



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

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

Memoire de Fin d'Etudes

En vue de l'obtention du Diplôme de Master

Option : Exploitation minière

Présenté par

BAZIZ Amina

HITOUT Dihya

Thème

***Etude technico-économique du projet
d'exploitation de la carrière de Koudiet El-
Khechba - Bouira-***

Soutenu le 30 /06/2016 devant le jury composé de:

Président : M ^f . BOUKARM R.	MAA	U.A.M. BEJAIA.
Examinatrice : M ^{me} . KAMLI O.	MAA	U.A.M. BEJAIA.
Promoteur : M ^f . MAZARI M.	MAA	U.A.M. BEJAIA.
Co-promoteur : M ^f . KOUIDER K.	MAA	U.M.A. BOUIRA.

Année universitaire: 2015-2016

Remerciement

« Au nom d'Allah le tout puissant, le très miséricordieux »

Qu'il nous soit autorisé de manifester notre gratitude, et notre reconnaissance à toutes personnes morales ou physiques qui a contribué de loin ou de près à la réalisation de ce mémoire de fin d'études, dans de bonnes conditions. II s'agit notamment de :

- *Le Seigneur Dieu tout puissant, pour nous avoir accordé vie, santé et paix de l'esprit sans quoi nous n'aurons pu achever ce travail ;*
- *Notre Etat Algérien de nous avoir payé la formation entière ;*
- *Notre encadreur Mr. MAZARI. M : Votre compétence, votre encadrement a toujours suscité notre profond respect. Nous vous remercions pour votre accueil et vos conseils. Veuillez trouver ici, l'expression de notre gratitude et de notre grande estime ;*
- *Membres de jury pour l'honneur qu'ils nous ont fait en acceptant de siéger à notre soutenance, tout particulièrement : Mr. BOUKARM pour nous avoir fait l'honneur de présider le jury de ce mémoire. Nous souhaitons exprimer notre gratitude à Mme. KAMLI pour lire, examiner et évaluer notre mémoire. Nous vous remercions pour l'intérêt que vous avez apporté à ce travail et pour vos précieux conseils et remarques ;*
- *Personnel du département Mines et Géologie de l'université A/Mira de Bejaïa à leur tête le professeur et chef de département Mr. MAZA ;*
- *L'ensemble des professeurs du département Mines et Géologie, qui nous ont enseignés ainsi que ceux qui ont contribué à notre formation au sein de notre université, et en particulier ceux qui nous ont aidé à réaliser ce projet de fin d'études ;*
- *Le directeur de l'Entreprise Nationale des Granulats, unité d'El-Hachimia de nous avoir réservé un accueil chaleureux au sein de son entreprise et de nous faciliter l'accès aux données dont on a besoin durant toute la période de notre stages, nous remercions également notre encadreur de stage Mr. AHRES (Ingénieur de l'unité), qui nous a guidés et conseillés tout le long du stage et avec qui nous avons beaucoup appris, ainsi que le personnel exerçant au sein de cette unité pour leur assistance à tout moment de notre stage ;*
- *Aux étudiants, collègues, camarades de promotion pour leur sincère collaboration, sentiments d'amitié et profonde gratitude ;*

Nous ne pouvons passer sous silence sans remercier chaleureusement nos familles pour leur soutien moral et physique qu'ils nous ont fourni tout le long de la réalisation de ce travail.

Par : BAZIZ Amina et HITOUT Dihya

Dédicace

Je dédie ce modeste travail :

A mes très chers parents

A mes très chères sœurs

A tous mes amis (es) sans exception,

Amina



Dédicace

*A Dieu Le Tout Miséricordieux, ton amour,
ta miséricorde et Tes grâces à mon endroit m'ont fortifiée
dans la persévérance et l'ardeur au travail.*

A ceux qui m'ont tout donné sans rien attendre

A ceux qui m'ont encouragée et soutenue dans

les moments les plus dure et ceux à qui je dois tant

*A mes très chers **parents** pour leur amour et leur support affectif*

A mes grains du Diamant :

✓ *Mes très chers frères **Abderrahim, Idir,
Yanis***

✓ *Ma très chère sœur **Lydia***

A tous mes amis (es) sans exception,

Dihya



Table des matières

Liste d'abréviation

Liste des figures

Liste des tableaux

Introduction générale

Chapitre I : Présentation de l'entreprise

I.1.	Historique	02
I.2.	Présentation de l'entreprise.....	02
I.3.	Situation géographique	03
I.4.	Géologie du gisement	04
I.4.1.	Géologie régionale	04
I.4.1.1.	Le trias	05
I.4.1.2.	Le jurassique	05
I.4.1.2.a.	Jurassique inférieur	05
I.4.1.2.b.	Jurassique moyen	05
I.4.1.2.c.	Jurassique supérieur	05
I.4.1.3.	Le crétacé	05
I.4.1.4.	Néogène	05
I.4.1.4.a.	Miocène.....	05
I.4.1.4.b.	Pliocène	06
I.4.1.5.	Quaternaire.....	06
I.4.2.	Géologie local.....	06
I.4.2.1.	Les formations albiennes et néocomienne	06
I.5.	Le climat	06
I.6.	Réseau hydrographique	07
I.7.	Hydrogéologie	07

