, on calcule le volume de déblai et du remblai en exécutant les profils en travers.

Dans la carrière Chebka, la piste principale a été réalisée au démarrage des travaux d'exploitation en 2007.

II.3.1.2.1- Détermination des paramètres de la piste

A. La piste principale

La piste principale est planifiée en tenant compte de la topographie du gisement, Les dimensions techniques des engins de transport (largeur de la benne), la production et la durée de vie de la carrière ou mine à C.O

La piste principale démarre de la station de concassage où le relief est pratiquement plat jusqu'au point supérieur au premier point à ouvrir si cette piste présente un virage, celui-ci va avoir un rayon de courbure supérieur au rayon de braquage du camion.

❖ Pente de la piste

Le tracé des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité. Le profil des pistes doit permettre l'évacuation des eaux météoriques

Cette pente ne doit pas dépasser 10% en ligne droite et 5-6% dans les virages.

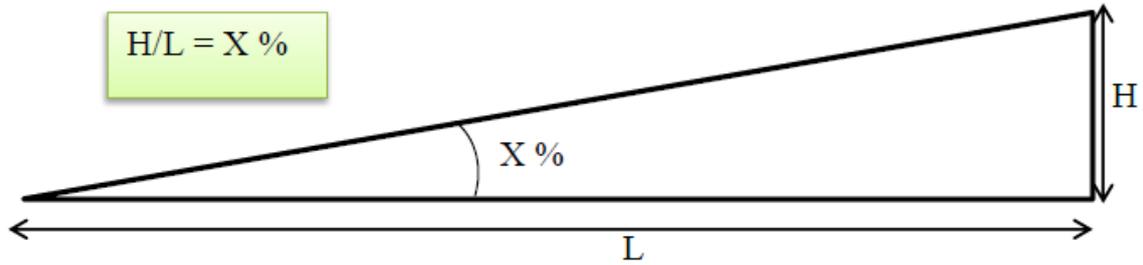


Figure II.1 : Schéma de la pente d'une piste

Cette angle est en générale pratiquement surmontable par les camions destinés au roulage surtout si en prenant ceux qui tournant à vide en montée, chargés en descente (exploitation de haut en bas).

❖ **Largeur de la piste (en ligne droite) :**

La largeur de la piste d'accès dépend aux paramètres techniques des engins circulant (camions).

Pour la circulation à double voies :

$$L = 2(a + C) + x + r \dots \dots \dots (Eq. II. 2)$$

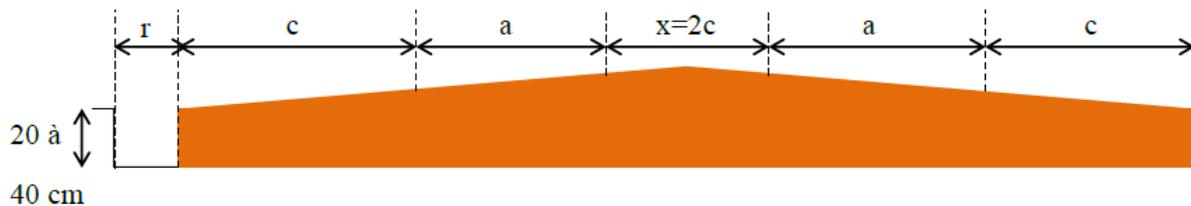


Figure II.2 : Schéma de Largeur de la piste (en ligne droite)

X: distance entre les bennes des camions, $X = 2 \times C \dots \dots (m)$.

r : la largeur de la rigole d'évacuation d'eau, on prend $r=0.5m$.

a : la largeur de la benne du camion ,(a=3m,valeur approximative) ;

v : vitesse moyenne de déplacement des camions (km/h), $v=20km/h$.

C : la largeur de la bande de sécurité (m) ;

$$C = 0.5 + 0.005 \times v.$$

Où :

V : Vitesse moyenne de circulation des camions ($V = 20 \text{ km / h}$).

Donc : $C = 0,6 \text{ m}$.

AN :

$$L = 2(3 + 0.6) + 1.2 + 0.5$$

$$L = 8.9m \approx 9m.$$

❖ **Largeur de la piste en courbure (virage) :**

Pour des sections droites il est recommandé que la benne de sécurité de droite et de gauche doit être à la moitié de la largeur du véhicule, dans le cas du virage cette distance doit être augmentée à cause de surplomb de véhicule et l'accroissement de difficulté de conduite.

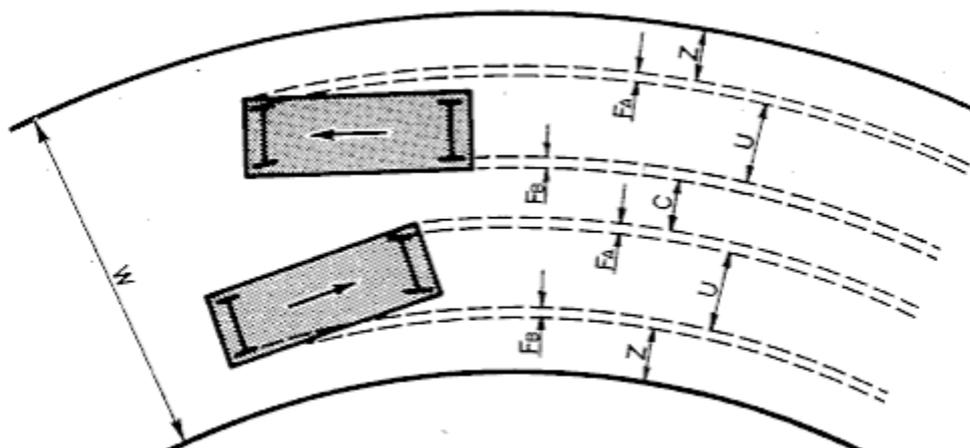


Figure II.3 : Schéma de Largeur de la piste en courbure (virage)

La largeur de la piste en courbure est donnée par la formule suivante

$$W = 2 (u + F_A + F_B + z) + c \dots\dots\dots(Eq. II. 3)$$

Avec,

$$c = z = \frac{1}{2} (u + F_A + F_B) \dots\dots\dots(Eq. II. 4)$$

u : la largeur du camion (centre à centre des pneus) ,(a=2.225m)

F_A : la largeur de surplomb avant (F_A =0.7225m)

F_B : largeur du surplomb après (F_B =0.7225m)

c : dégagement latéral total (total lateral clearance);

z : largeur supplémentaire due à la difficulté de conduite en virage.

AN :

$$u + F_A + F_B = 3.67m$$

Donc :

$$c = z = 1.835m.$$

on remplace dans l'équation (Eq. II. 3) , on obtient :

$$W = 12.85m.$$

B. Les pistes secondaires

Du fait de la configuration actuelle avec plusieurs gradins moins de 15 m il existe de pistes secondaires. Cependant dans le projet de reconstruction des pistes secondaires sont prévues pour chaque gradin à partir de la piste principale.

❖ Largeur de la piste secondaire

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation.

Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes (circulation à une seule voie) :

$$T = a + (2 \times C) \dots\dots\dots(\text{Eq. II. 5})$$

Où :

T : Largeur de la piste ;

u : Largeur de la benne du camion, (a = 3m);

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

$$C = 0,5 + 0,005 V$$

Où :

V : Vitesse moyenne de circulation des camions (V = 20 km / h).

Donc : C = 0,6 m.

Alors,

$$T = 4.2\text{m.}$$

La largeur de la piste pour une circulation à une seule voie avec plus sécurité est :

$$T = 5.2\text{m.}$$

Le profil des pistes doit permettre l'évacuation des eaux météoriques Pour cela les pistes doivent légèrement incliner :

- 8 à 10 % en ligne droite
- 5 à 6 % dans les virages

II.3.1.2.2- **Berme de sécurité dans la piste(merlin).**

Pour de raisons de sécurité on fait une berme garantissant la stabilité de la piste et aussi protège les engins contre le glissement les dimensions sont indiquées sur la figure suivante

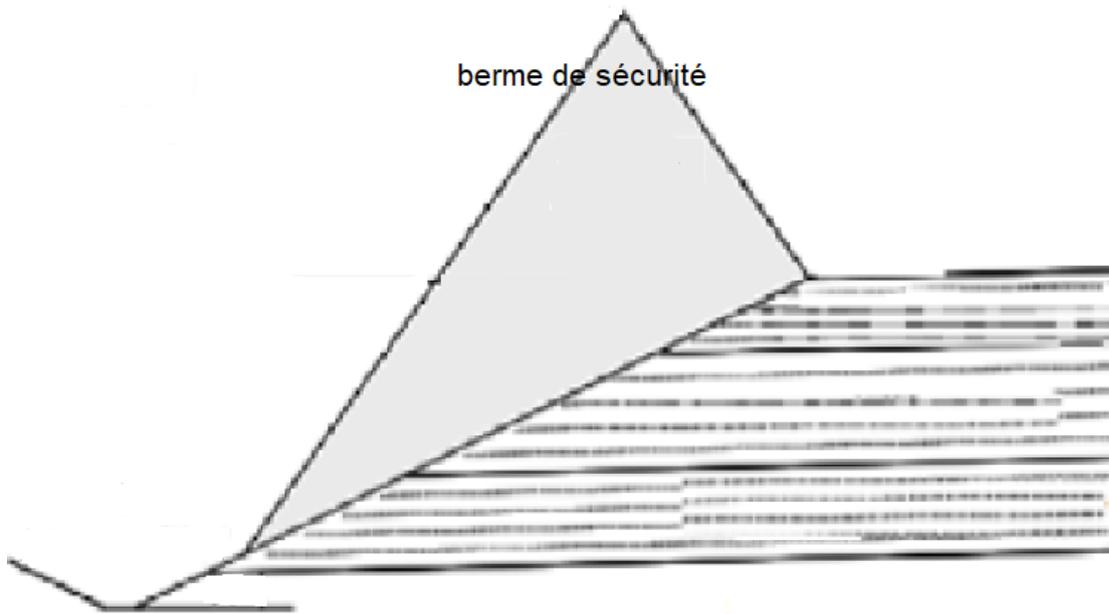


Figure II.4 : Berme de sécurité dans la piste

II.3.2- Les travaux préparatoires (de développement)

Signifié toutes les travaux qu'il y a lieu d'entreprendre dans le cadre de préparation du gradin en exploitation à C.O d'un gisement, on appelle cela le gradin en préparation. On ait accédé à une tranchée d'accès à la cote de démarrage de la construction de la plate-forme de travail, on prépare la construction du gradin qui évoluera au fur et à mesure de l'avancement des travaux jusqu'à atteindre la cote finale pour lequel ce gradin atteint la hauteur fixée dans le projet d'exploitation.

II.3.3- Les travaux d'exploitation

Signifié toutes les travaux qu'il s'agit d'extraire le gisement, les gradins qui reculent au cours d'une exploitation à C.O et les gradins autre que ceux en production en fin d'exploitation au niveau supérieur sont limités par des plate-formes étroites (0.1-0.2) H destinées à augmenter la stabilité des talus. Ces plate-formes sont appelées banquettes et les gradins en fin d'exploitation sont appelées gradins en liquidation.

II.4- Mode de creusement de la demi-tranchée

Le creusement des demi- tranchées sur le flanc de coteau peut être effectué mécaniquement dans le cas de roches tendres, ou alors par travaux de forage et de tir si la dureté des roches est assez importante.

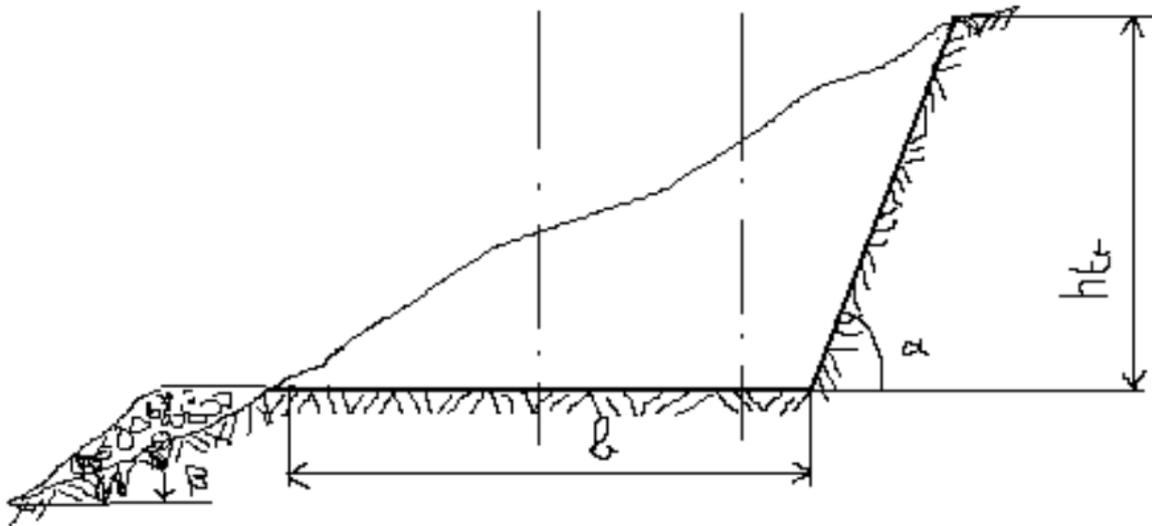


Figure II.5 : section de la demi-tranchée

Lors de la construction des demi-tranchées de découpage, on utilise le schéma de creusement avec transport dont l'abattage des roches se fait à l'explosif lors de la dureté est immense, ce dernier nécessite la foration d'une série de rangées de trous d'où la hauteur doit être calculé, pour cela ; on va résumer la méthode de calcul de la manière suivante : Dans la carrière de Chebka la largeur de la chaussée de demi tranchée d'accès est approximativement de 20 m. Donc :

- Diamètre de trous à foré "D" :

Dans ce cas la foration se fait par marteaux perforateurs de diamètre de 76mm

- Ligne de moindre résistance "W" :

$$W = (35-45) D, \text{ m} \dots \dots \dots (\text{Eq. II. 6})$$

Dans notre cas la tirabilité est moyenne, pour cela ;

$$W = 40 * 0.076 = 3.04 \text{ m}.$$

- Distance entre deux trous d'une rangée " a " :

$$a = m * W; \text{ m} \dots \dots \dots (\text{Eq. II. 7})$$

Où :

m : coefficient de rapprochement des trous ; m

m = (0.9-1.1) ; on prend m = 1.1m.

Donc :

$$a = 1.1 * 3.04 = 3.34 \approx 3 \text{ m}.$$

- Distance entre les rangées " b " :

$$b = (0.8-1.0) a = 1 * 3 = 3 \text{ m} \dots \dots \dots (\text{Eq. II. 8})$$

- Hauteur des trous pour chaque rangée "h_n" :

Premièrement il faut déterminer le nombre de rangées à préparer :

$$\text{Nbr} = \frac{B-w}{b}; \text{rangées} \dots \dots \dots (\text{Eq. II. 9})$$

Où :

B : largeur de la demi tranchée d'accès ; B = 20m.

W : ligne de moindre résistance ; W = 3.04m.

b : distance entre deux rangées successives; b=3m.

Donc :

$$Nbr = \frac{20-3.04}{3} = 5.65 \approx 6 \text{ rangées}$$

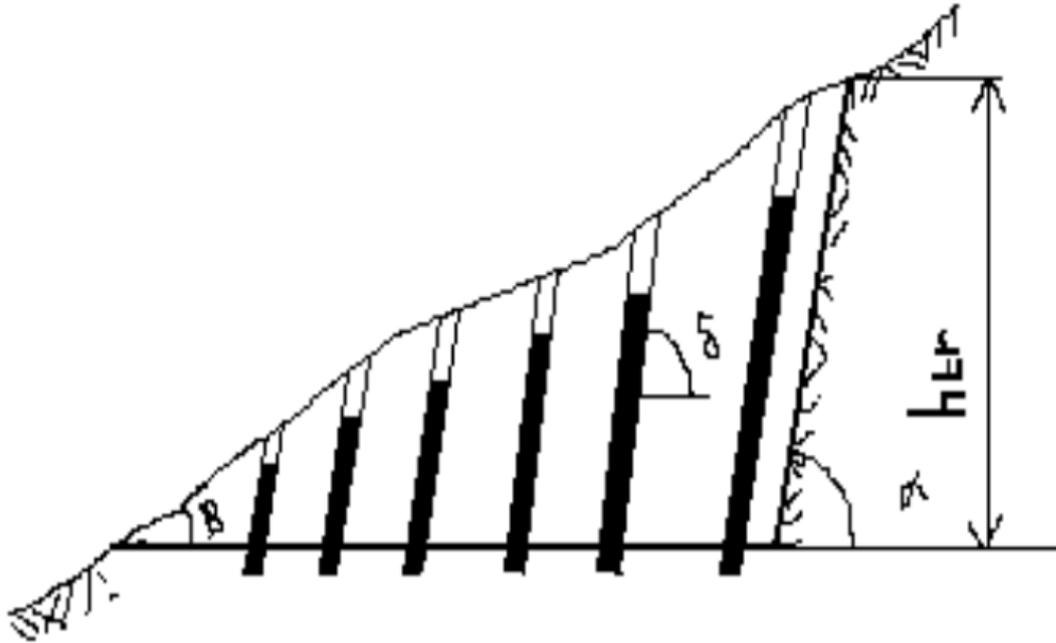


Figure II.6 : Mode de creusement de la demi- tranchée d'accès.

Alors la hauteur de chaque rangée se calcule de la succession suivante :

1- Hauteur de la 1ère rangée de trous :

$$h_{n1} = h_{n-1} + \frac{w * tg\beta}{\sin \delta}; m \dots \dots \dots (Eq. II. 10)$$

Où :

h_{n-1} : hauteur du trous de la rangée précédente,

β : Angle d'inclinaison du flanc de coteau, dans le cas de la carrière de Chebka $\beta=30^\circ$.

δ : Angle d'inclinaison des trous, $\delta=80^\circ$.

AN :

$$h_1 = 0 + \frac{2.8 * tg30}{\sin 80} \approx 1.5m; m$$

2- Hauteur de la 2eme rangée de trous :

Se calcule par la formule suivante :

$$h_{n2} = h_{n-1} + \frac{b * tg\beta}{\sin \delta}; m$$

Donc

$$h_{n2} = 1.5 + \frac{3 * tg30}{\sin 80} = 3.25m$$

3- Hauteur de la 3eme rangée de trous :

Se calcule par la formule suivante :

$$h_{n3} = h_{n-1} + \frac{b * tg\beta}{\sin \delta}; m$$

$$h_{n3} = 3.25 + \frac{3 * tg30}{\sin 80} = 5m$$

4- Hauteur de la 4eme rangée de trous :

Se calcule par la formule suivante :

$$h_{n4} = h_{n-1} + \frac{b * tg\beta}{\sin \delta}; m$$

$$h_{n4} = 5 + \frac{3 * tg30}{\sin 80} = 6.75m$$

5- Hauteur de la 5eme rangée de trous :

Se calcule par la formule suivante :

$$h_{n5} = h_{n-1} + \frac{b * tg\beta}{\sin \delta}; m$$

$$h_{n5} = 6.75 + \frac{3 * tg30}{\sin 80} = 8.5m$$

6- Hauteur de la 6eme rangée de trous :

$$h_{n6} = h_{n-1} + \frac{b * tg\beta}{\sin \delta}; m$$

$$h_{n6} = 8.5 + \frac{3 * tg30}{80} = 10.25m$$

Et à chaque fois en réglant la plate-forme à l'aide d'un bulldozer qui pousse les déblais sur les versants.

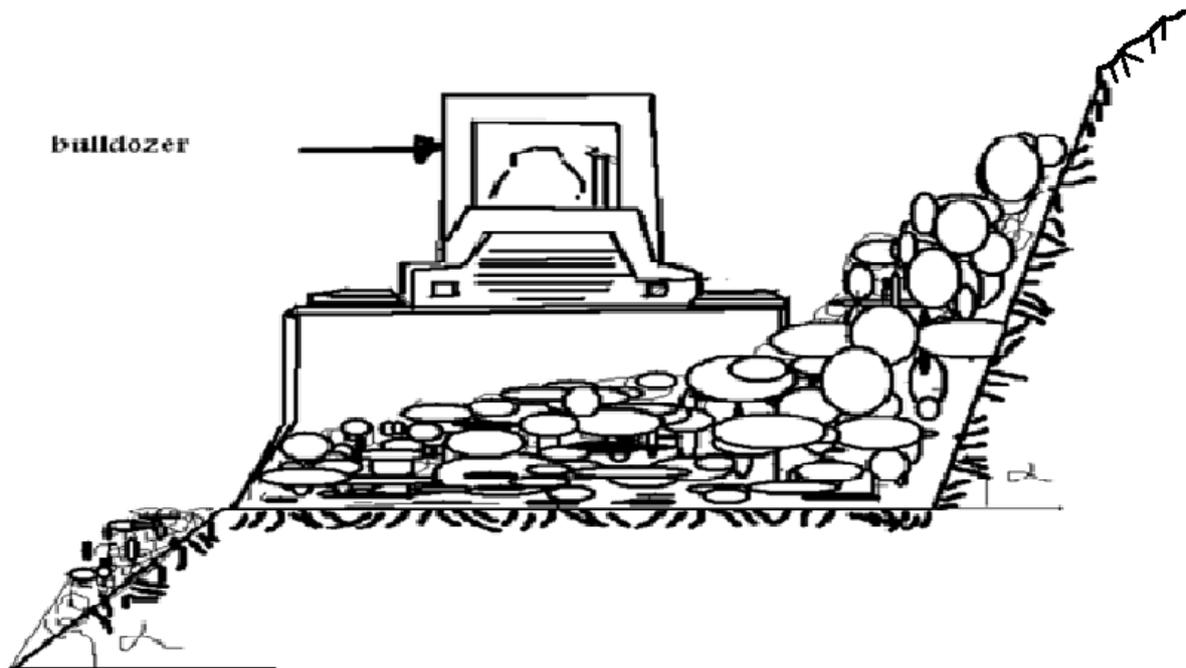


Figure II.7: Evacuation des roches par un bulldozer

II.5- Paramètres technologiques de la demi-tranchée

II.5.1- Largeur de la demi tranchée d'accès

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

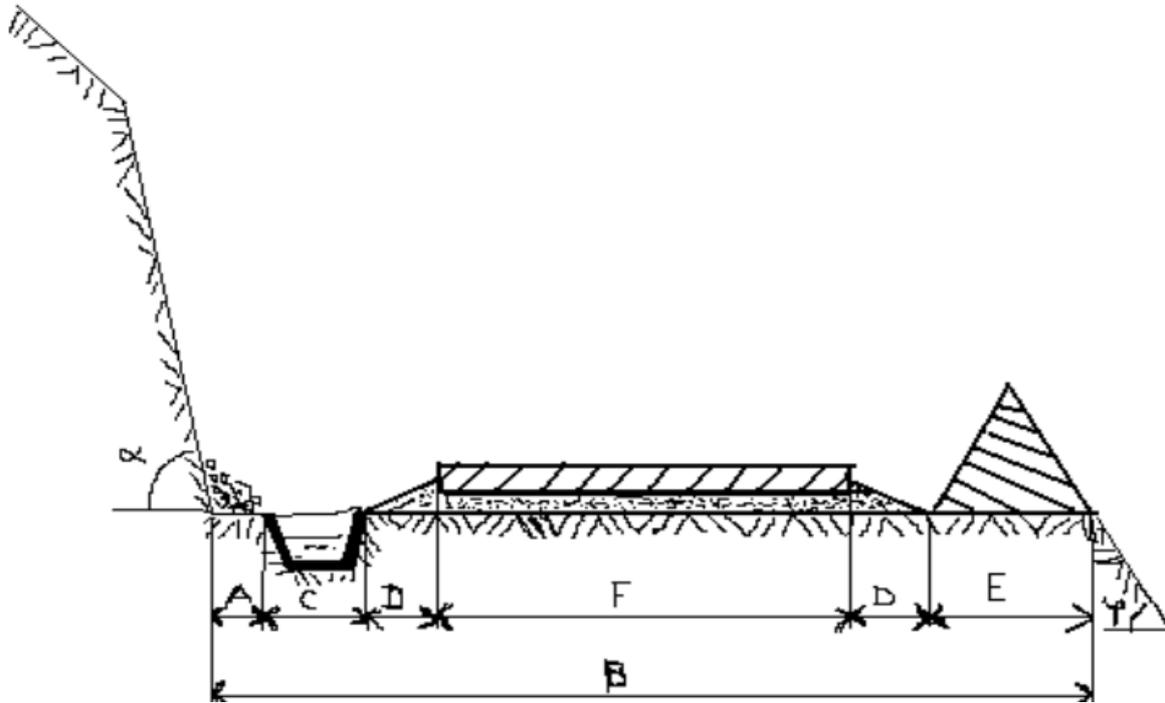


Figure II.8 : détermination de la largeur du demi tranchée d'accès

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

$$B = A + C + 2D + F + E ; m \dots \dots \dots (Eq. II. 11)$$

A : berme de sécurité de chute de pierres ; A= 1.5-2.0m ;

F : largeur de la chaussée de transport, m ;

Dans la carrière de Chebka la chaussée de transport est à deux voies de F=12.85m ;

C : largeur de la rigole, C= 0.5m ;

D : largeur des accotements ; m, D= 1.0-2.0m ;

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

Donc :

$$B = 1.5 + 0.5 + 2 * 2 + 12.85 + 2.5 = 21.35m.$$

Conclusion

L'ouverture des gisements dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert se fait généralement par tranchées, il y'a des tranchées d'accès et tranchée de découpage

Les travaux d'exploitation sont planifiés suivant les travaux de réouverture, travaux préparation et travaux d'exploitation.

De ce chapitre nous avons déterminé les paramètres de la piste principale et secondaire, et la manière de creusement de demi tranchée avec ses éléments.

Chapitre III :
Processus d'exploitation

Introduction

Ce chapitre est dédié à l'étude des travaux d'exploitation du gisement de Chebka. Pour cela nous avons commencé par ; la classification et le choix de la méthode d'exploitation ; ensuite, la détermination des caractéristiques des éléments de systèmes d'exploitation, à savoir : le gradin, ce dernier considère l'élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert, le chapitre est terminé par les travaux d'abattage, le chargement et les travaux de transport.

III.1- Le mode d'exploitation à ciel ouvert

On choisit le mode d'exploitation à ciel ouvert quand le gisement affleure à la surface ou un peu profond et aussi quand le prix de revient est supérieur à celui de l'exploitation en souterraine

➤ Les avantages de mode d'exploitation à ciel ouvert :

- utilisation des engins plus puissants avec des rendements supérieurs.
- facilité d'augmenter la cadence d'accroissement du rendement du travail.
- pertes et dilution minimale du minerai.
- délai de construction et les dépenses spécifiques à C.O sont plus petits/ souterraine.
- facilité d'augmenter la capacité de production.
- meilleurs conditions de mécanisation complexe et d'automatisation des processus.
- meilleurs conditions de travail et de sécurité pour le personnel.
 - i. Quantité de stérile à évacuer demande de grands espaces de stockage ;
 - ii. Nécessité de dégagement, du transport et de la mise à terril de grand volume de roches stériles

III.2-La méthode d'exploitation

En définissant une méthode d'exploitation comme la progression dans le temps de l'ensemble de gradins à l'intérieur de la fosse ultime c'est-à-dire la façon de prendre le gisement, elle consiste à la réalisation d'un complexe de travaux miniers afin d'assurer la découverte et l'extraction en quantité et qualité planifiée dans les conditions de sûreté garantie et le respect de l'environnement, on retrace deux catégories des méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

- ❖ Une classification suivant les facteurs géologiques du gisement ;
- ❖ Une classification suivant les moyens de déplacement du stérile.

III.2.1- Méthodes d'exploitation basées sur les facteurs géologiques du gisement

Les méthodes d'exploitation dépendant des facteurs géologiques du gisement peuvent être classées en deux types principaux :

- ◆ Les gisements en forme d'amas et de filon (dressants et semi dressants) ;
- ◆ Les gisements subhorizontaux ou tabulaires (horizontal).

III.2.1.1- Méthode par fosses emboîtées

Dans le cas des gisements en amas ou des filons, l'exploitation se développe verticalement en contre bas par fosse successives comportant du minerai et du stérile que l'on est obligé

d'excaver, et déplacer au fur et à mesure de l'approfondissement des travaux d'exploitation. C'est une méthode générale appelée excavation globale, il s'agit d'un grand cratère dont le profil est constitué de gradins.

III.2.1.2- **Méthodes d'exploitation par tranchées successives**

Dans le cas de gisements subhorizontaux ou en plateaux, l'exploitation se développe horizontalement et en s'efforce pour diminuer la distance de transport du stérile, de le déposer dans la fosse aussitôt après avoir exploité le minerai. Ce remblayage peut être fait soit par un seul engin (pelle ou dragline de découverte), soit par des camions bennes associés aux bulldozers.

Cette méthode est appelée méthode par tranchées successives, c'est-à-dire des terrains en place qui recouvrent la couche minéralisée sont déplacés et remis en arrière là où on a déjà enlevé du minerai.

III.2.1.3- **Méthode d'exploitation basées sur les moyens de déplacement des stériles (MELNIKOV)**

Les moyens mis en œuvre pour déplacer les stériles déterminent les principaux paramètres de la méthode d'exploitation à ciel ouvert :

- ◆ La hauteur et le nombre de gradins des stériles et du minerai ;
- ◆ La largeur des plates-formes de travail ;
- ◆ Le nombre d'inclinés pour le transport ;
- ◆ Le nombre de fronts d'abattage, l'ordre et le système de déplacement des fronts des travaux
- ◆ La quantité des réserves découvertes et préparées.

Compte tenu des conditions géo-minières du gisement de Chebka. L'exploitation de la carrière se fera de haut en bas. Le mode d'exploitation adoptée est l'exploitation à ciel ouvert avec transport par camions. La carrière est exploitée par gradins de 10 m de haut par la méthode des tranchées horizontales successives.

III.3- **Principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert** [6]

Tous les systèmes d'exploitation à ciel ouvert ont des éléments communs, qui sont :

- ✚ Le gradin ;
- ✚ La plate-forme de travail ;
- ✚ La vitesse d'avancement ;
- ✚ Plan de tir.

III.3.1- **Le gradin** [7]

C'est un élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert représentant une partie des morts terrains ou du gisement enlevée de manière autonome et qui est desservi par des moyens de transport qui lui sont propres.

Chaque gradin a généralement deux surfaces dégagées :

- ✓ Le front d'attaque ;

- ✓ Le talus du gradin.

Les éléments géométriques et technologiques d'un gradin sont :

- Plate-forme supérieure : c'est la surface horizontale limitant le gradin a sa partie supérieure.
- Plate-forme inférieure : c'est la surface horizontale limitant le gradin a sa partie inférieure.
- Arrête supérieure : c'est la ligne d'intersection entre le toit et le talus.
- Arrête inférieure : c'est la ligne d'intersection entre le mur et le talus.
- Talus : la surface latérale inclinée limitant le gradin de la cote vide de l'exploitation.
- La hauteur du gradin H_g .
- Angle du gradin : c'est l'angle formé entre le talus et la projection de celui-ci sur le plan horizontal.
- Front d'attaque : c'est l'emplacement ou l'excavateur travaille.
- Enlevures A.
- Les largeurs des plates-formes de travail supérieur et inférieur.

Les gradins qui reculent au cours d'exploitation à ciel ouvert sont appelés gradins en exploitation. Les gradins autres que ceux en exploitations sont limites par des plates-formes étroites dont la largeur est de 20 à 50 % de la hauteur du gradin. Ces plates-formes sont destinées à améliorer la stabilité des talus et on les appelle banquettes de sécurité

Une partie de l'enlevure limitée en longueur par des moyens d'abattage et de chargement indépendant s'appelle bloc.

La plate-forme inférieure du dernier gradin s'appelle le fond de la carrière.

Les deux importants paramètres du gradin qui influent sur le choix du système d'exploitation sont :

III.3.1.1- La hauteur du gradin

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin qui est les suivants :

- Caractéristiques des excavateurs employés.
- Stabilité des roches ;
- Mode d'abattage
- Règles de sécurité
- Capacité de production.

Dans les normes minières en Algérie, la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

La hauteur du gradin est déterminée par la formule suivante :

- roche tendre : $H_g \leq H_{cmax}$

- roche dure : $H_g \leq 1.5 \times H_{cmax}$.

Où :

H_g : hauteur du gradin ;

H_{cmax} : hauteur de la partie du creusement de l'engin d'extraction (H_{cmax} dépasse 10 m).

AN :

On a la dureté de la roche est de $f=5 > 3$, donc la hauteur du gradin est déterminée par la formule suivante :

$$H_g = 1.5 \times H_{cmax}$$

$$H_g = 15 \text{ m}$$

Alors la hauteur maximale des gradins de gisement de Chebka est de 15m ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

On va prendre la hauteur de gradin $H_g = 10\text{m}$ dans notre étude.

III.3.1.2- Angle du gradin

Cet angle dépend des propriétés géo-mécaniques des roches et les paramètres des engins miniers de la carrière Chebka

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° .

On prendra un angle de talus $\alpha = 75^\circ$.

III.3.2- La plate-forme de travail

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Les dimensions de la plate-forme de travail servent pour les travaux de chargement des roches abattues de leur transport par camion. Le chargement s'effectue par des chargeuses sur pneus. La largeur de la plate-forme de travail doit faciliter les manœuvres nécessaires de ces engins qui ont les dimensions et des rayons de braquage différents.