Chapitre II : Caractéristiques du massif rocheux

II.1.	Introduction.....	08
II.2.	Massif rocheux.....	08
II.3.	Matrice rocheuse.....	08
II.4.	Discontinuité.....	09
II.4.1.	Types de discontinuités.....	09
II.4.1.1.	Joints de stratification	09
II.4.1.2.	Diaclases	10
II.4.1.3.	Faille (fracture)	10
II.4.1.4.	Plis.....	11
II.4.1.5.	Schistosité	12
II.4.2.	Influence des discontinuités dans le comportement d'un massif rocheux ...	14
II.5.	Caractéristiques du massif rocheux	14
II.5.1.	Caractéristiques physico-mécaniques des roches	14
II.5.1.1.	Caractéristiques physiques des roches	14
II.5.1.1.a.	Porosité.....	15
II.5.1.1.b.	Masse volumique	15
II.5.1.1.c.	Teneur en eau	15
II.5.1.1.d.	Degré de saturation	16
II.5.1.1.e.	La dureté.....	16
II.5.1.1.f.	L'abrasivité	16
II.5.1.2.	Caractéristiques mécaniques des roches	17
II.5.1.2.a.	Résistance en compression.....	17
II.5.1.3.	Caractéristiques chimiques	18
II.6.	Conclusion	18

Chapitre III : Processus d'exploitation à ciel ouvert

III.1.	Introduction.....	20
III.2.	Ouverture du gisement.....	20
III.2.1.	Généralités	20
III.2.2.	Choix du mode d'ouverture	20
III.2.3.	Travaux de découverte.....	20

III.2.4.	L'ouverture du gisement Koudiet El-Khechba	20
III.2.5.	Paramètres technologiques de la piste principale	21
III.2.6.	Technologie de creusement de la piste principale	21
III.3.	Méthode d'exploitation.....	24
III.3.1.	Généralités	24
III.3.2.	Mode d'exploitation utilisé.....	25
III.3.3.	Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation.....	25
III.3.3.1.	Gradins	25
III.4.	Abattage.....	26
III.4.1.	Choix du mode d'abattage.....	26
III.4.1.1.	Mode d'abattage par pelle et par excavateur	26
III.4.1.1.a.	Mode d'abattage à l'explosif.....	26
III.5.	Explosifs	27
III.5.1.	Catégories des explosifs.....	27
III.5.1.1.	Déflagrant	27
III.5.1.2.	Détonant.....	27
III.5.2.	Explosifs utilisés dans les carrières algériennes	28
III.5.2.1.	Explosifs gélatineux.....	28
III.5.2.2.	Explosifs pulvérulents.....	28
III.5.3.	Caractéristiques des explosifs utilisés dans la carrière Koudiet El-Khechba	29
III.5.3.1.	Marmanit II	29
III.5.3.1.a.	L'utilisation	29
III.5.3.2.	Anfomil.....	29
III.5.3.2.a.	L'utilisation	30
III.5.4.	Effets des ondes de chocs dans un massif rocheux.....	30
III.5.5.	Accessoires de tir	31
III.5.5.1.	Détonateurs	31
III.5.5.1.a.	Détonateurs électriques	31
III.5.5.1.b.	Les cordons détonants.....	32
III.5.5.1.c.	Fil de tir.....	32
III.6.	Conception d'un plan de tir	32

III.6.1.	Détermination des paramètres du plan de tir	34
II.6.1.1.	Diamètre du trou « ϕ_t »	34
III.6.1.1.a.	Choix du diamètre du trou « ϕ_t »	34
III.6.1.2.	L'inclinaison du trou « β »	35
III.6.1.3.	Banquette maximale « Bmax »	36
III.6.1.3.a.	Correction de la banquette du fait de la déviation des forages	39
III.6.1.4.	L'espacement « E »	39
III.6.1.5.	Sous profondeur « L_s »	40
III.6.1.6.	Longueur de foration « L_f »	40
III.6.1.7.	Nombre de rangées	41
III.6.1.8.	Distance entre les rangées « b »	41
III.6.2.	Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine	42
III.6.2.1.	Hauteur de la charge de pied « L_p »	42
III.6.2.2.	Charge linéaire de pied « C_p »	42
III.6.2.3.	Quantité d'explosif au pied du gradin « Q_p »	43
III.6.2.4.	Hauteur du bourrage « H_b »	44
III.6.2.5.	Hauteur de la charge de colonne « L_c »	44
III.6.2.6.	Charge linéaire de colonne « C_c »	44
III.6.2.7.	Quantité d'explosif en colonne « Q_c »	45
III.6.2.8.	Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Q_{ch} »	45
III.6.2.9.	Volume de la roche abattu par un trou « V_{tr} »	45
III.6.2.10.	Consommation spécifique d'explosif « q_{ch} »	46
III.6.2.11.	Nombre de trous forés en un mois « Ntr »	46
III.7.	Processus d'exploitation dans la carrière Koudiet El-Khechba	47
III.7.1.	Foration des trous de mine	48
III.7.2.	Réalisation de la foration	48
III.7.3.	Paramètres caractérisant l'engin de foration	49
III.8.	L'amorçage	49
III.8.1.	Définition du phénomène d'amorçage	49
III.8.2.	Type d'amorçage	49
III.8.2.1.	L'amorçage latéral	49
III.8.2.2.	L'amorçage ponctuel	50
III.8.3.	L'efficacité du type d'amorçage	50

III.8.4.	Schéma de tir.....	51
III.9.	Chargement.....	52
III.9.1.	Rendement de la chargeuse.....	52
III.10.	Transport	53
III.10.1.	Exigences du transport.....	53
III.11.	Conclusion	53

Chapitre IV : Organisation et dimensionnement des équipements de la carrière

IV.1.	Introduction.....	54
IV.2.	Condition technico-minières de la carrière	54
IV.2.1.	Régime de fonctionnement de la carrière	54
IV.2.1.1.	Calcul du coefficient d'utilisation.....	54
IV.2.2.	Capacité de production	54
IV.2.2.1.	Production annuelle, Pa [T/an].....	55
IV.2.2.2.	Production mensuelle, Pm [T/an].....	55
IV.2.2.3.	Production hebdomadaire.....	55
IV.2.2.4.	Production journalière	56
IV.2.2.5.	Production par poste.....	56
IV.2.2.6.	Production horaire	56
IV.2.3.	L'évaluation des réserves.....	57
IV.2.3.1.	Réserves exploitables.....	57
IV.2.3.2.	Durée de vie de la carrière	58
IV.3.	Travaux préparatoires	59
IV.3.1.	La largeur de la piste principale.....	59
IV.3.2.	Elément du système d'exploitation	60
IV.3.2.1.	La hauteur du gradin	60
IV.3.2.2.	L'angle de talus du gradin	60
IV.3.2.3.	La largeur de l'enlevure	60
IV.3.2.4.	Plate-forme.....	61
IV.3.2.5.	Vitesse de déplacement du chantier	64
IV.4.	Blocométrie admissible	64
IV.4.1.	Foration.....	66

IV.4.1.1.	Calcul du rendement de la foreuse	66
IV.4.1.2.	Nombre de foreuses nécessaires	67
IV.4.2.	Chargement	67
IV.4.2.1.	Rendement de la chargeuse.....	67
IV.4.2.2.	Nombre des godets nécessaires pour charger un camion.....	68
IV.4.2.3.	Durée de chargement d'un camion	69
IV.4.2.4.	Nombre des chargeuses nécessaire	69
IV.4.3.	Transport	70
IV.4.3.1.	Rendement des camions.....	70
IV.4.3.1.a.	Temps de chargement d'un camion (tch).....	71
IV.4.3.1.b.	Temps de marche à vide (tmv).....	71
IV.4.3.1.c.	Temps de marche en charge (tmc)	71
IV.4.3.1.d.	Temps de déchargement (tdé)	72
IV.4.3.1.e.	Temps de manœuvre (tmn)	72
IV.4.3.2.	Nombre des camions nécessaires pour assurer la production	72
IV.5.	Conclusion	73

Chapitre V : Identification des coûts de la carrière

V.1.	Introduction.....	74
V.2.	Définition d'une entreprise	74
V.3.	Production	74
V.4.	Capital	74
V.5.	L'investissement dans une entreprise	75
V.6.	Définition et classification des coûts	75
V.6.1.	Les coûts fixes « CF ».....	75
V.6.1.1.	Les coûts fixes de la station de concassage fixe	76
V.6.1.2.	Coûts fixes de la station de concassage mobile	77
V.6.2.	Les coûts variables « CV »	78
V.6.2.1.	Les coûts variables de la station de concassage fixe.....	79
V.6.2.2.	Les coûts variables de la station de concassage mobile.....	79
V.6.3.	Taxe.....	80
V.6.3.1.	Taxe superficière.....	80