La largeur de la plate-forme de travail est déterminée en fonction des propriétés physiques et mécaniques des roches, des dimensions du tas de roches abattues, des paramètres techniques des engins de chargement et de transport.

La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

Elle est calculée par l'expression suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z + b_s \text{ (m)} \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 1})$$

Où :

L_{pt} : Largeur de la plate- forme de travail (m) ;

A : Longueur de l'enlevure en massif (m) ;

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif (m) ;

C : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport (m) ;

T : Largeur de la voie de transport (m) ;

b_s : Largeur du prisme éventuel d'écroulement (m), $b_s = (2.5 \div 3.0) \text{ m}$

Z : Largeur entre la voie de transport et le prisme d'écroulement (m).

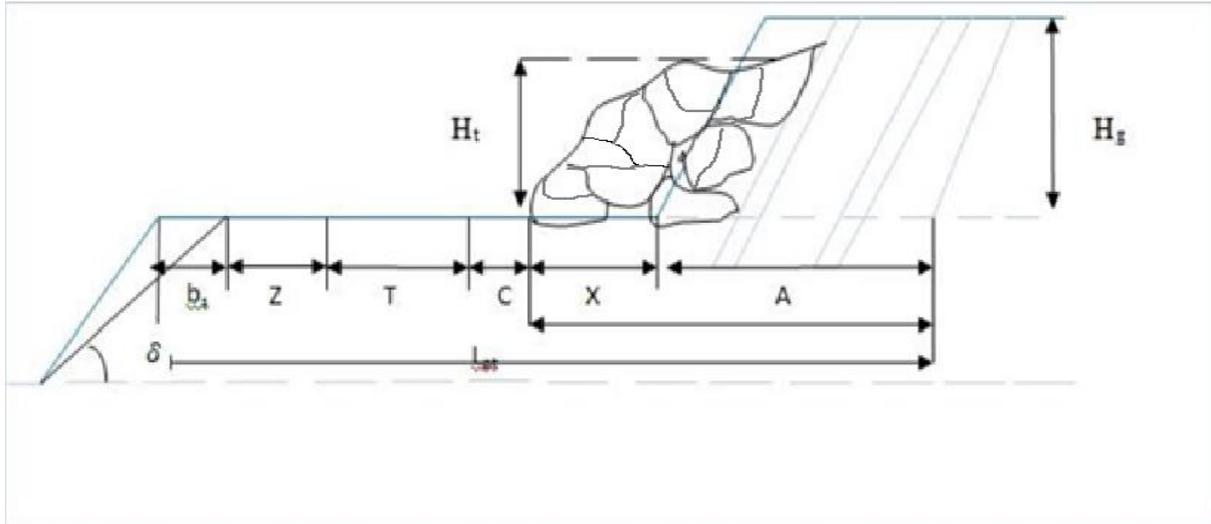


Figure III.1. Schéma de la plate-forme de travail (abattage en explosif).

◆ **Largeur d'enlevure (A)**

La largeur d'enlevure est conditionnée par plusieurs facteurs :

1. Dimension des engins de chargement.
2. Propriété des roches.
3. Méthode d'abattage des roches.
4. Le nombre des rangés.

Elle est déterminée par la formule suivant :

$$A = W_{max} + (n - 1)B \text{ (m)(Eq. III. 2)}$$

Où :

W : la ligne de moindre résistance au pied du gradin, [d'après les paramètres du plan de tir théoriques], $W_{max}=3.42m$.

n : nombre de rangées de trou, n=2 rangées des trous.

B : distance entre 2 rangées de trou, b=3 m

A.N :

$$A=3.42 + (2-1) \times 3=6.42m.$$

◆ **Largeur réduite du tas de roches abattues (X)**

Elle est déterminée par la formule suivant : [3]

$$X = A(2k_f * \frac{H_g}{H_t} - 1) \text{(Eq. III. 3)}$$

Où :

k_f : Coefficient de foisonnement des roches, $k_f=1.6$;

H_g : Hauteur du gradin, (m) ;

H_t : Hauteur du tas $(0.5 \div 0.9) \times H_g$, (m) ; et pour les calcaires $H_t= 0,9 \times H_g$

Donc $H_t= 0,9 \times 10 = 9 m$.

A.N :

$$X = 6.42 \left[2(1.6) \times \frac{10}{9} - 1 \right] = 16.41m.$$

Donc $X=16.41 m$.

◆ **Berme de sécurité (C)**

Dans la loi minière, berme de sécurité est de $2.5 \div 3m$.

On prend $C=2.5$.

◆ **Largeur entre la voie de transport et le prisme d'éboulement (Z)**

La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g \times (ctg(\gamma) - ctg(\alpha)), (m). \dots \dots \dots (Eq. III. 4)$$

Où :

γ : L'angle de talus de gradin en liquidation, ($60^\circ \div 70^\circ$), on prend $\gamma = 65^\circ$;

α : L'angle de talus de gradin en exploitation, 75° ;

Donc $Z = 2,6 m$.

◆ **Largeur du prisme éventuel d'éboulement (b_s)**

La valeur de b_s varie entre 1 et 1.5 m,

Donc on prend $b_s = 1.25 m$.

◆ **Largeur de la voie de transport (T)**

La largeur du chemin de transport est de :

$$T = 2Lc + Bc + 2b, (m). \dots \dots \dots (Eq. III. 5)$$

Où :

Lc : La largeur du camion (m), $Lc = 3m$;

Bc : Distance entre deux camions (m), $Bc = 0.7 \div 1.7$. On prend $Bc = 1.5m$;

b : La largeur de la bande de sécurité (m), $b = 0.4 \div 1m$. On prend $b = 1m$.

Donc,

$$T = 9.5m.$$

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 38.18 \approx 39m.$$

III.3.3- Vitesse d'avancement

III.3.3.1- La longueur du bloc du gradin

Un gradin peut comporter un ou bien plusieurs blocs, chaque partie du gradin exploitée par un excavateur nommé bloc.

La longueur du bloc du gradin de la carrière est donnée par l'expression suivante :

$$L_b = \frac{P_m}{(A * H_g)}, (m/mois). \dots \dots \dots (Eq. III. 6)$$

Où :

L_b : Longueur du bloc (m) ;

P_m : La production mensuelle de la carrière, $P_m = 24474 m^3 / mois$;

H_g : La hauteur du gradin, $H_g = 10 m$;

A : L'enlèvement, $A = 7 m$.

Donc :

$$L_b = \frac{24474}{(7 * 10)}$$

$$L_b = 349.63m.$$

III.3.3.2- Nombre de bloc dans le gradin

Le nombre de bloc de gradin est déterminé comme suit :

$$N_b = \frac{L_f}{L_b} \dots \dots \dots (\text{Eq. III.7})$$

Où :

L_f : est la longueur du front de travail, (m) ;

L_b : est la longueur d'un bloc (m) ;

La majorité du périmètre est en cours d'exploitation selon trois gradins en U ouvert vers le Nord-est :

- Un gradin de 360 m de longueur au niveau 1055 m.
- Un gradin de 870 m de longueur au niveau 1050 m.
- Un gradin de 500 m de longueur au niveau 1040 m.

A.N :

Le nombre de bloc au niveau 1055 est :

$$N_b = \frac{360}{349.63} = 1 \text{ bloc.}$$

Le nombre de bloc au niveau 1050 est :

$$N_b = \frac{870}{307.67} = 3 \text{ bloc}$$

Le nombre de bloc au niveau 1040 est :

$$N_b = \frac{500}{307.67} = 2 \text{ bloc.}$$

III.3.3.3- Vitesse d'avancement de front

La vitesse de progression du front de carrière est donnée par L'expression suivante :

$$V_f = \frac{P_a}{(L_{ft} \times H_g)} \text{ (m/an).} \dots \dots \dots (\text{Eq. III.8})$$

Où :

P_a : La production annuelle de la carrière, $P_a=293682\text{m}^3/\text{an}$;

L_{ft} : La longueur totale du front de carrière sur tous les niveaux d'exploitation,

On a $L_{ft} = 360 + 870 + 500 = 1730\text{m}$.

AN :

$$V_f = \frac{293682}{(1730 \times 10)} \approx 17\text{m/an.}$$

III.4- Les travaux d'extraction dans une exploitation

L'extraction englobe : l'abattage, le chargement, le transport.

III.4.1- Abattage

L'abattage signifie la destruction du massif jusqu'à l'obtention de dimension acceptable et admissible pour le travail efficace des engins de chargement et de transport.

Le choix de méthode de la préparation des roches à l'abattage dépend du type des roches, propriétés physiques et mécaniques, des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles, des exigences de propreté du minerai et productivité de l'entreprise minière.

Les roches mi-dures peuvent être préparées par émottage mécanique, pour les roches dures la préparation de ces roches se fait à l'aide de l'explosif, pour les roches tendres elles n'ont pas besoin d'une préparation donc extraites directement par des engins qu'on l'appelle excavateur.

a. Abattage mécanique

L'abattage par pelle et par excavateur est pratiqué dans les milieux rocheux tendres, les excavateurs sont des machines destinées à la prise de la roche dans le massif vierge par leur godet jusqu'au lieu de déversement (engin de transport).

b. Abattage à l'explosif

L'abattage des roches à explosif est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est la phase principale pour la préparation des roches dures.

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kg/m².

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer : [7]

- ◆ Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches ;
- ◆ Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords ;
- ◆ Formation du tas de la masse minière abattue avec forme et dimensions nécessaires ;
- ◆ Volume nécessaire de la masse minière abattue pour le travail régulier des engins de chargement ;
- ◆ Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement ;
- ◆ Dépense minimale et grande sécurité du travail.

D'après les caractéristiques physico-mécaniques de la roche, de calcaire du gisement de La carrière Chebka, l'abattage se fait mode d'abattage à l'explosif.

III.4.1.1- Conception (les éléments) d'un plan de tir

La phase initiale des processus technologique lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert est bien la préparation des gisements à l'extraction. La qualité de cette dernière prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Pour réaliser les travaux de foration et de tir, il faut prendre en considération de multiples facteurs :

Contraintes imposées :

- contraintes topographiques et hydrogéologiques.
- contraintes géologiques dépendantes directement de la structure du gisement.
- contraintes d'environnement.

Contraintes maîtrisables :

- contraintes d'équipement : matériel de foration, engins de reprise, engins de roulage et caractéristiques du poste primaire de concassage.
- contraintes économiques dépendantes du marché.

III.4.1.2- Les éléments de plan de tir

- La blocométrie
- Paramètre géométrique d'un plan de tir
- Le choix de l'explosif
- Amorçage
- Foration

III.4.1.2.1- Dimension maximale des blocs abattus (blocométrie)[8]

La qualité de la préparation des roches à une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques postérieurs et sur les principaux indices de travail en entreprises minières.

Pour assurer la dimension maximale admissible des blocs issus des roches explosées, on a calculé les différentes dimensions en fonction du volume d'engins :

- ❖ La capacité du godet de chargeuse E.

$$d \leq 0.8 \times \sqrt[3]{E} ; m .$$

Où :

E : capacité du godet nécessaire de chargeuse, $E = 4.5 m^3$.

Donc :

$$d \leq 0.8 \times \sqrt[3]{4.5} \rightarrow d \leq 1.32 m .$$

- ❖ La capacité de la benne de camion B.

$$d \leq 0.5 \times \sqrt[3]{B}$$

$B = 24 m^3$.

$$d \leq 0.5 \times \sqrt[3]{24} \rightarrow d \leq 1.44 m .$$

- ❖ L'ouverture du la trémie concasseur (Dragon à mâchoire), $B_c = 1,0 m$.

$$d \leq 0.8 \times 1.0 \rightarrow d \leq 0.8 m .$$

Alors, la destruction des roches ne doit pas dépasser les dimensions admissibles afin que les engins ayant une production maximale, ces dernières sont en fonction des dimensions de l'ouverture du concasseur (0,8)

Les blocs de dimensions supérieures à 0.8m seront considérés comme blocs hors gabarit et feront l'objet d'un débitage secondaire.

III.4.1.2.2- Paramètres géométriques d'un plan de tir

Le plan de tir sera élaboré à partir des résultats des essais préliminaires et après reconnaissance géologique du terrain.

Le plan de tir est caractérisé par les éléments suivants :

a. **Diamètre de trou "D"**

Le diamètre du trou sert à déterminer la quantité d'explosif par unité de longueur. Il est choisi en fonction de l'objectif de production, de la granulométrie, du coût global de l'extraction et de la hauteur du gradin, aussi d'autres données qui interviennent dans le diamètre :

- l'engin de chargement : qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement.
- la nature de l'explosif

Il dépend en pratique des capacités du matériel disponible, de la charge spécifique et du diamètre des explosifs en cartouches disponibles

Le diamètre de trou doit favorise la condition suivante :

$$D \leq Hg/40$$

Le taillant existant au niveau de la carrière à un diamètre de 76 mm donc il est convenable par rapport à la hauteur de gradin qui est de 10 m.

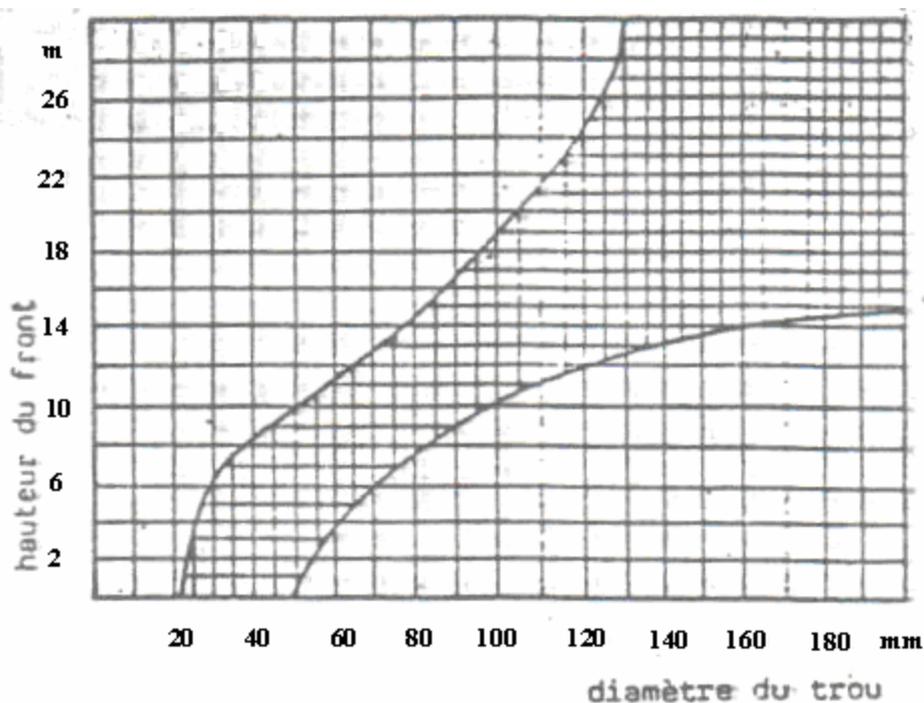


Figure III.2 : Choix du couple diamètre-hauteur de front

b. L'inclinaison du trou « β »

L'inclinaison du trou est un paramètre qui permet un bon foisonnement de la roche. Une inclinaison entre 10 à 20° par rapport à la verticale peut apporter les avantages suivants :

- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère ;
- Allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement ;
- Moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin ;
- Plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

La constriction « action d'exercer un resserrement par pression circulaire » de la roche dans la partie inférieure du trou diminue si les trous sont inclinés. En inclinant les trous, l'énergie d'onde de choc est mieux exploitée. L'angle de rupture devient tel que l'onde de choc se reflète contre une plus longue surface libre. Si les trous sont verticaux, beaucoup de l'énergie d'onde de choc dans la partie inférieure sort de la roche sans être réfléchi et ne casse pas la roche. La fragmentation de roche devient meilleure avec les trous inclinés. Une inclinaison de 0.33m/m est recommandée pendant la foration, la figure III.3 montre l'effet de l'onde du choc au pied du gradin selon l'inclinaison du trou de mines.



Figure III.3: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.

Selon les méthodes modernes, l'exécution de gradin ne se fait plus suivant la pente d'attaque verticale traditionnelle, mais suivant des surfaces inclinées. On aboutit, grâce à cette manière de procéder, aux avantages suivants :

- Les gradins ont une surface tenant mieux par suite de l'inclinaison ;
- La fragmentation de la roche est meilleure, et l'explosion est moins violente ;
- La consommation d'explosif est optimale ;
- L'inconvénient du « rebord » se trouve éliminé ;
- Les hors gabarits sont diminués ;
- Les vibrations sont moindres.

Pour ces raisons, on choisit un angle d'inclinaison du trou « $\beta=15^\circ$ », ce qui correspond à l'angle du talus du gradin.

c. Banquette maximale (Ligne de moindre résistance)"Wmax"

La banquette maximale ou la ligne de moindre résistance représente la distance entre l'arrêt inférieur du gradin et le fond du trou de mine. Elle dépend essentiellement du diamètre de trou (D).