V.6.3.2.	Redevances d'extractions.....	81
V.6.3.3.	Droit d'établissement d'acte	82
V.6.4.	Les coûts totaux	84
V.6.5.	Les coûts moyens ou coûts unitaires.....	84
V.6.5.1.	Coût fixe moyen « CFM »	85
V.6.5.2.	Coût variable moyen « CVM ».....	85
V.6.5.3.	Coût total moyen « CTM »	85
V.6.5.4.	Coût marginal « Cm ».....	85
V.7.	L'amortissement	86
V.7.1.	Durée d'amortissement	86
V.7.2.	Différent régimes d'amortissement.....	86
V.7.2.1.	Amortissement linéaire	86
V.7.2.2.	Amortissement dégressif.....	87
V.8.	Prix de revient	87
V.9.	Chiffre d'affaires	88
V.10.	Marge bénéficiaire	89
V.11.	Critères de décision dans un avenir incertain	90
V.11.1.	Critère de Laplace	91
V.11.2.	Critère du Maximax	92
V.11.3.	Critère du Maximin « WALD ».....	93
V.11.4.	Prise de décision	94
V.12.	Evaluation de la rentabilité économique de la station de concassage fixe	94
V.12.1.	Rentabilité durant l'année 2017-2018.....	95
V.12.1.1.	Chiffre d'affaire	95
V.12.1.2.	Coût d'une tonne.....	95
V.12.1.3.	Redevance d'extraction.....	96
V.12.1.4.	Seuil de rentabilité	96
V.12.2.	Evaluation de la rentabilité durant toute la durée de vie de la carrière.....	97
V.12.2.1.	Chiffre d'affaire	97
V.12.2.2.	Coût d'une tonne.....	98
V.12.2.3.	Redevance d'extraction.....	99

V.12.2.4. Taxes superficiare	100
V.12.2.5. Seuil de rentabilité	101
V.13. Conclusion	101
Conclusion générale	
Références bibliographiques	
Annexes	

Liste d'abréviations

ENG : Entreprise nationale des Granulat ;

SPA : Société par action ;

UTM Fuseau 31 : Coordonnée de localisation selon le mode UTM ;

CFMR-MMR: Comité français de mécanique des roche-Manuel de Mécanique de Roche;

IAC : indice d'abrasivité de Cerchar ;

CW : Chemin de Wilaya ;

C.U.P : Coefficient d'utilisation pratique ;

ONEX : Office national des explosifs ;

P.V.C : polychlorure de vinyle ;

SBM: Shanghai shibang machine.

Listes des figures

Figure I.1 : Les neuf (09) carrières des granulats réparties sur le territoire national.....	02
Figure I.2 : Organigramme actuel de l'ENG, unité d'El Hachimia.....	03
Figure. I.3 : Carte de situation géographique de la zone d'étude (site vierge.....	04
Figure II.1 : Exemple d'une stratification.....	09
Figure II.2 : Exemple d'une diaclase	10
Figure II.3 : L'exemple des failles.....	11
Figure II.4 : Exemple d'un pli.....	11
Figure II.5 : Exemple d'un plan de schistosité.....	12
Figure.II.6 : Caractéristiques structurale du gisement de Koudiet El Khecheba.....	13
Figure III.1 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 1.....	22
Figure III.2 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 2.....	22
Figure III.3 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 3.....	23
Figure III.4 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 4.....	23
Figure III.5 : Différentes parties d'un gradin.....	25
Figure III.6: Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent.....	28
Figure III.7 : développement de la fissuration et de la fracturation.....	31
Figure.III.8 : Choix du couple diamètre-hauteur de front.....	35
Figure III.9: Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison.....	36
Figure. III.10: Paramètres de chargement dans un plan de tir.....	47

Figure III.11 : Amorçage latéral.....	50
Figure III.12 : L'amorçage ponctuel.....	50
Figure III.13 : Représentation du plan de tir.....	52
Figure IV.1 : Schéma de la largeur de la piste.....	60
Figure IV.2 : La largeur de la plate-forme de travail.....	64
Figure IV.3 : Chargement de tas des roches abattus.....	70
Figure V.1 : coûts fixes	76
Figure V.2 : coûts variables.....	78
Figure V.3 : Répartition des taxes et impôts sur les budgets d'état, collectivité locales et patrimoine minier publique.....	83
Figure V.4 : Chiffre d'affaire.....	95
Figure V.5 : Redevance d'extraction.....	96
Figure V.6 : Seuil de rentabilité.....	97
Figure V.7 : Chiffre d'affaire.....	98
Figure V.8 : Redevance d'extraction.....	99
Figure V.9 : Taxe superficielle.....	100
Figure V.10 : Seuil de rentabilité.....	101

Liste des tableaux

Tableau I.1: Coordonnées des périmètres selon la projection UTM fuseau 31	04
Tableau II.1. Classes des roches et détermination de leur résistance à la compressio....	17
Tableau II. 2: Les valeurs extrêmes et moyennes de l'essai de compression.....	18
Tableau II.3: Les principales composantes chimiques de la roche du gisement de Koudiet El Khecheba.....	18
Tableau III.1 : Les principaux caractéristiques de l'Anfomil et de la Marmanit II.....	29
Tableau III.2: Valeurs du facteur de contrainte f_c en fonction de l'inclinaison des trous.	37
Tableau III.3: Résistance au tirage de quelques roches.....	43
Tableau IV.1: Les surfaces de chaque niveau.....	58
Tableau IV.2 : Les réserves exploitables du massif.....	58
Tableau V.1 : Les coûts fixes de la station de concassage fixe de la carrière.....	77
Tableau V.2 : Coûts fixes de la station de concassage mobile de la carrière.....	77
Tableau V.3 : Les frais globaux des consommable de la station fixe au niveau de la carrière.....	79
Tableau V.4 : Les frais globaux des consommable de la station mobile au niveau de la carrière.....	80
Tableau V.5 : Bareme de base de la taxe superfeciaire.....	81
Tableau V.6 : Taux de la redevance exigible au titre de l'exploitation des substances minérales ou fossiles.....	82
Tableau V.7: Représentation des différents coûts pour l'exploitation de la carrière Koudiet El-Khechba.....	84
Tableau V.8 : Le prix de revient pour les deux cas.....	87
Tableau V.9 : Calcul de chiffre d'affaire pour les deux cas.....	88

Tableau V.10 : Calcul de chiffre d'affaire limite pour la station de concassage fixe.....	89
Tableau V.11 : Calcul de chiffre d'affaire limite pour la station de concassage mobile..	89
Tableau V.12 : Calcul de la marge bénéficiaire.....	89
Tableau V.13 : Marges bénéficiaire de chaque actions et scénarios pour le critère de Laplace.....	91
Tableau V.14 : Marges bénéficiaire de chaque actions et scénarios pour le critère de Maximax.....	92
Tableau V.15: Marges bénéficiaire de chaque actions et scénarios pour le critère de Maximax.....	93
Tableau V.16: La priorité de chaque actions pour chaque critère.....	94

Introduction générale

L'unité d'El Hachimia est l'une des plus grandes unités de l'Entreprise Nationale des Granulats (ENG), sa production en matériaux de construction (granulats) s'élève à plus d'un million de tonnes par an. La position stratégique de cette unité permet de satisfaire une production des granulats pour différentes usages (routes, chemins de fer et béton hydraulique). Vu que les réserves exploitables restantes de l'ancien site (El Hadjeb) sont en voie d'épuisement, l'entreprise a projeté l'exploitation d'un nouveau site de calcaire (Koudiet El Khecheba) destiné pour la production des agrégats, voisine de l'ancien site d'El Hadjeb.

Cette étude a pour but d'une part, de décrire le rythme de l'exploitation au niveau de la carrière de Koudiet el Khecheba. D'autre part, de réaliser une étude économique comparative pour la prise de décision concernant le choix entre l'utilisation de la station de concassage fixe (déplacement de la matière première vers l'ancien site) ou d'acheter une station de concassage mobile.

A cet effet, pour réaliser notre projet, cinq chapitres vont être traités :

- Un premier chapitre, est consacré à la présentation de l'unité d'El HACHIMIA, sa situation géographique, ainsi que le cadre géologique de la zone d'étude ;
- Le deuxième chapitre traite les caractéristiques du massif rocheux, en particulier la matrice rocheuse qui constitue le gisement de KOUDIET EL-KHECHBA ;
- Le troisième chapitre comporte le processus technologique d'exploitation du gisement.
- Un quatrième chapitre, présente l'organisation et le dimensionnement de matériels consacré à l'exploitation de la carrière ;
- Un cinquième chapitre, l'identification des coûts de l'exploitation et le choix de l'action à prendre on se base sur des critères économiques, afin de prendre la meilleure décision.

Chapitre I :

Présentation du site

I.1. Historique

L'entreprise nationale des Granulat « ENG » est une société par actions (SPA) dotée d'un capital social de trois milliards de dinars, elle fait partie du groupe industriel ManadjamELDjazair « MANAL ».

Son patrimoine est constitué de [20]:

- Neuf (09) carrières des granulats réparties sur le territoire national ;
- Une usine de carbonate de calcium à El-Khroub (wilaya de Constantine) ;
- Trois carrières pour la production des pierres ornementales ;
- Un laboratoire central pour le contrôle de la qualité des produits de l'entreprise.



Figure I.1 : Les neuf (09) carrières des granulats réparties sur le territoire national [20].

I.2. Présentation de l'entreprise

L'unité d'El-Hachimia est l'une des neuf unités de l'entreprise nationale des granulats (ENG), elle est chargée de la gestion des activités de production, de commercialisation et de développement des granulats de différents types de dimensions qui sont [20] :

- Sable : 0/4mm à pourcentage de fines contrôlé ;
- Gravillon : 4/8 mm, 8/16 mm, 16/25 mm ;
- Cailloux (ballast) : 25/40 mm, 25/50 mm ;

- Gravier concassé NT : 0/20 mm, 0/25 mm, 0/31.5 mm, 0/40 mm.