On la détermine à l'aide de la formule pratique suivante :

$$W_{max} = \frac{45 \times D}{1000} (m) \dots\dots\dots(Eq. III. 9)$$

D : diamètre du trou, (D=76mm).

AN :

$$W_{max} = 3.42 m.$$

d. Profondeur de sous forage"ls"

La sous-foration sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, sa valeur est déterminée par la formule suivante :

$$L_s = 0.3 \times W_{max} (m). \dots\dots\dots(Eq. III. 10)$$

Où :

W_{max} : Banquette maximale, (m).

AN : $L_s = 1.026 \approx 1m.$

e. Profondeur de trou "L_t"

La profondeur du trou est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_t = \frac{H_{gr}}{\cos \beta} + l_s (m). \dots\dots\dots(Eq. III. 11)$$

Où :

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

L_s : Longueur de sous-foration, (m) ;

β : Inclinaison de trou(=15°).

AN : $L_t = 11.37m.$

f. Banquette pratique "W"

Elle représente la distance entre l'arrêt supérieur du gradin et la première rangée des trous.

La banquette pratique est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$W = W_{max} - \left(\frac{3 \times D}{1000} + \frac{3 \times L_t}{100} \right) ; (m) \dots\dots\dots(Eq. III. 12)$$

Où :

W_{max} : Banquette maximale, (m) ;

D : Diamètre de trou, (mm) ;

L_t : Profondeur de trou, (m).

AN : $W = 2.85m.$

g. Hauteur de bourrage "H_b"

L'objectif du bourrage est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile...) à la fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections.

- Si $H_b < W$, diminution de fragmentation avec la projection des roches augmente.
- Si $H_b > W$, elle donnera une fragmentation plus grosse. Mais la projection des roches sera moins.

Pour ces raisons on a :

$$H_b = W (m).$$

$$H_b = 2.85(m). \dots\dots\dots(Eq. III. 13)$$

La recherche a prouvé que cette taille donne le meilleur emprisonnement des gaz d'explosifs.

h. Espacement entre les trous "E"

L'espacement entre les trous d'une même rangée est donné par la formule suivante :

$$E = 1.25 \times W (m). \dots\dots\dots(Eq. III. 14)$$

Où :

W : la banquette pratique, (m).

Donc :

$$E = 3,56 \text{ m.}$$

i. Espacement des rangées "B"

L'espacement entre les rangées est donné par la formule suivante :

$$B = 0,85 \times E \text{ (m)}. \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 15})$$

Où :

E : l'espacement entre deux trous ;(m).

Donc :

$$B = 3,03 \approx 3 \text{ m.}$$

j. Rapport de maille :

Le rapport de maille est égal à la valeur de l'espacement entre les trous d'une même rangée « a » sur celle Espacement entre les rangées « b » (a/b).

- Pour une bonne fragmentation des roches, le rapport doit être inférieur à 1.5 ;
- Pour un bon profil du front, ou par commodité, il est souvent voisin de (1) ;
- La production d'enrochement, recommande de le réduire à une valeur inférieure à 1.

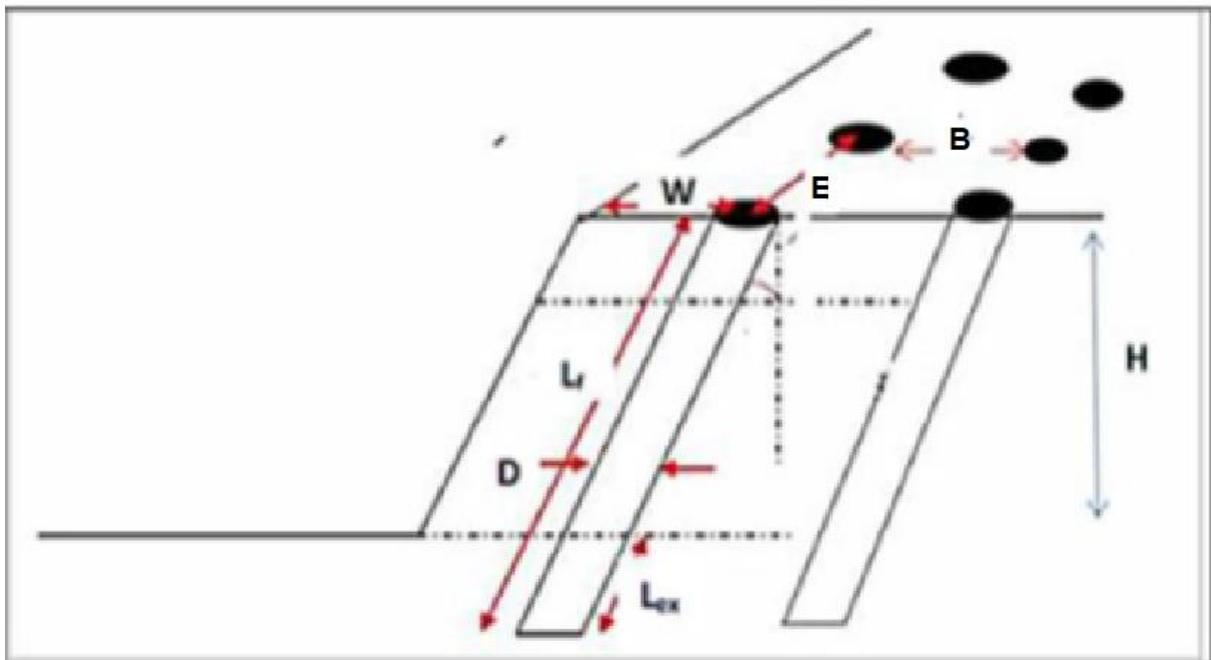


Figure.III.4 : Paramètres géométriques d'un plan de tir.

III.4.1.2.3- Le choix de l'explosif

a. Explosifs

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

- Densité.

- Sensibilité.
- Brisance.
- Vitesse de détonation.

b. Choix de l'explosif [8]

Pour le choix des explosifs nécessaires au tir, il est tenu de procéder de la façon suivante :

- La charge de fond du trou de mines est constituée par de l'explosif dense formant ainsi la charge principale.
- La partie supérieure représentant la charge secondaire ou bien la charge de colonne est remplie par de l'explosif moins dense, parfois en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet ; ou bien discontinue, en charge étagée, qui nécessite alors des explosifs en cartouches.

Le choix de l'explosif dépend :

- Des caractéristiques du gisement : les propriétés physiques et mécaniques des roches et principalement de leurs dureté, présence éventuelle d'eau dans les trous.
- De l'expérience des tirs antérieurs.
- Des considérations économiques.

c. Types d'explosifs utilisés dans les carrières

On distingue quatre types d'explosifs :

- **Les dynamites** : Les dynamites contiennent de 10 à 90 % de nitroglycéroglycol (NGL), mélange de nitroglycérine et dinitroglycol, composant qui assure la qualité antigel de la dynamite. La nitroglycérine est très sensible au choc et à la friction et elles sont à manipuler avec des gants pour limiter l'effet toxique de la nitroglycérine.
- **Les explosifs nitratés** : Les explosifs nitratés sont à base d'ammonium 80% environ et d'un explosif pur (TNT, pentrite)
- **Les émulsions** : Les émulsions sont des mélanges de deux liquides, du nitrate d'ammonium en solution aqueuse emprisonnées dans une matrice liquide à base d'huile, l'ensemble étant stabilisé par des tensioactifs.
- **Les nitrates fuels (ANFO)** : Les nitrates fuels sont constitués de nitrate d'ammonium 94% en grain et d'huiles minérales en général du fuel domestique 6%.

Tableau.III.1 : Résumé les caractéristiques des explosifs fabriqué en Algérie par l'ONEX

Désignations	Densité g/cm ³	Vitesse de détonation m/s	Résistance à l'eau	Domaine d'utilisation
Dynamites	1.4÷1.5	4000-6000	Excellent	Roches dures et humides
Nitratés	1.0÷1.15	4000-6000	Médiocre	Roches de dureté moyennes peu humide
Nitrates fuels	0.9	3000-4000	Faible	Roches de dureté moyennes et tendres
Emulsions	1.2÷1.5	4000-5000	Excellent	Roches dures et humides

D'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants :

1. Marmanit II pour la charge de pied avec :

- Diamètre de cartouche de 50mm ;
- Longueur de cartouche est 0.61 m ;
- Poids de cartouche est 1.25 kg ;
- Type de cartouche est : gaine plastique

2. Anfomil, pour la charge de colonne
En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.



Figure.III.5 : L'explosif primaire (Marmanite II)

Figure III.6 : l'explosif secondaire (Anfomil)

Tableau.III.2 : Les caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X].[1]

Désignation commercial	Marmanit II	Anfomil
Résistance à l'eau	Médiocre	Médiocre
Densité	1.05	0.85
Vitesse de détonation [m/s]	4500	2600 ± 100
Puissance C.U.P	1,27	1.15
Energie [kJ/kg]	3987	3803.8
Volume de gaz[L/kg]	868	967
Utilisation	Explosif pour les roches de dureté moyenne.	Explosif pour travaux à ciel ouvert, explosif pour roches tendres

d. Travail de l'explosif

Une explosion est un phénomène au cours duquel des gaz sous pression sont engendrés et libérés en un temps extrêmement court. Ce phénomène se produit lorsqu'un explosif subit une détonation. Dans ce cas, une onde de choc se propage à travers l'explosif accompagné par une réaction chimique exothermique, libérant ainsi une grande quantité de gaz à haute pression et température.

La détonation se propage dans l'explosif avec une vitesse supérieure à celle du son.

L'énergie libérée par un explosif au cours de la détonation prend deux formes : une énergie de choc véhiculée par une onde de contrainte [4] et transmis à la roche environnante, et une énergie de gaz, qui se manifeste sous la forme d'une haute pression et de température du gaz.

e. La tirabilité

Elle est caractérisée par l'indice de la consommation spécifique étalon, elle se détermine par la formule suivante :

$$q_{et} = 0.02(\sigma_c + \sigma_t + \sigma_{cis}) + 2\gamma, (g/cm^3). \dots\dots\dots(Eq. III. 16)$$

Où :

σ_c : Résistance à la compression , $\sigma_c= 500(Kgf/cm^2)$.

σ_t : Résistance à la traction, $\sigma_t= 50(Kgf/cm^2)$

σ_{cis} : Résistance au cisaillement, $\sigma_{cis}= 160 (Kgf/cm^2)$

Avec : $\gamma = 2.7 t/m^3$

Donc :

$$q_{et} = 0.02(500 + 50 + 160) + 2 * 2.7 = 19.6g/cm^3.$$

La tirabilité de la roche est déterminée à partir du tableau suivant :

Tableau.III.3 : tirabilité de roche en fonction de la consommation spécifique

La tirabilité	q_{et}	Classe	Catégorie
Facile	<10	I	1,2,3,4,5,
Moyen	10.1÷20	II	6,7,8,9,10,
Difficile	20.1÷30	III	11,12,13,14,15
Très difficile	30.1÷40	IV	16,17,18,19,20
exclusivement	40.1÷50	V	21,22,23,24,25

D'après le tableau III.2, nous trouvons que la tirabilité est moyenne.

f. Répartition de la charge d'explosif dans trou de mine [1]

L'explosif est réparti dans le trou sous forme de deux charges :

- La charge de pied.
- La charge de colonne.

1. La charge de pied

• **La hauteur de la charge de pied « Lp »**

La charge de pied, est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied ; elle a une hauteur d'au moins une fois la banquette et la sous-foration :

$$L_p = 1.3 \times W = 1.3 \times 3.42 = 4.45 \text{ m.(Eq. III. 17)}$$

• **Charge linéaire de pied « C_p »**

Elle est donnée par la relation empirique suivante :

$$C_p = 0.88 \times \frac{f}{Sp} \times \frac{E}{B} \times \left[\frac{0.07}{W} + c + 0.004 \times W \right] \times W^2 \text{.....(Eq. III. 18)}$$

SP : puissance de la charge de fond de l'explosif ; (weight strength)

LANGEFORS définit le coefficient Sp par :

$$Sp = \frac{1}{6} \times \left(\frac{5 \times Qt}{Qto} + \frac{Vg}{Vgo} \right) \text{.....(Eq. III. 19)}$$

- Qt: Quantité de chaleur dégagée par un kilogramme l'explosif.
- Vg: Volume de gaz dégagé par un kilogramme l'explosif.
- Qto et Vgo sont les valeurs correspondantes à celle de la dynamite de référence Gélanit II.
- Qto = 4807kj/kg.
- Vgo = 808 L/kg (dans les conditions normales, C.N.T.P.)
- Vd = 5500 m/s (vitesse de détonation) de la Gélanit II.
- pe = 1,5 kg/dm³ (poids volumique) de la Gélanit II.
- Qt et Vg sont les valeurs correspondantes à celle de la dynamite Marmanit II (utilisé comme charge de pied).
- Qt=3987 kJ/kg.
- Vg= 868 L/kg.

Donc la puissance de la charge de pied du gradin (weight strength) est

$$Sp = \frac{1}{6} \times \left(\frac{5 \times 3987}{4807} + \frac{868}{808} \right) = 0.87$$

c : Résistance au tirage : quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche, pour le calcaire, c= 0.4 kg/m³.

W : ligne moindre resistance = 3.42 m

f : Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou de mine (β).

Pour β = 15°; on prend f=0.90.

E/B : rapport de la maille, E/B=1.19.

AN :

Donc la charge linéaire de pied est :

$$C_p = 0.88 \times \frac{0.9}{0.87} \times 1.19 \times \left[\frac{0.07}{3.42} + 0.4 + 0.004 \times 3.42 \right] \times 3.42^2$$

$$C_p = 5.50 \text{ kg/m.}$$

• **Quantité d'explosif au pied du gradin « Q_p»**

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne.

Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied.

$$Q_p = L_p \times C_p = 4.45 \times 5.50 = 24.48 \text{ Kg.(Eq. III. 20)}$$

2. La charge de pied

• **La hauteur de la charge de colonne « L_c »**

La hauteur de la charge de colonne est la partie restante du trou de mine, et est déterminé par la formule suivante :

$$L_c = L_t - L_p - H_p \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 21})$$

Où :

- L_t :la longueur de trou ;
- L_p :la hauteur de charge de pied ;
- H_b :la hauteur de bourage.

$$L_c = 11.37 - 4.45 - 2.85 = 4.07.$$

• **La charge linéaire de colonne « C_c »**

La charge de colonne, dont l'énergie volumique est, selon LANGEFORS, environ deux fois plus faible que celle de la charge de pied.

$$C_c = 0.5 \times C_p \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 22})$$

AN :

$$C_c = 0.5 \times 5.50 = 2.75\text{kg/m}.$$

• **La quantité d'explosif en colonne « Q_c »**

Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied, elle est déterminée par la formule suivante :

$$Q_c = L_c \times C_c \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 23})$$

AN :

$$Q_c = 4.07 \times 2.75 = 11.19 \text{ kg}$$

3. Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Q_{tot} »

La charge totale par trou est la charge de pied plus la charge de colonne. Elle est égale à :

$$Q_{tot} = Q_c + Q_p, (\text{kg}) \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 24})$$

AN :

$$Q_{tot} = 11.19 + 24.48 = 35.67 \text{ kg}$$

4. Consommation spécifique d'explosif « q_s »

La consommation spécifique de l'explosif est la quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche. Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation.

La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$q_s = \frac{Q_{tot}}{V_{tr}} (\text{kg/m}^3) \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 25})$$

Où :

- Q_{tot} : La quantité totale d'explosif dans un trou ;
- V_{tr} ; volume de la roche à abattre par un trou.

$$q_s = \frac{Q_{tot}}{\left(\frac{Hg}{\cos \beta}\right) \times B \times E} \text{ (kg/m}^3\text{)}.$$

AN :

$$q_s = \frac{35.67}{\left(\frac{10}{\cos 15}\right) \times 3 \times 3.56} = 0.32 \text{ kg/m}^3.$$

5. Volume de roche abattu par un trou « V_{tr} »

Le volume de la roche abattu par un trou est déterminé par la formule suivante :

$$V_{tr} = B \times E \times \frac{Hg}{\cos \beta} \text{ (m}^3 \text{ /trou)}. \dots\dots\dots \text{(Eq. III. 26)}$$

AN :

$$V_{tr} = 3 \times 3.56 \times \frac{10}{\cos 15} = 110.57 \text{ m}^3 \text{ /trou}.$$

Qui correspond à la quantité « Q_{tr} » en tonnes

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \rho \text{ tonne/trou} \dots\dots\dots \text{(Eq. III. 27)}.$$

AN :

$$Q_{tr} = 110.57 \times 2.7 = 298.54 \text{ tonne/trou}.$$

6. Nombre de trous forés en un mois « N_{tr} »

Le nombre de trous forés en un mois est déterminé en fonction de :

$$N_{tr} = \frac{p_m}{Q_{tr}} \dots\dots\dots \text{(Eq. III. 28)}$$

P_m : la production mensuelle, P_m = 66 078 tonne ;

Q_{tr} : la quantité de roche abattu par trou, Q_{tr} = 298.54 tonne/trou.

Donc :

$$N_{tr} = \frac{66\ 078}{298.54} = 221.38 \approx 222 \text{ trou/mois}.$$

7. Quantité totale d'explosif utilisé dans un mois

Il est déterminé par la formule suivante :

$$Q_E = N_{tr} \times Q_{tot} \dots\dots\dots \text{(Eq. III. 29)}$$

AN :

$$Q_E = 222 \times 35.67 = 7918.74 \text{ kg/mois}.$$

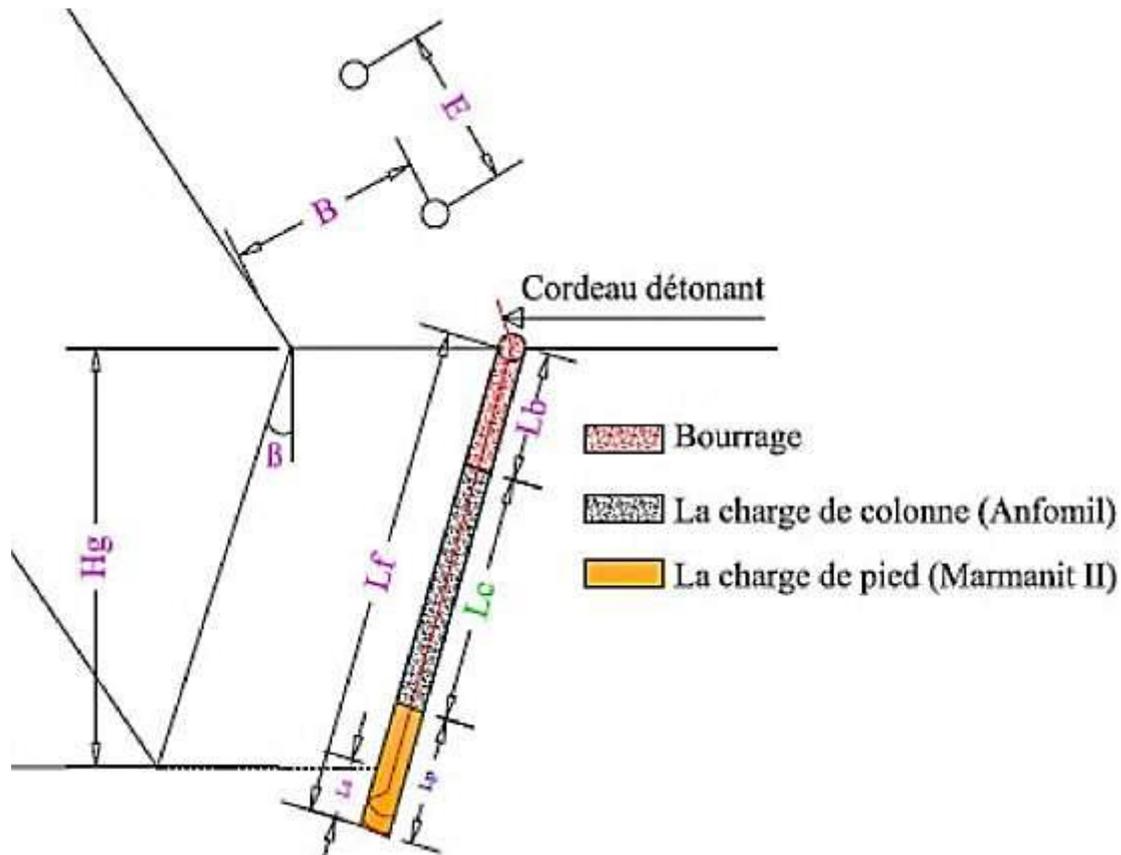


Figure. III.7: Les différents paramètres du plan de tir.

g. La charge instantanée

La charge instantanée se définit par la quantité d'explosif qui s'explose en même temps

Le dommage prévisible en cas d'explosion accidentelle, aux personnes et aux biens, sur la base de la réglementation en vigueur et de la classification internationale, sont dus à trois types d'influence :

- La projection de roches.
- L'effet aérien.
- L'onde de choc.

La charge instantanée est déterminée selon les différents influences comme suit :

- 1- Pour la protection contre la projection des roches

La distance la plus proche par rapport au front d'extraction c'est la station de concassage de la carrière est de 250m

$$R_i = k_i * \sqrt[3]{Q}, (m) \dots\dots\dots(Eq. III. 30)$$

Avec i=1à5

Pour i=5

K₅ =44

R₅ =250m

Donc :

$$Q = \left(\frac{R_5}{k_5}\right)^3 \rightarrow Q = 183.43kg.$$

2.pour la protection des constructions contre l'effet de l'onde de choc :

Le rayon d'une onde de choc est déterminé d'après la formule de Chapot comme suit :

$$V = k \left(\frac{D}{\sqrt{Q}}\right)^{-1.8} \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 31})$$

V : La vitesse d'oscillation (mm/s), pour les habitations, V doit être ≤ 10 mm/s ;

K : L'Aptitude de distribution d'onde de choc de la roche Kmoy= 2 000 ;

Q : La charge instantanée d'explosif (Kg) ;

D : Distance pour la protection des constructions de habitations D=260 m

Alors :

$$Q = D^2 \cdot \left(\frac{V}{K}\right)^{2/1.8} \rightarrow Q = 187.61kg.$$

En définitive la charge instantanée théorique d'explosif qu'il convient de prendre en considération est de 183 kg. En effet des deux charges déterminées dans les points (1) et (2) ci-dessus il convient de retenir la plus faible c'est-à-dire **183 Kg**.

$$Ch_{in} = 183$$

Le nombre des trous qui s'explorent en même temps (ont le même retard) est déterminé par :

$$N_{tr} = \frac{Ch_{in}}{Q_{tot}} = \frac{183}{35.67} = 5.11 \approx 5 \text{ trou.} \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 32})$$

Donc : la charge instantanée réelle est de

$$Ch_{in} = N_{tr} * Q_{tot} = 5 * 35.67 = 178.35. \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 33})$$

En l'Algérie, il y'a 13 retard (un D.E.I et 12 D.M.R), qu'il convient que la quantité d'explosif par volée est :

$$Q_v = 178.35 * 13 = 2318.55 \text{ kg.} \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 34})$$

A raison de deux tirs par mois, l'extraction mensuelle atteindra 66 078 tonnes, ce qui nécessite une quantité d'explosif de 3959.37 Kg par tir sur la base d'un consommation spécifique d'explosif de 119.65 g/T. Ce que nécessite plusieurs volées pour le jour de tir

- Nombre de volée le jour de tir :

C'est le rapport de la quantité d'explosif par tir par quantité d'explosif d'une volée

$$N_v = \frac{Q_{tir}}{Q_v} = \frac{3959.37}{2318.55} 1.71 \approx 2 \text{ volée.} \dots\dots\dots(\text{Eq. III. 35})$$

Le nombre de volée par tir, où la quantité d'explosif par volée est inférieur à 2318.55 kg.

III.4.1.2.4- amorçage

L'amorçage consiste à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes :

- ✚ L'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement ;

- ✚ L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats ;
- ✚ Les fils et les cordons ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes
- ✚ L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

a. Cordeau détonant

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans un textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors de travaux de minage. Il sert principalement à :

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

Ils sont commercialisés aujourd'hui sous 4 formes :

- cordeau à 6,5 g/m de pentrite, uniquement pour l'amorçage de dynamites et pour le raccord entre trous de détonateurs non électrique;
- cordeau à 12 g/m de pentrite, recommandé pour l'amorçage des explosifs nitrates, des gels et des dynamites, et parfois des nitrates fuels les plus sensibles ;
- cordeau à 20 g/m de pentrite, recommandé pour l'amorçage des gels et émulsions et de la plupart des nitrates fuels ;
- cordons à 40 g/m et 70 g/m de pentrite, surtout destinés aux travaux de découpage en travaux publics.

Nous utilisons des explosifs nitrates donc le cordeau à 12g/m est recommandé.



Figure.III.8 : représente un cordeau détonant

b. Amorçage du cordeau détonant

Pour amorcer un cordeau détonant, il suffit d'attacher l'extrémité libre du cordeau détonant à un détonateur pyrotechnique ou une amorce électrique.



Figure III.9 : L'amorçage avec un détonateur électrique

L'amorce d'une cartouche est réalisée par l'introduction du détonateur dans l'axe de celle-ci ou encore par la fixation solide de la cartouche au cordeau détonant. La cartouche ainsi préparée est appelée cartouche amorce

c. Détonateurs électriques

Les détonateurs ou couramment les amorces électriques sont classées selon leur temps de réaction à l'impulsion électrique en :

- Détonateurs électriques instantanés D.E.I.
- Détonateurs électriques à retard D.E.R. (avec un retard de 0.5 s entre chaque numéro de 1 à 12 numéro).
- Détonateurs électriques à Microretard D.M.R. (avec un retard de 20 ms entre chaque numéro de 1 à 12 numéro).

Pour notre plan de tir on utilise le détonateur Microretard, pour les avantages décrits ci-dessous :

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement de l'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des microretards lors des tirs programmés aux environs des constructions.
- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur et de laisser ainsi des cartouches inexplosées au front de taille ou dans les déblais.
- La possibilité d'orienter l'onde de choc pour la création d'un dégagement.



Figure.III.10 : Photo représente le détonateur micro retard (D.M.R)

d. **Règles de travail**

Temps entre trous d'une même rangée :

$$3 \times \text{Espacement} < \text{Temps en ms} < 10 \times \text{Espacement}$$

Donc :

$$9 \text{ ms} < \text{Temps en ms} < 30 \text{ ms.}$$

On prend un temps entre trous d'une même rangée de 20 ms.

Temps entre rangées :

$$10 \times \text{Banquette} < \text{Temps en ms} < 30 \times \text{Banquette}$$

Donc :

$$25.5 \text{ ms} < \text{Temps en ms} < 76.5 \text{ ms.}$$

On prend un temps entre rangées de 40 ms.

e. **Schéma de tir**

En général le choix du trou présentant la moindre épaisseur à abattre, la position du trou d'ouverture est au centre de la volée (figure III.11:).

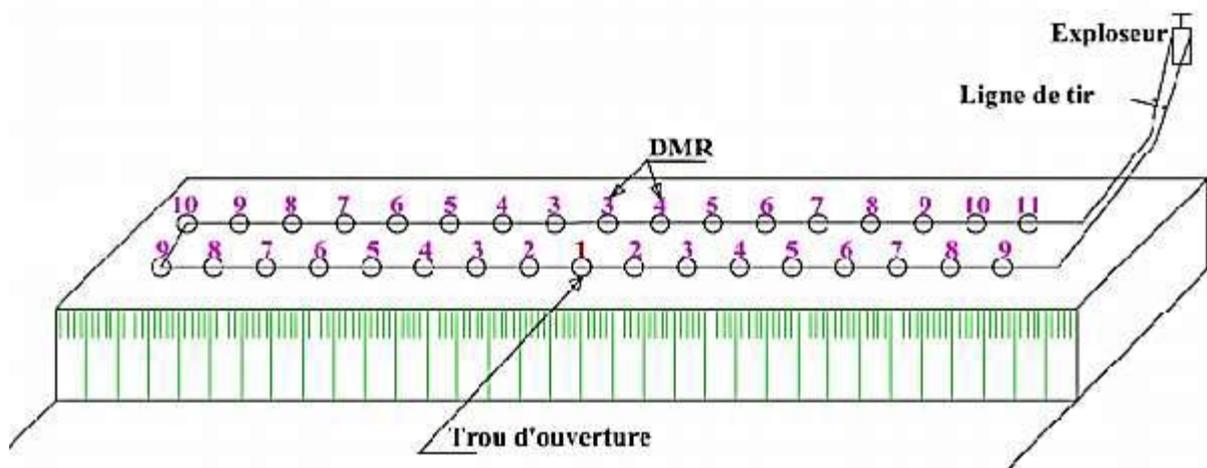


Figure.III.11: Schéma de tir.

f. **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 ; il est utilisé pour les circuits de tir électriques.

g. Exploseur

Les exploseurs sont des générateurs de courant continu qui donnent pendant un temps très court une tension et une intensité suffisante pour faire détoner un nombre d'amorce déterminé. La puissance des exploseurs est indiquée sur une plaquette fixée sur l'appareil.

III.4.1.2.5-Foration [6]

La mise en œuvre de l'explosif selon le plan de tir retenu s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble de trous constituant l'abattage type. Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. Il est nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur, et le bon diamètre.

Le choix du mode de forage dépend des propriétés physico-chimiques des roches, de la profondeur du forage à réaliser et de son diamètre.

On distingue les modes de forage suivant :

- Par percussion : l'outil de forage c'est de marteau pneumatique ; l'air comprimé venant par la tige de foration provoque le mouvement alternatif du piston frappeur, en frappant la couronne tournant avec la tige à l'aide d'un dispositif se trouvant à la surface, les débris sont dégagés à l'aide de l'air comprimé.
- Par rotation : il s'effectue à l'aide des outils en forme des dents, ces dents en roulant détruisent les roches en fond des trous et les débris sont évacués à l'aide de l'air comprimé.
- Par un système roto-percussion : l'outil d'attaque en contact avec la roche est un marteau roto –percutant

a. Réalisation de la foration

Quel que soit le matériel retenu et le diamètre de foration utilisé, un certain nombre de précautions doivent être respectées pour aboutir à une réalisation correcte de l'abattage. Dans tous les cas, chaque forage doit être rigoureusement implanté en x, y, z, et α (inclinaison des trous) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plate-forme bien réglée :

- Le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue.
- Le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plate-forme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement.
- L'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre intéressent un volume de matériaux bien défini.

Dans la carrière de Chebka, le mode de forage adopté est celui roto-percutant et l'opération d'abattage assurée par deux chariots de foration l'un de type ATLAS COPCO (CM470) et l'autre de type TIGER DG700 avec un diamètre de forage 76mm.



Figure III.12: Les deux chariots de forage présents dans la carrière

b. Calcul de Rendement de la foreuse

Le rendement de la foreuse est déterminé par le nombre des trous forés durant un poste de travail (Ntr/p), qui est calculé par la relation suivante :

$$R_f = \frac{T \times K_u}{T_f} \dots \dots \dots (\text{Eq. III. 36})$$

T : la durée d'un poste, T = 8 heures ; plus poste de nuit T = 5h.

K_u : coefficient d'utilisation de la foreuse= 0.8 ;

T_f : la durée de réalisation d'un trou.

◆ La durée de réalisation d'un trou est déterminée par :

$$T_f = \frac{L_t}{V_f} \dots \dots \dots (\text{Eq. III. 37})$$

L_t : la longueur de trou à forer c'est 11.37m ;

V_f : la vitesse de foration est de 0.22m/mn=13.2m/h.

AN :

$$T_f = \frac{11.37}{13.2} = 0.86h.$$

Alors :

$$R_f = \frac{8 \times 0.8}{0.86} = 7.44 \approx 8 \text{ Trou /poste de jour.}$$

$$R_f = \frac{5 \times 0.8}{0.86} = 4.65 \approx 5 \text{ Trou /poste de nuit.}$$

c. Nombre de foreuses nécessaires

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

$$N_s = \frac{p_a \times k_r}{N_{tr}/j \times N_{j/a} \times Q_{tr}} \dots \dots \dots (Eq. III. 38)$$

Pa : la production annuelle souhaitée : Pa = 792 940 T/an ;

kr : coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ÷ 1.25); On prend kr = 1,25 ;

Ntr/j: nombre de trous réalisés par poste. 13 trou/jour ;

Nj/a : nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, Na = 284 jours ;

Qtr : la quantité (en tonne) de la roche abattue par un trou. Qtr = 298.54 t/trou.

AN :

$$N_s = \frac{792\,940 \times 1.25}{13 \times 284 \times 298.54} = 0.89 = \text{une foreuse.}$$

III.4.2-Le chargement

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

Les engins de chargement sont utilisés ensemble avec des camions qu'ils peuvent remplir du contenu de trois à cinq godets.

Le choix de ces engins est lié aux caractéristique de terrain, pour le chargement de blocs anguleux ou en terrain humide, les pelles sur chenilles sont préférables. Par contre, les chargeuses sur pneus, d'un coût bien moindre, conviennent pour le chargement de matériaux de plus faible calibre et faciles à extraire.

III.4.2.1-Calcul du rendement

Le rendement d'une chargeuse (pelle hydraulique) est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps. Il dépend des facteurs suivants :

- Type de la chargeuse ;
- Capacité du godet ;
- Propriétés physico-mécaniques de la roche exploitée ;
- Granulométrie des roches chargées ;
- Schéma technologique du travail de la chargeuse ;
- Type d'engin de transport et sa capacité de charge ;
- La forme et les dimensions du chantier (plate-forme de travail) ;
- L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier.