L'entreprise est gérée par un directeur assisté par différents services présentés par l'organigramme ci-dessous [20] :

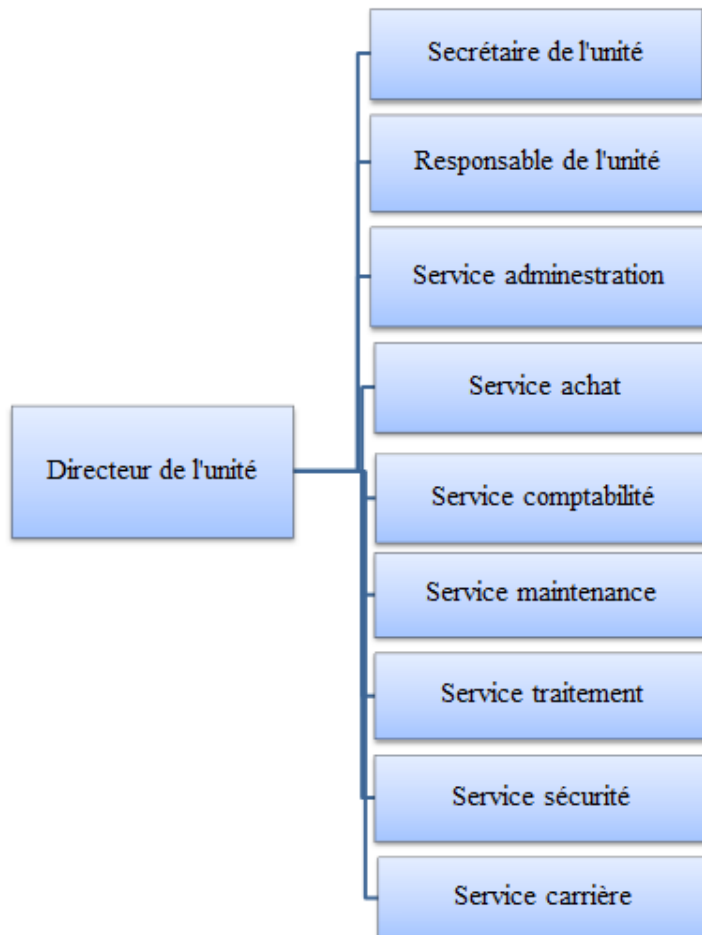


Figure I.2 : Organigramme actuel de l'ENG, unité d'El Hachimia [20].

I.3. Situation géographique

La zone d'étude fait partie de la wilaya de Bouira qui est située dans la partie centrale du Nord de l'Algérie. Elle est limitée au Nord par les wilayas de Boumerdes et Tizi-Ouzou, au Sud par celle de M'Sila, à l'Ouest par celle de Blida et Média et à l'Est par celle de Béjaïa et Sétif.

La carrière Koudiet Khecheba se trouve à 7 km environ de l'unité d'El Hachimia, et de 18 km au Sud du chef-lieu de la wilaya de Bouira. [20]

Tableau I.1: Coordonnées des périmètres selon la projection UTM fuseau 31. [20]

Point	UTM FUSEAU 31	
	X	Y
1	581500	4007400
2	582000	4007400
3	582000	4007000
4	581500	4007000

- Superficie du périmètre : 20 ha ;

**Figure. I.3 :** Carte de situation géographique de la zone d'étude (site vierge) [20].

I.4. Géologie du gisement

I.4.1. Géologie régionale

Le territoire de la zone d'étude constitue la porte vers les hauts plateaux qui servent de zone intermédiaire entre l'Atlas Saharien au Sud et le plissement Tellien au Nord.

Ce sont les dépôts triasiques, jurassiques, crétacés, néogènes et quaternaire qui prennent part à la constitution géologique régionale dont la description se fait de bas en haut [20] :

I.4.1.1. Le trias

Il a une extension limitée à l'Est du territoire (au Sud-Est de Sour El Ghozlane), il est représenté par des argiles, quartzites et grès quartzeux renferment du gypse.

I.4.1.2. Le jurassique

I.4.1.2.a. Jurassique inférieur

Il constitue la chaîne du Djurdjura, la coupe offre deux complexes lithologiques :

Le complexe inférieur (plies en bachien) constitué de calcaires argileux à quartz et à marnes.

- Le complexe supérieur (toarcien) constitué par des marnes et des calcaires.

I.4.1.2.b. Jurassique moyen

Il est représenté par :

- Le callovien : Constitué par des grès, des aleurolithes et des argiles.

I.4.1.2.c. Jurassique supérieur

- L'oxfordien : La coupe offre trois niveaux :
 - ✓ L'inférieur : formé par des calcaires, des aleurithes et des argiles ;
 - ✓ Le moyen : formé par des calcaires ;
 - ✓ Le supérieur : formé par des grès, des argiles, des dolomies et des aleurolithes.