Pour calculer le rendement effectif de la pelle hydraulique, on peut utiliser la formule suivante :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \times K_U \times \rho}{t_c \times k_f} \dots \dots \dots (Eq. III. 39)$$

Où :

V : la capacité du godet de la pelle hydraulique (marque VOLVO, Type EC480DL), V= 3.6m³ ;

Kf : coefficient de foisonnement ; Kf = 1,6 ;

Kr : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ; Kr = 0,9 ;

T : durée d'un poste de travail (T = 13 heures) ;

Ku : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail ; Ku = 0.80 ;

P : masse volumique de la roche $\rho = 2,7 \text{ t/m}^3$;

t_c : durée d'un cycle de chargement ;

$$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv}, (s) \dots \dots \dots (Eq. III. 40)$$

t_r : temps de remplissage du godet dans le tas, tr = 35 s ;

t_{pc} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement (27 s).

t_d : temps de déchargement du godet ; td =20 s ;

t_{pv} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus), t_{pv}=30s.

$$t_c = 122 \text{ s}$$

AN :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 3.6 \times 0.9 \times 13 \times 0.8 \times 2.7}{122 \times 1.6} = 1032.55 = 1\ 677,89 \text{ t /jour.}$$

III.4.2.2-Nombre des godets nécessaires pour charger un camion

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

$$N_g = \frac{C_c \times K_f}{V \times K_r \times \rho} \dots \dots \dots (Eq. III. 41)$$

Cc : capacité du camion, Cc=30 Tonnes.

$$N_g = \frac{30 \times 1.6}{3,6 \times 0,9 \times 2,7} = 5,49 \approx 6 \text{ godet}$$

III.4.2.3-La durée de chargement d'un camion

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

$$T_{ch} = t_c \times N_g, (s) \dots \dots \dots (Eq. III. 42)$$

AN :

$$T_{ch} = 122 \times 6 = 732 \text{ s.}$$

III.4.2.4-Nombre de la chargeuse

Le nombre de la chargeuse est donné par la formule suivante :

$$N_{ch} = \frac{P_a}{R_{ch} \times N_{j/an}} \dots \dots \dots (Eq. III. 43)$$

Où :

P_a : production annuelle de la carrière (Pa =792 940 t/an) ;

R_{ch} : Rendement d'exploitation de la chargeuse par poste ;

N_{j/an} : Nombre de jour ouvrable par année (N_{j/an} = 284 jour).

AN :

$$N_{ch} = \frac{792\,940}{1033 \times 284} = 1.66 \approx 2 \text{ chargeuse}$$

Au niveau de la carrière il y a deux chargeuses, utilisées dans l'opération de chargement de la matière première et de stérile, elles sont largement suffisantes pour assurer la production souhaitée par la carrière.



Figure.III.13 : pelle hydraulique sur site

III.4.3-Le transport :

La masse minière transportée par unité du temps (heure, poste, jour) s'appelle trafic. La distance de roulage est dépendante du type d'engins de transport et de la pente directrice (qui correspond à la pente maximale) se détermine par le type de transport et leurs caractéristiques.

Les exigences principales du transport :

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

III.4.3.1-Calcul du rendement

Le rendement horaire du camion est donné par la formule suivante :

$$R_C = \frac{3600 \times C_b \times K_u \times T_p \times K_q}{t_c \times k_f} \dots \dots \dots (Eq. III. 44)$$

- C_b : capacité de la benne du camion, C_b = 30 tonnes ;
 - K_u : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion, K_u = 0.85 ;
 - t_c : le temps de réalisation d'un cycle; t_c = t_{ch} + t_{tr} + t_d + t_m = 180 + 615 + 60 + 45 = 900 s (sont mesurés sur site) ;
 - T_p : durée de travail. (8 heures pour le poste de jour et 5 heures pour poste de nuit) ;
 - K_q : coefficient d'utilisation de la capacité de charge de la benne du camion ; K_q= 0,9 ;
 - K_f : coefficient de foisonnement.
- AN :

$$R_C = \frac{3600 \times 30 \times 0.85 \times 13 \times 0.9}{900 \times 1.6} = 745,875t/jours$$

III.4.3.2-Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production est donné par la formule suivante :

$$N_C = \frac{P_j \times K_i}{R_C} \dots \dots \dots (Eq. III. 45).$$

- P_h : Production journalier =2872.96 t/jour
 - k_i : coefficient d'irrégularité de travail varie entre 0.8 et 1.2 On prend ki=1.2.
 - R_c : Rendement des camions.
- AN :

$$N_C = \frac{2872.96 \times 1.2}{745.875} = 4,62 \approx 5 camions.$$

Dans la carrière Chebka, il y'a trois(3) camions de transport, ça signifie qu'il y'a un manque deux camions

Donc, il faut satisfaire ces besoins par investissement de deux camions.

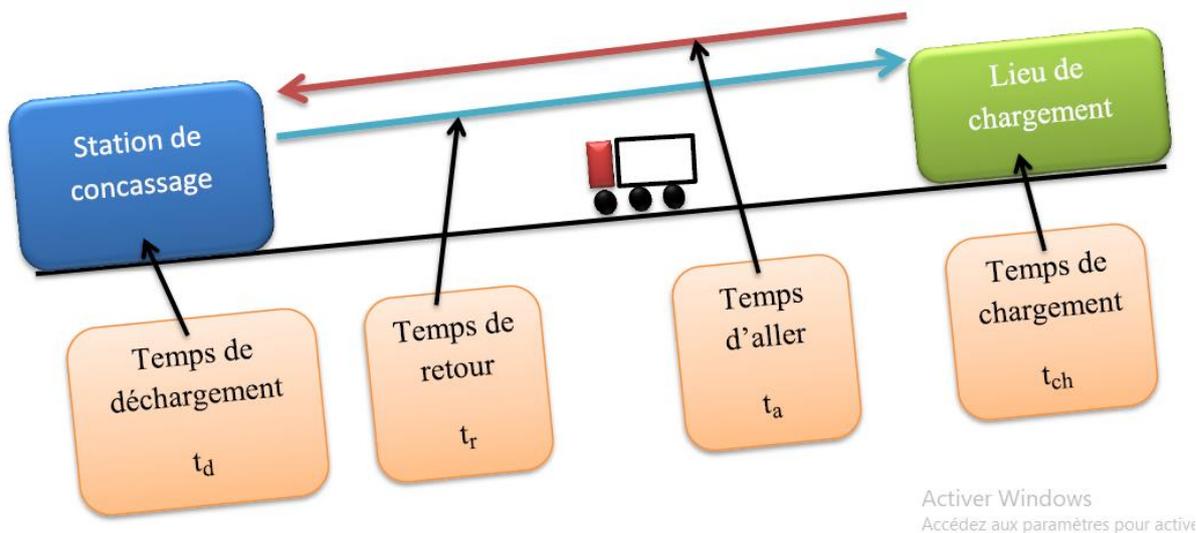


Figure.III.14 : cycle parcouru par camion

Conclusion

Le méthode d'exploitation utilisée dans la carrière Chebka c'est l'exploitation par tranchée successiveL, 'abattage à l'explosif est l'un des principaux procédés de processus technologique minier, il consiste à bien déterminer les paramètres de tir.

Nous avons défini tous les paramètres du système d'exploitation, Ainsi les paramètres de processus principaux d'exploitation telle que l'abattage, chargement et transport.

D'après ces calcule on a proposé, les travaux d'abattage dans cette partie comme suite : d'extraire une quantité de 33039 t/tir avec la foration de 111trous, avec l'utilisation deux types d'explosifs à cet effet qui sont (Marmanit II, ANFOMIL) ce qui traduit une quantité totale de 3959.37 kg d'explosif par tir.

Chapitre IV :
Evaluations économique

Introduction

L'estimation est la procédure par laquelle le coût d'un projet minier proposé est déterminé en avance. Il y a plusieurs approches disponibles pour l'estimation des coûts d'un projet minier.

La présente étude de faisabilité est réalisé dans le but de la mise en évidence les principaux paramètres économique d'exploitation de cette carrière selon l'évolution du marché des granulats de construction, elle traite les principaux paramètres suivants ; Cout des investissements du planning des travaux d'exploitation, délais de réalisation, et les performances technico- économique.

Les coûts de production sont une somme de charges relatives à un élément défini au sein du réseau comptable.

Ce chapitre sera consacré à l'identification des coûts de la carrière durant sa durée de vie estimée à 4.5 ans. Où nous calculerons les flux de trésorerie prévisible attendue par ce projet, après nous appliquerons les critères de décision afin de savoir leur éligibilité

IV.1-Notions économiques [10]

IV.1.1- Définitions de notions de base dans l'économie

Il ne faut pas confondre prix, coût, charge et marge :

- **Un prix** : est le résultat d'une transaction avec une personne extérieure à l'entreprise.
- **Une charge** : est une consommation de ressources par l'entreprise.
- **Un coût** : est une accumulation de charges sur un produit ou un service.
- **Une marge** : est calculée par différence entre le coût et le prix qui s'applique aux transactions d'une entreprise.

IV.1.2-Définition et classification des coûts

Les coûts sont une somme de charges relatives à un élément défini au sein du réseau comptable. Le plan comptable général donne la définition du coût comme suit :

Un coût est constitué par un total de dépenses rapportées à l'unité à un moment donné :

- ❖ Soit à une fonction ou partie de l'entreprise.
- ❖ Soit à un objet, une prestation de service, un groupe d'objet pris à un stade autre que le stade final de livraison aux clients.

Certains des coûts supportés par les entreprises varient avec la production, d'autre non.

IV.1.2.1-Le coût fixe (CF)

C'est une dépense qui ne varie pas en fonction de la production. Pour les entreprises minières, le capital fixe se divise en deux groupes :

1/ Le capital fixe de production (utilisé directement dans le processus de production).

Ce capital est classé en 3 sous-groupes :

- Les installations, matériels énergétiques et machines de commande.
- Les moyens de transport.
- Les machines de production et machines opératrices.

2/ Le capital fixe non productif (non intervenant dans le processus de production).

Ce capital est classé en 5 sous-groupes (Les composantes passives) :

- Les bâtiments et accessoires.
- Les constructions ou ouvrages (puits, travers-bancs, ouvrages miniers, etc.)

- Les appareillages et appareils spécifiques.
- L'inventaire.
- Les recrues de longue durée.

IV.1.2.2-Les coûts variables (CV)

Sont des coûts qui varient avec la production, ils sont en fonction de la production, donc on écrit :

$$CV = f(Q) \dots \dots \dots (Eq. IV. 1)$$

Où :

Q : la production.

Pour les entreprises minières, ces coûts englobent les consommables qui concernent la consommation des engins en gasoil, lubrifiant et pièces de rechange lors des entretiens préventifs, la consommation en électricité des installations, consommation d'explosif...etc.

IV.1.2.3- Le coût total (CT)

Le coût total de production CT est la somme totale que la firme doit déboursier pour produire (la somme des coûts fixes et variables), donc on écrit :

$$CT(Q) = CF + CV(Q) \dots \dots \dots (Eq. IV. 2)$$

Il dépend du niveau de production, et se présente donc comme une fonction dont l'argument est la production : $CT = C(Q)$. Il est normalement croissant, c'est-à-dire que plus la production n'est importante, plus le coût est lui-même important.

IV.1.2.4- Le coût fixe moyen (CFM)

C'est le quotient des coûts fixes par le nombre d'unités du bien Produites, donc :

$$CFM = \frac{CF}{Q} \dots \dots \dots (Eq. IV. 3)$$

IV.1.2.5- Le coût variable moyen (CVM)

C'est le quotient des coûts variables par le nombre d'unités du bien Produites, il est calculé par la formule suivante :

$$CVM = \frac{CV(Q)}{Q} \dots \dots \dots (Eq. IV. 4)$$

IV.1.2.6- Le coût total moyen (CTM)

Il est calculé par la formule suivante :

$$CTM = \frac{CT(Q)}{Q} \dots \dots \dots (Eq. IV. 5)$$

IV.1.2.7-Le coût marginal (Cm)

L'analyse marginale n'est par une méthode de calcul des coûts. Elle est utilisée pour la prise de décision d'acceptation ou de refus d'une commande supplémentaire.

Le coût marginal Cm est la variation du coût total qui serait occasionnée par la production d'une unité supplémentaire. Il dépend donc du niveau de production atteint : il est lui aussi une fonction $Cm(Q)$ de la quantité produite.

On peut définir formellement le coût marginal de la manière suivante :

$$Cm(Q) = \frac{\Delta CT(Q)}{\Delta(Q)} \dots \dots \dots (Eq. IV. 6)$$

Le coût marginal joue un rôle fondamental dans l'analyse des décisions de production ; le chef d'entreprise peut en effet s'interroger à chaque instant sur l'opportunité d'augmenter sa production, ou de la diminuer, pour cela, le coût marginal est le concept à utiliser, et il n'est pas nécessaire de recourir au coût total ni au coût moyen

IV.1.3-l'investissement

IV.1.3.1-Notion d'investissement

L'activité d'investissement consiste à employer un capital dans une opération dont on attend un profit dans l'avenir, sur plusieurs années. L'investissement mobilise très souvent d'importants moyens financiers. Cette situation implique qu'un investissement ne peut se réaliser sans étude préalable entraînant des hypothèses et des choix. En économie d'entreprise, les décisions concernant les investissements sont en général les plus risquées.

a. **Notion économique de l'investissement**

La notion économique de l'investissement englobe non seulement les achats de biens, d'équipement, mais également d'autres dépenses :

- Formation du personnel.
- Programme de recherche développement.
- Construction de prototype.

b. **Notion financière de l'investissement**

Du point de vue financier, un investissement englobe toute dépense qui générera des revenus ou réalisera des économies sur les périodes plus ou moins longues et qui est capable d'assurer son remboursement. La vision financière de l'investissement met en avant l'équilibre dans le temps entre les ressources et les emplois. Il exige pour sa réalisation, des capitaux permanents en adéquation avec sa nature.

Sur le plan financier, réaliser un investissement ne se limite pas seulement à mobiliser les moyens financiers nécessaires à l'achat des équipements et autres moyens, mais englobe également la mobilisation de moyens financiers supplémentaires en mesure de financer l'augmentation d'activité qui s'en suit.

Ce financement supplémentaire s'appelle « besoin en fonds de roulement d'exploitation (BFRE) ». Le **BFRE** se définit comme étant égal à la différence entre :

- Les besoins nés du cycle d'exploitation.
- Les ressources provenant du cycle d'exploitation.

Ce coefficient est calculé par la formule suivante :

$$\text{BFRE} = \text{CA} * \text{B}\% \dots \dots \dots (\text{Eq. IV. 7})$$

Où :

B : c'est un pourcentage de chiffre d'affaire.

IV.1.4- Amortissement

L'amortissement est la constatation comptable de la dépréciation irréversible des emplois (Actif) suite à l'usage ou l'obsolescence, ou de tout autre cause possible. Il y'a deux principaux types d'amortissement :

- L'amortissement linéaire ou constant qui signifie que le montant de la dépréciation, pour une même durée, identique, quel que soit l'exercice comptable.
- L'amortissement dégressif où l'on observe une dépréciation plus forte pour les premiers exercices.

IV.1.4.1- Les différents régimes d'amortissement

a) L'amortissement linéaire

L'amortissement déductible est constant : il est obtenu en divisant le prix de revient de l'élément d'actif par la durée normale de l'utilisation. L'amortissement est calculé à compter du jour de la mise en service du bien.

$$A = \frac{F_A * 100}{N} (\%) \dots \dots \dots (Eq. IV. 8)$$

Où :

F_A : Frais d'acquisition.

N : Durée d'amortissement (années).

b) L'amortissement dégressif

L'amortissement dégressif est considéré comme plus réaliste que l'amortissement linéaire, en effet, on peut constater sur la plupart des biens amortis, que la perte de valeur de ces biens est plus forte en début de période d'amortissement, qu'en fin. Dans ce cas, Les amortissements ne sont pas constants, les amortissements les plus élevés sont durant les premières années d'utilisation d'actif.

- Le taux d'amortissement est égal au taux d'amortissement linéaire multiplié par le coefficient fiscal jusqu'à ce que ce taux d'amortissement dégressif soit inférieur au taux d'amortissement linéaire. La base de calcul est égale à la VNC (Valeur Nette Comptable) de l'année précédente.
- La première annuité fera l'objet d'une répartition (prorata temporis) mais en mois (tout mois entamé est considéré comme mois complet). Ce mode de calcul ne nécessitera pas le calcul d'une annuité supplémentaire, le solde étant réparti sur les années restantes.
- Le coefficient dépend de la durée, d'amortissement. (Tableau.VI.1).

Tableau.VI.1 : Valeurs de coefficient fiscal selon la durée [11]

Durée d'amortissement	CF. En Algérie
De 3 à 4 ans	1.5%
De 5 à 6 ans	2%
Supérieure à 6ans	2.5%

IV.1.5-Le prix de revient

C'est le coût moyen d'une unité de production, pour calculer le prix de revient d'un travail effectué ou d'une opération ou prix de revient d'une entreprise il faut donc faire la somme des dépenses effectuées dans une certaine période (mois, trimestre, an) et diviser cette somme par le nombre d'unités de production obtenues dans la même période.

Dans le cas de l'exploitation des carrières et des mines, le prix de revient est un guide essentiel pour l'ingénieur des mines. Ce prix de revient doit lui être présent de façon simple et clair et ceci sans retard (par exemple tous les mois, toutes les semaines ou même tous les

jours). Chaque ingénieur devra y trouver en évidence les dépenses dont il est responsable et il y trouvera une incitation à améliorer ses résultats et un moyen pour le faire.

Il est déterminé par la formule suivante :

$$PV = \frac{CT}{Q} \dots \dots \dots (Eq. IV. 9)$$

IV.1.6-Chiffre d'affaire (CA)

Le chiffre d'affaire désigne le total des ventes de biens et de services réalisées par une entreprise sur un exercice comptable. Il est exprimé en unités monétaires. Il constitue généralement la valeur marchande de la majorité des produits.

$$\text{Chiffre d'affaire} = \text{prix de vente unitaire} * \text{Quantité de produit}$$

Autrement dit :

$$CA = Q \times PUV \dots \dots \dots (Eq. IV. 10)$$

IV.1.7-Résultat brut d'exploitation

Il est calculé par la formule suivante

$$RBE = CA - CV - CF - ChS \dots \dots \dots (Eq. IV. 11)$$

Où :

ChS : les charges salariales.

IV.1.8- Résultat avant impôts (RAI)

Il faut d'abord calculer les charges financières (intérêts sur les prêts) : CHF

Où il s'agit des intérêts que procurent la part de l'investissement emprunté. Si P_{Emp} set cette part alors on a :

$$CHF = P_{Emp} \times I\% \dots \dots \dots (Eq. IV. 12)$$

Alors le RAI sera calculé par la formule suivante :

$$RAI = RBE - CHF - A. \dots \dots \dots (Eq. IV. 13)$$

IV.1.8- impôts sur les bénéfices (Imp)

C'est le prélèvement que l'état opère sur les bénéfices afin de subvenir aux charges publiques, il est donné par la formule suivante :

$$Imp = RAI \times I_m\% \dots \dots \dots (Eq. IV. 14)$$

IV.1.7- La notion de flux de trésorerie (cash-flows)

L'analyse d'un investissement conduit à étudier les flux de trésorerie strictement liés à cet investissement, en ignorant l'activité d'ensemble de l'entreprise. C'est pourquoi, on parle d'analyse marginale des flux monétaires

$$\text{Cash - flows} = (\text{Recettes imputables au projet}) - (\text{Dépenses imputables au projet})$$

Autrement dit :

Cash – flows = Chiffre d'affaires – Charges décaissables ... (Eq. IV. 15)

Or, comme on peut écrire aussi :

Résultat net = Chiffre d'affaires – (Charges décaissables + dotations) .. (Eq. IV. 16)

Alors :

Cash – flows = Résultat net + dotations (Eq. IV. 17)

Aussi, Cash-flow se détermine par la formule suivante :

Cash-flow = Flux économique + Flux de financement. (Eq. IV. 18)

IV.1.7.1-Flux net d'exploitation

Flux net d'exploitation = Résultat brute – BFRE. (Eq. IV. 19)

IV.1.7.1-Flux économique

Flux économique = l'investissement + Flux d'exploitation. (Eq. IV. 20)

IV.1.8- Coefficient d'actualisation

Le taux d'actualisation est utilisé pour déprécier des flux futurs et déterminer leur valeur actuelle autrement dit à la date d'aujourd'hui. Ce taux est toujours positif. L'actualisation consiste à déterminer la valeur d'aujourd'hui des flux qui se produiront dans le futur, elle permet de comparer des sommes reçues ou versées à des dates différentes

Ce coefficient est calculé par la formule suivante :

$$C = (1 + i\%)^{-n} \dots \dots \dots (Eq. IV. 21)$$

Où :

i% : taux d'actualisation qui égale 12% en Algérie

n : nombre d'année actuelle.

IV.1.9- Cash-flow actualisé

Il est calculé à partir d'une formule mathématique qui est la suivante :

$$CFN_A = CFN * (1 + i\%)^{-n} \dots \dots \dots (Eq. IV. 22)$$

Avec :

CFN : Valeur future du Cash-Flow net.

CFN_A : Prix actuel du Cash-flow net.

i% : Taux d'actualisation (10%).

n : Nombre d'années.

IV.1.10- Les critères de décisions

Ces investissements qui peuvent procurer des profits, dans le future, sont engagés au début sans savoir au préalable comment va être le future de cet engagement.

Le processus décisionnel en matière d'investissement comporte deux phases impératives :

1. Évaluation du coût de l'investissement lui-même ;
2. Évaluation de l'exploitation dans le temps ;

La première étape consiste à évaluer le montant de l'investissement qui comprend non seulement le coût de l'investissement lui-même, mais également le besoin en fonds de roulements d'exploitation.

La deuxième étape consiste à simuler dans le temps l'exploitation de l'investissement réalisé. (Évaluer le chiffre d'affaires attendu, les charges attendues, le bénéfice attendu, les remboursements attendus, etc.

La décision de l'investissement dépend des résultats obtenus par le calcul des critères de décisions suivants :

IV.1.10.1- Le délai de récupération du capital investi (DR)

Le délai de récupération du capital investi (DR) (encore appelé temps de retour), ou (Pay Back Period) est la date à laquelle le cumul des cash-flows nets (Flux Nets de Trésorerie) est égal au montant de l'investissement initial I_0 .

Mathématiquement cela se traduit par la formule :

$$\sum_{t=1}^{DR} FNT = I_0 \dots \dots \dots (Eq. IV. 23)$$

Mathématiquement cela se traduit par la formule :

$$DR = K - 1 + \frac{I_0 - S_{K-1}}{FNT_K} \dots \dots \dots (Eq. IV. 24)$$

Avec
$$S_k = \sum_{t=1}^n FNT_t$$

On arrête le calcul de ces cumuls pour la 1ere valeur de K telle que le cumul associé à SK dépasse la valeur de l'investissement initial I_0 .

IV.1.10.2- le délai de récupération actualisé (Délai d'amortissement)

Le délai de récupération (DA) est la date à laquelle le cumul des Cash-Flows Nets Actualisés est égal au montant de l'investissement initial I_0 .

$$\sum_{t=1}^{DA} FNT_a = I_0 \dots \dots \dots (Eq. IV. 25)$$

IV.1.10.3- Taux moyen de rentabilité (TMR)

Le taux moyen de rentabilité est le taux pour lequel on peut avoir combien ramène une unité monétaire investie, il est calculé par :

$$TMR = \frac{\frac{1}{n} * \sum_{t=1}^n FNT}{I_0} \dots \dots \dots (Eq. IV. 26)$$

- Avec :
- FNT : cash-flow net (flux de trésorerie).
 - I_0 : investissement initial.

IV.1.10.4- La valeur actuelle nette (la VAN)

La valeur actuelle nette (VAN) est aussi appelée bénéfice actualisé c'est l'excédent du cumul des flux de trésorerie d'exploitation (F.N.T) actualisés, calculés sur toute la durée de vie de l'investissement, sur le montant total du capital investi (I₀).

VAN= Σ Flux nets de trésorerie actualisés (FNT_a)

$$VAN = -I_0 + \frac{\sum_{t=1}^n FNT_t}{(1+i)^n} \dots \dots \dots (Eq. IV. 27)$$

Les dépenses et les recettes de chaque année sont actualisées, qu'il faut comparer soit à l'investissement initial, lorsqu'il s'agit d'un seul projet, soit à comparer entre eux quand il s'agit de deux ou plusieurs projets.

IV.1.10.5- L'indice de profitabilité (IP)

L'indice de profitabilité permet de classer des projets dont on a mesuré la VAN. On le calcule comme le rapport entre les flux de trésorerie d'exploitation actualisés et l'investissement initial, soit :

$$IP = \frac{VAN}{I_0} + 1 \dots \dots \dots (Eq. IV. 28)$$

Pour qu'un projet soit acceptable, il faut que son IP soit supérieur à 1. Lorsque plusieurs projets d'investissements sont possibles, on retient celui qui possède l'indice le plus fort, à condition toutefois qu'il soit supérieur à 1.

IV.1.10.6- Taux de rentabilité interne (T.R.I)

Le taux de rentabilité interne est le taux pour lequel la valeur actuelle nette (VAN) est nulle. C'est le taux r, pour lequel il y a équivalence entre :

- ✓ Le capital investi d'une part,
- ✓ La somme des flux nets de trésorerie d'exploitation (cash-flow), y compris la valeur résiduelle de l'investissement d'autre part actualisé au taux (r).

Le taux de rentabilité interne permet :

- De rémunérer le capital investi et non encore remboursé, et ce sur toute la durée de vie de l'investissement.
- De rembourser le capital investi.

On définit le taux de rentabilité interne comme le taux d'actualisation qui annule la VAN du projet, soit : r tel que VAN = 0.

$$r\% = \sqrt[n]{I_0 / \sum_{t=1}^n FNT_t} - 1 \dots \dots \dots (Eq. IV. 29)$$

IV.2- L'évaluation économique

IV.2.1-Investissement réalisés

IV.2.1.1-Equipements de production

Les investissements réalisés dans le cadre de l'ouverture de la carrière et au fil des années sont représentés par le tableau.IV.2

Tableau.IV.2 : Les investissement réalisée

DESIGNATION	MARQUE	TYPE	DATE D'ACQUISITION	VALEUR D'ACQUI(DA)
PELLE HYD S/C	VOLVO	EC480DL	29/04/2015	28 935 388
PELLE HYD S/C	VOLVO	EC480DL	07/04/2016	29 244 947
CHARGEUR S/P	VOLVO	L120F	20/02/2011	16 376 068
CHARIOT DE FORAGE	ATLAS COPCO	CM470	21/07/2008	22 367 764
CHARIOT DE FORAGE	SANDVIC	TIGER	31/05/2009	18 456 400
TOMBEREAU(Dumper)	KOMATSU	HD325-5	20/11/2007	24 300 000
ST. CONCASSAGE	CRIFI	150T/H	10/10/2011	181 865 759
BERLINE	RENAULT	SYMBOL	10/10/2012	926 218
GR.ELECTROGENE	ETKAPOWER	600/550KVA	05/12/2016	1145 299
COMPRESSEUR	ATLAS COPCO	XAS97DD	27/12/2016	1599 000
Pont bascule	ERWO	60 T	2007	2 470 000
Total en DA				327 686 843.00

Le montant total des investissements réalisés : 327 686.843 KDA.

IV.2.1.2-Travaux miniers préparatoires : concernant les travaux de découverte, traçage de la piste, étude géologique ...etc.

Tableau.IV.3 : Travaux miniers préparatoires

Désignation	Travaux à réaliser	Coût en Dinars
1	Travaux de découverte	850 000
2	Piste d'exploitation	650 000
3	Etudes et ingeniring	500 000
Total en DA		2 000 000

Le montant total des travaux est de 2 000 000 KDA.

IV.2.1.3-Aménagements et installations [12]

Tableau.IV.4 : Aménagements et installations

Désignation	Travaux à réaliser	Coût en Dinars
01	Terrassement	3 000 000

02	Raccordement électrique	7 500 000
03	Montage et mise en route	4 500 000
Total en DA		15 000 000

IV.2.1.4-Construction des infrastructures administratives et techniques [12]

Au-delà de l'ouverture de la carrière, les travaux de construction des infrastructures sont commencés.

Tableau.IV.5 : Construction des infrastructures administratives et techniques

Désignation	Travaux à réaliser	Coût en Dinars
1	Génie civil	2 500 000
2	Construction administration et de soutiens	2 800 000
3	Construction technique	4 500 000
Total en DA		9 800 000

IV.2.1.5-Tableau récapitulatif des investissements réalisés [12]

Tableau.IV.6 : récapitulatif des investissements réalisés

Nature des investissement	Coût en Dinars
Equipements de production et de soutiens	327 686 843
Travaux préparatoire	2 000 000
Aménagement et installation	15 000 000
Infrastructures technique et administratifs	9 800 000
Total en DA	354 486 843

Le montant total des investissements réalisée est de 354 486 843KDA

IV.2.1.6- Nouveaux investissement prévus [12]

Tableau.IV.7: les investissements prévus

N°	Nature des équipements	Nombre	Prix totale en DA
1	Outils de dépoussiérage	Lot	2000 000
2	Découverte au sommet du site	-	1000 000

3	Véhicule utilitaire	01	2 300 000
3	deux Camion benne carrière	02	50 000 000
Total en DA			55 300 000

Total investissement pour la période de validité du permis minier ;

Total investissements est de :375 586. 843 KDA.

IV.2.2-Les charges annuelles d'exploitation

Les coûts d'exploitation sont composés essentiellement des rubriques suivantes :

- ✓ la masse salariale.
- ✓ Les matières et fournitures (les consommables).
- ✓ Les taxes minières.
- ✓ Les amortissements.
- ✓ Les services.

IV.2.2.1- Frais de personnel

Les frais du personnel sont calculés sur la base d'un salaire moyen de 88999 DA/mois y compris toute les charges. Le montant des frais de personnel pour un effectif de 36 agents est de l'ordre de 38447568.00 DA/an. Qui augmente environ 1% chaque année.

IV.2.2.2- Matières et fournitures consommables

Les matières et fournitures consommables sont représentés par :

- Carburant et lubrifiants : 26844KDA/an.
- Explosifs : 23555 KDA /an.
- Carburant et lubrifiant : 21155KDA/an.
- Pièces de rechange ; 23323KDA
- Pneumatique : 5972 2100 KDA/an.
- Electricité : 3413KDA/an.
- Autres consommables ; 4550KDA/an

Total : 108812.00 KDA/an.

Le montant des matières et fournitures consommables : 108812.00 KDA/an.

IV.2.2.3- Services

Les frais des services sont représentés par les frais de transport, les frais d'entretien des engins à l'extérieur, le montant des services est estimé à 14516.00 KDA/an.

IV.2.2.4- Impôts et taxes

- a. La taxe sur l'activité professionnelle : 00 KDA/an
- b. Versement forfaitaire : 00 KDA/an

- c. **Redevance d'extraction** : La redevance d'extraction exigée par la loi minière est égale à 6% de la valeur moyenne du produit marchand (450 DA/tonne) par la quantité annuelle extraite = $450 \times 0,06 \times 697788 = 18\,840.276$ kDA
- d. **Taxe superficière** : Pour ce qui se la taxe superficière, le montant total exigés égale à la : somme du droit fixe figurant à la ligne correspondante à la surface octroyée par le titre minier sur le tableau de barème de base de la taxe superficière et du droit proportionnel à la période du premier renouvellement.
 $10\,000$ DA + $(300$ DA x 14 Ha) = $14\,200$ DA/an, soit 14.2 KDA.
- e. **Taxe sur l'environnement** : L'article 141 de la loi minière figurant dans le chapitre relatif aux dispositions financières et fiscales stipule que les entreprises exerçant l'activité d'exploitation minière sont tenues de constituer annuellement avant détermination des résultats bruts, une provision de remise en état des lieux. Le taux de cette provision est fixé à 1.75 % du chiffre d'affaire annuel hors taxe.
 Cette provision doit être obligatoirement placée dans un compte de consignation, compte séquestre, productif d'intérêts ouvert auprès du trésor au nom de l'entreprise.
 Le montant de cette provision peut être donc évalué comme suit :
 $314004.6 \times 0,175 = 54950.805$ KDA.
- f. **Autres** : 730 KDA.

Le montant des impôts et taxes s'élève à : 74535.281KDA / an.

IV.2.2.5- Frais financiers

Le montant des frais financier s'élève à : 00 KDA/ an.

IV.2.2.6- Frais divers

Le montant des frais divers est représenté par les frais des assurances, les frais de la formation et des séminaires, il est estimé à 302 KDA/an.

IV.2.3- Amortissement des équipements [12]

L'amortissement des équipements de production se fait sur 10 ans pour les installations de traitement, les installations électriques et le matériel d'extraction, sur 05 ans pour le matériel mobile.

Notre carrière à durée de vie de cinq (5).