A l'exception des grès sous-jacents, les dépôts des niveaux supérieur et moyen se rattachent à la formation des argiles de Saida.

- Le kimméridgien: Il est constitué par des dolomies et des grès.

I.4.1.3. Le crétacé

Le crétacé est représenté par des dépôts marins représentés par une alternance de marnes grises, de grès gris foncé, de calcaires et localement par des schistes argileux et de gypse.

I.4.1.4. Néogène

I.4.1.4.a. Miocène

Il est formé par des conglomérats, des grès, des argiles, des calcaires, et des sables.

I.4.1.4.b. Pliocène

Ses dépôts sont largement développés dans la région étudiée. Il est représenté par des conglomérats, des roches calcaires (croute calcaire) constituées de carbonates de calcium avec un mélange de matériau sableux et caillouteux.

I.4.1.5. Quaternaire

Ses dépôts sont développés principalement dans les vallées des oueds, des ruisseaux et sur les plaines, ils sont représentés par des formations alluviales telles que les limons argileux et sableux, des sables argileux, des galets et des conglomérats.

I.4.2. Géologie local

A travers les résultats des travaux d'exploration du site, et aussi à travers les études géologiques ainsi que les analyses géochimiques des carottes, il ressort que la majeure partie du périmètre est rattaché au albo-aptien composée par des calcaires massifs arrangés en couches dont l'épaisseur varie de six à dix mètres alternant parfois (en deux niveaux) avec des passées de calcaires marneux dont l'épaisseur varie de un à trois mètres. [20]

I.4.2.1. Les formations albiennes et néocomienne

Il s'agit de la majeure partie des formations lithologiques constituant le périmètre à exploiter et étudié.

Les couches du gisement ont un pendage de 10° à 15° vers le Sud-Ouest et le Sud constituant ainsi le noyau d'un anticlinal d'axe orienté vers le Sud-Ouest – Nord Est.

Il n'y a pas de discontinuité stratigraphique à l'image de la succession continue des formations qui affleurent dans la partie Sud-Est du périmètre. [20]

I.5. Le climat

La région est soumise à un climat de type méditerranéen, caractérisé par un été chaud et sec (+40° C en Aout) et un hiver rude relativement humide (parfois -3°C décembre-janvier). [20]

I.6. Le réseau hydrographique

La wilaya de Bouira renferme d'importantes ressources en eau. Elle est traversée par des bassins versants importants dont l'apport moyen annuel est de l'ordre de 561 millions de m³ constituée par [20]:

- Bassin versant d'Isser : 135 million de m³/ an ;
- Bassin versant Sahel Soummam : 380 million m³/ an ;
- Bassin versant du Hodna : 35 million m³/ an ;
- Bassin versant Humus : 11 million m³/ an.

I.7. Hydrogéologie

A l'échelle du périmètre étudiée et dans les sondages réalisés aucune manifestation hydrogéologique n'a été décelée. [20]

Chapitre II :
Caractéristiques du
massif rocheux

II.1. Introduction

La structure d'un massif a une influence directe sur le tir. Elle détermine tout d'abord, la taille des blocs in situ, elle conditionne la mise en œuvre du tir (foration et plan de tir), le fonctionnement même de l'énergie explosive et sa transmission au massif, et peut occasionner des problèmes de stabilité au niveau des gradins pendant et après l'exploitation d'une mine et/ou carrière. D'où la classification des massifs rocheux pour tous projets miniers est une tâche primordiale.

II.2. Massif rocheux

Formés d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes et qu'à différentes échelles, du « micro » ou « macro », les massifs rocheux sont des structures très complexes. Ils sont assimilés à un assemblage de blocs appelés matrice rocheuse lesquels sont délimités par des discontinuités constituées de fissures, de fractures ou de failles ou encore de limites stratigraphiques. En règle générale, on considère la succession suivante [11]:

Minéraux considérés comme éléments de base, postulés non-affectés de discontinuités ;

- Matériaux rocheux constitués de minéraux séparés par les micros discontinuités ;
- Massif rocheux constitués de matériaux rocheux séparés par les macros discontinuités.

Les caractéristiques d'un matériau à une échelle donnée dépendent de celles des constituants et de celles de discontinuités.

II.3. Matrice rocheuse

Le comité français de mécanique des roches (CFMR-MMR [2000]) définit la roche comme étant (un assemblage de minéraux qui acquièrent des liaisons plus ou moins fortes au cours de leur histoire géologique). [21]

II.4. Discontinuité

Le terme discontinuité est utilisé pour désigner toute surface qui interrompt physiquement la continuité d'une matrice rocheuse et de ses propriétés mécaniques, hydrauliques et thermiques. Cette surface en générale assimilable, sur une certaine étendue, à un plan. [52]

II.4.1. Types de discontinuités

Les principales discontinuités présentent dans les massifs rocheux sont [56]:

II.4.1.1. Joints de stratification

Ils sont plus au moins réguliers séparant les strates. Ils créent une interface de deux matériaux rocheux et ces derniers peuvent être soulignés comme de minces dépôts argileux ou schisteux favorisant le glissement.