Tableau.IV.8 : amortissement des équipements(DA).[12]

	Equipem- Ent	valeur	Annuité	Année 2018	Année 2019	Année 2020	Année 2021	Année 2022
ω σ	Pell hyd	28935388	20%	5787077.6	5787077.6	5787077.6	0	0

Chapitre IV :

Evaluations économique

	Pell hyd	29244947	20%	5848989.4	5848989.4	5848989.4	5848989.4	0
	chargeur	16376068	20%	0	0	0	0	0
	Chariot de forage	22367764	20%	0	0	0	0	0
	Chariot de forage	18456400	20%	0	0	0	0	0
	tombereau	24300000	20%	0	0	0	0	0
	St.conca-ssage	181865759	10%	18186575.9	18186575.9	18186575.9	18186575.9	0
	berline	926218	20%	185243.6	185243.6	0	0	0
	GR.ELECTROGENE	1145299	10%	114529.9	114529.9	114529.9	114529.9	114529.9
	Compress-Eur	1599000	20%	319800	319800	319800	319800	0
	Pont bascule	2470000	10%	0	0	0	0	0
Travaux miniers	Travaux miniers préparatoire	2000000	100%	0	0	0	0	0
aménagement	Aménagement	15000000	100%	0	0	0	0	0
Construction des	Construction des infrastructures	98000000	5%	4900000	4900000	4900000	4900000	4900000
Investissement prévue	Outils de dépoussiérage	500000	10%	50000	50000	50000	50000	50000
	Découverte du sommet du site	300000	100%	0	0	0	0	0
	Vehicule utilitaire	2300000	20%	460000	460000	460000	460000	460000
	Deux camions	50000000	20%	2500000	2500000	2500000	2500000	2500000
Totales		495786843		8229800	8229800	8229800	8229800	7910000

IV.2.4- prix de revient

Le prix de revient d'un produit, c'est le rapport entre les charges d'exploitation et le volume de production :

Tableau.IV.9 : les charge d'exploitation.

Charges	Année 2018	Année 2019	Année 2020	Année 2021	Année 2022
Services (KDA)	14516	14516	14516	14516	14516
Frais de Person. (KDA)	38447,568	38832,044	39220,364	39612,568	40008,693
Impôts(KDA)	74535,281	74535,281	74535,281	74535,281	74535,281
Frais Financiers(KDA)	0	0	0	0	0
Frais Divers(KDA)	302	302	302	302	302
Amortissements(KDA)	36752,2164	36752,2164	36566,9728	30779,8952	6424,5299
Matières et fournitures consommables	108812	108812	108812	108812	108812
Totale	273365,065	273749,541	273952,618	268557,744	244598,504
prix de revient	0,39175948	0,39231047	0,3926015	0,38487011	0,35053412

Charges annuelles d'exploitation : 273365,065KDA

Production annuelle est de : 697788 tonnes/an

Le prix de revient = $43288829,2 / 697788 = 0.39\text{KDA/tonne}$.

Le prix de revient =391.75DA.

IV.2.5- Chiffre d'affaire

Pour calculer le chiffre d'affaire, il faut multiplier le prix de vente moyen par la production vendue.

Le prix de vente moyens en hors taxe pour le présent cas est à 450 DA/tonne ;

La production vendue est de 697788 tonnes.

Le chiffre d'affaire annuel prévisionnel sera donc : de 314004600 DA, soit

314004.600KDA.

IV.2.7-Résultat d'exploitation

Les détails des calculs sont en annexe (voir tableau des comptes des comptes des résultats).

Les résultats d'exploitation c'est la différence entre le chiffre d'affaire et les charges d'exploitation

- chiffre d'affaire : 314004,600KDA.
- charges d'exploitation : 273365,065KDA

IV.2.8-Résultat brut

le résultat brut d'exploitation, c'est la différence entre le chiffre d'affaire et les charges d'exploitation, il égale à :

$$\text{BRE} = 314004,600\text{KDA} - 273365,065\text{KDA} - 8229,8 = 32409,735\text{KDA}..$$

Le résultat net est calculé en tenant compte de l'impôt sur le bénéfice minier (IBM) qui représente 33% du résultat brut, soit 13411.047 KDA.

Le résultat net d'exploitation est égale à :

$$32409,735\text{KDA} - 8426,5311\text{KDA} \text{ KDA} = 23983,2039\text{KDA}.$$

KDA.

IV.2.9-Cash-flow

C'est la somme de résultat brut et amortissement

$$\text{Cash-flow} = 23983,2039 + 8229,8 = 23983,2039\text{KDA}.$$

IV.2.10-Cumul Cash-flow

C'est la somme des cash-flow de l'année précédent plus le cash-flow de l'année.

IV.2.11-Cash-flow actualisée

C'est le rapport de cash-flow et coefficient $(1+t\%)^{(-\text{année})}$.

$$\text{Cash-flow actualisée(année)} = \text{Cash-flow} * (1+t\%)^{(-\text{année})}.$$

$$\text{Cash-flow actualisée (1)} = \text{Cash-flow} * (1+t\%)^{(-1)}.$$

On prend $t\%=10\%$.

$$\text{Cash-flow actualisée (1)} = 32213,0039\text{KDA}.$$

IV.2.12-Cumul de cash-flow actualisé

C'est la somme des cash-flow de l'année précédent plus le cash-flow de l'année.

Voilà le tableau des résultats en détails

Tableau.IV.10 : tableau de résultat.(KDA)

Année	0	1	2	3	4	5
Investissemnt	-55300	0	0	0	0	0
Amortissement		8229,8	8229,8	8229,8	8229,8	7910
Charge d'exploitation		273365,065	273749,541	273952,618	268557,744	244598,504
Chiffre d'affaire		314004,6	314004,6	314004,6	314004,6	314004,6
Résultat d'exploitation		32409,735	32025,259	31822,182	37217,056	61496,096
IBS		8426,5311	8326,56734	8273,76732	9676,43456	15988,985
Résultat brut		23983,2039	23698,6917	23548,4147	27540,6214	45507,111
Cash-flow	-55 300	32213,0039	31928,4917	31778,2147	35770,4214	53417,111
Cumul de cash-flow	-55 300	-23 087	8 841	40 620	76 390	129 807
Cash-flow actualisé	-55 300	29284,549	26387,1832	23875,443	24431,6791	33167,8233
Cumul de cash-flow act	-55 300	-26 015	372	24 247	48 679	81 847

IV.3-Calcul des critères de décision

IV.3.1- Le délai de récupération du capital investi (DR)

Le délai de récupération du capital investi(DR) (encore appelé temps de retour), ou (Pay Back Period)

Mathématiquement cela se traduit par la formule :

$$\sum_{t=1}^{DR} FNT = I_0$$

Ou bien ;

Mathématiquement cela se traduit par la formule :

$$DR = K - 1 + \frac{I_0 - S_{K-1}}{S_K - S_{K-1}}$$

Autrement dit :

$$DR = K - 1 + \frac{I_0 - S_{K-1}}{FNT_K}$$

Avec

$$S_k = \sum_{t=1}^n FNT_t$$

On remarque dans deuxième l'année ; $\sum FNT > 0$,ce que veut dire que on atteint le DR

$$DR = 2 - 1 + \frac{255\ 300 - (-3\ 087)}{8\ 841 - (-23\ 087)} = 1.79ans \approx \text{une anée et dix mois.}$$

IV.3.2- le délai de récupération actualisé (Délai d'amortissement)

Le délai de récupération (DA) est la date à laquelle le cumul des Cash-Flows Nets Actualisés est égal au montant de l'investissement initial I_0 .

$$\sum_{t=1}^{DA} FNT_a = I_0$$

On remarque que dans deuxième l'année $\sum FNT_a > 0$

ce que veut dire que on atteint le DA

$$DA = 1 - 1 + \frac{55\,300 - (-26\,015)}{372 - (-26\,015)} = 1.89ans \approx \text{une année et onze mois}$$

IV.3.3- Taux moyen de rentabilité (TMR)

Le taux moyen de rentabilité est le taux pour lequel on peut avoir combien ramène une 158132,96

unité monétaire investie, il est calculé par :

$$TMR = \frac{\frac{1}{n} * \sum_{t=1}^n FNT}{I_0}$$

$$TMR = \frac{\frac{1}{5} * 1074507}{55300} = 1.88.$$

IV.3.4- La valeur actuelle nette (la VAN)

La valeur actuelle nette (VAN) est aussi appelée bénéfice actualisé c'est l'excédent du cumul des flux de trésorerie d'exploitation (F.N.T) actualisés, calculés sur toute la durée de vie de l'investissement, sur le montant total du capital investi (I_0).

$VAN = \sum Flux\ nets\ de\ trésorerie\ actualisés\ (FNT_a)$

$$VAN = -I_0 + \frac{\sum_{t=1}^n FNT_a}{(1+i)^n} = 81\,847KDA.$$

IV.3.5- L'indice de profitabilité (IP)

L'indice de profitabilité permet de classer des projets dont on a mesuré la VAN. On le calcule comme le rapport entre les flux de trésorerie d'exploitation actualisés et l'investissement initial, soit :

$$IP = \frac{VAN}{I_0} + 1.$$

$$IP = \frac{81\,847}{I_0} + 1 = 2.48.$$

IV.3.6- Taux de rentabilité interne (T.R.I)

Le taux de rentabilité interne est le taux pour lequel la valeur actuelle nette (VAN) est nulle.

$$r\% = \sqrt[n]{\frac{I_0}{\sum_{t=1}^n FNT_t}} - 1.$$

On a calculé le T.R.I avec l'excel

Donc :

$$r\% = 54\% = 0.54$$

IV.4-Interprétation des résultats

Avec un taux moyen de rentabilité est égal à 188%, une VAN positif de 95 892,3176KDA, un IP positif plus forte supérieur strictement à 1, le projet est économiquement rentable pendant la durée de vie qui est égale à 4.5ans. Donc : ce projet est exploitable.

Comme le délai de récupération de la capitale investie est de deuxième année, qui est inférieur strictement à la durée de vie de projet, et le taux de rentabilité interne est de 54%, ce dernier est considéré très petit au taux d'actualisation, alors ce projet est économiquement réalisable.

Conclusion

L'évaluation économique est la phase principale de choisir le projet, dans ce chapitre, on calculés tous les éléments nécessaires pour cette étude. Après on a appliqués les critères de décision afin de dire que ce projet d'extension de la carrière est faisable

Conclusion et recommandation

Conclusion et recommandation

Le gisement de Chebka est situé à environ 15 kms au Sud-ouest de la localité d'Ain Kermès, il est accessible par une piste carrossable environ un kilomètre

L'emplacement de la carrière sur colline avec une pente favorise le drainage des eaux pluviales.

Les caractéristiques physiques, chimiques et intrinsèques des roches du gisement nous montrent la possibilité d'avoir des indices technologique d'usage admissibles pour la fabrication du béton de qualité.

Cependant compte tenu de l'hétérogénéité du gisement en matière de qualité, des études géologiques et géométriques approfondies sont nécessaires afin de mieux mettre en évidence, les indices technologiques d'usage intéressant la fabrication des granulats.

L'ouverture des gisements dans le cas d'une exploitation à ciel ouvert se fait généralement par tranchées d'accès et de découpage.

Les travaux d'exploitations sont planifiés suivant le degré de répartition des réserves en découvertes, en préparées et apprêtées à l'extraction.

Nous avons déterminé les paramètres de la piste principale et secondaire, et la manière de creusement de demi tranchée avec ses éléments.

L'analyse des travaux découvertures et d'extractions ne nous donne pas lieu de remarque substantielle dans la mesure ou ses travaux semble être exécuté suivant règle de l'art minier. Pourtant au point de vue technique la modélisation de site géologiquement, topographiquement et technologiquement sur le plan d'arpentage fait défaut, raison pour laquelle il y'a des hors gabarits et des complications et difficultés dans la gestion et comptabilité des réserves extraites.

Probablement le plan de tir, son implantation et son exécution nécessite une optimisation au préalable, qui doit être reflétée sur le plan d'arpentage des mines avant d'être matérialisée sur le terrain

Le méthode d'exploitation utilisée dans la carrière Chebka c'est l'exploitation par tranchée successives, l'abattage à l'explosif est l'un des principaux procédés de processus technologique minier, il consiste à bien déterminer les paramètres de tir.

L'appréciation des éléments de systèmes et les paramètres d'exploitation que nous avons défini semble être conforme aux conditions techniques et technologiques optimales pour l'abattage, chargement et transport. D'après ces calculs on a proposé, les travaux d'abattage dans cette partie comme suite : d'extraire une quantité de 33039 t/tir avec la foration de 111 trous, avec l'utilisation deux types d'explosifs à cet effet qui sont (Marmanit II, ANFOMIL) ce qui traduit une quantité totale de 3959.37 kg d'explosif par tir.

Pour la mécanisation de travaux de processus d'exploitation, les calculs nous définissent une réduction substantielle des engins de transport, ce qui aura un impact sur le coût. Nous recommandation pour établir le plan de tir.

L'évaluation économique est la phase principale de choisir le projet, on a calculé tous les éléments nécessaires pour cette étude. Après une application des critères de décision, nous sommes arrivés à la conclusion que ce projet d'extension de la carrière est faisable

Conclusion générale

Conclusion générale

Au terme de ce travail modeste, consacré à l'étude technico-économique de gisement de calcaire de la carrière Chebka de l'entreprise COSIDER Carrière, n° 29, Tiaret, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

1. L'étude de conditions techniques, géologiques et géométriques de gisement de Chebka insuffisante, ce qui nécessite une exploration supplémentaire ;
2. L'ouverture de gisement établie, les paramètres de système d'exploitation déterminés sont conformes aux règles de l'art minier ;
3. La technologie et la mécanisation employées laissent apercevoir l'insuffisance de l'étude et demande une approche plus réaliste fondée sur des données objectives de terrain et enfin
4. L'évaluation économique, en tant que méthodologie a donné des résultats satisfaisants, cependant une synchronisation de tous les paramètres de processus d'exploitation s'impose.

En somme, l'étude technico-économique de gisement de Chabka que nous avons attribué aboutis une appréciation globale positive de la faisabilité de projet de site dans son ensemble.

Bibliographie

Bibliographie

Bibliographie

- [1] Présentation de carrière COSIDER
([Http://www.cosider-groupe.dz/fr/sp-cosider-carrière-pr%C3%A9sentation](http://www.cosider-groupe.dz/fr/sp-cosider-carrière-pr%C3%A9sentation)).
- [2] Rapport géologique de cosider Tiaret
- [3] essai-Mico-Deval (<http://www.scribd.com>).
- [4] essai de Lod Angeles (<http://www.scribd.com>).
- [5] Document exploitation cosider tiaret
- [6] CHAGOUR Lahcene, BOUASRIA Redouane. Ouverture et exploitation du gisement de calcaire de Djebel Sidi Youcef « Ain Fezza- Tlemcen »
- [7] SATOUH Iman, KOULOD Zair. Etude et analyse du système d'exploitation de la carrière d'El M'hir. 114 p. Thèse Master : Minier : Bejaia, Université Abderrahmane Mira :2016
- [8] BAGHDADI Brahim. Amélioration du plan de tir par l'utilisation de méthode de Langefors cas (ENG-Ain Touta).155 p. Thèse master : Sciences de la terre : Annaba, université Badji Mokhtar-Annaba :2015
- [9] cahier de charge d'exploitation .
- [10] Ait Kaid Yassine. Etude économique de l'Exploitation de la partie inférieure du gisement de Zn de Chaâbet El-Hamra et sensibilité des paramètres production, teneur, tout venant, cours métal et investissement. 136p.Thèse d'ingénieria : Minier : Alger, Ecole Nationale Polytechnique :2009
- [11] (COURS AIT YAHYATEN, 2017)
- [12] (fesaibilite de projet cosider tiaret, 2017)

Annexe

Annexe

120

Annexe :

Granulat :

Le terme (granulat) correspond au terme Anglo-saxon-aggregate-, suivant la norme NFP18101 de décembre 1983, le granulat est défini comme un ensemble de grains minéraux de dimensions comprises entre 0 et 80 mm destiné à la confection des mortiers, des bétons, des couches de fondation de base et de roulement des chaussés et voies ferrées.

Un granulat est désigné par la plus petite dimension' du grain et sa plus grande dimension 'D'sous la forme "d/D", on distingue :

- ☒ Les fines : les dimensions sont inférieures ou égales à 80 µm
- ☒ Sable : la plus petite dimension $d \leq 1$ mm, la plus grande dimension $D \leq 6.3$ mm
- ☒ Gravillons : la plus petite dimension $d \geq 1$ mm, la plus grande dimension $D \leq 20$ mm
- ☒ Cailloux : la plus petite dimension $d \geq 20$ mm, la plus grande dimension $D \leq 31.5$ mm
- ☒ Graves : $6.3 \text{ mm} \leq D \leq 80 \text{ mm}$

-Plan comptable :

Plan comptable (ou compte d'exploitation) est l'ensemble des règles d'évaluation et de tenue des comptes qui constitue la norme de la comptabilité. Le plan comptable, c'est –à-dire la liste des comptes ordonnée, est un des éléments du plan comptable. C'est à tort que le langage usuel réduit souvent le plan comptable au seul plan de compte

Prix d'explosif : le prix actuel est : Désignation	U.M	P.U(DA)
MARMANIT II/50	KG	164.00
ANFOMIL	KG	126.00
Cordeau 12 grs	m	46.00
D.M.R	U	368.00
D.E.I	U	200.00