Figure II.1 : Exemple d'une stratification [30].

II.4.1.2. Diaclases

Elles correspondent à une rupture de type fragile. Elles peuvent être liées à une diagenèse et au retrait de la roche pour certains ou d'origine tectonique pour d'autres. Quoiqu'il en soit, dans les roches stratifiées, les diaclases se présentent pratiquement toujours sous la forme de deux familles orthogonales entre elles et perpendiculaires aux plans de stratifications. Les diaclases découpent ainsi des éléments parallélépipédiques facilitant les chutes de blocs.

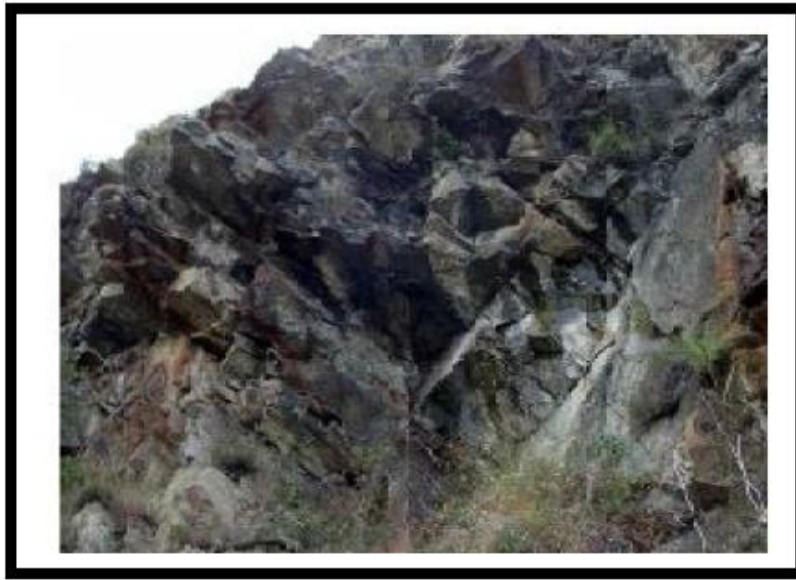


Figure II.2 : Exemple d'une diaclase [30].

II.4.1.3. Faille (fracture)

Ce sont des surfaces de rupture générées par les effets de cisaillement issus des contraintes de compressions (failles inverses ou normales selon l'orientation des contraintes principales...) ou par traction. Le déplacement des lèvres de la rupture (le rejet) peut avoir une amplitude nulle ou atteindre plusieurs kilomètres.



Figure II.3 : L'exemple des failles [12].

Il est évident que la genèse de la faille va dépendre d'état de fracturation des épontes (masses rocheuses de part et d'autre de la fracture).

II.4.1.4. Plis

Le pli est le résultat de la flexion d'une strate rocheuse sous l'effet d'une force tectonique ou d'un mouvement.



Figure II.4 : Exemple d'un pli [55].

II.4.1.5. Schistosité

Elles résultent de la réorientation des minéraux constitutifs dans une direction perpendiculaire à celles des contraintes de compression auxquelles le massif a été soumis.



Figure II.5 : Exemple d'un plan de schistosité [30].

Les discontinuités sont généralement des lieux de grande déformabilité, où la rupture est plus facile et où l'eau circule plus facilement. Elles transforment l'état de contrainte du massif à leur proximité. [39]

Dans notre cas on trouve des calcaires massifs avec filonet de calcite ainsi que des marneux calcaires comme caractéristique structurale du gisement de Koudiet El-Khechba. Voir la figure ci-dessous :

Foré (m)		recupération %	diamètre mm	lithologie	Description	n° C	chimie (%)	Aperçue	niveau d'exploitation (m)
De	A								
0.0m	0.7m	100	89	[Diagramme de lithologie]	Terre végétale	01		[Image]	
0.7m	2m				calcaire gris massif				
2m	5.0m				calcaire compact, gris foncé, massif, très lamellé				
5.0m	8.0m	100	79	[Diagramme de lithologie]	calcaires gris compacts, massif, avec filonnet de calcite	02		[Image]	
8.0m	10m				marnes calcaires avec filonnet de calcite				
10m	12m	100	79	[Diagramme de lithologie]	marnes calcaires avec filonnet de calcite	03		[Image]	

Figure.II.6 : Caractéristiques structurale du gisement de Koudiet El-Khecheba [50].

II.4.2. Influence des discontinuités dans le comportement d'un massif rocheux

Influence des discontinuités dans le comportement d'un massif rocheux est [56]:

De découper la roche en plaque, blocs et coins (libres de tomber et de bouger) ;

- D'agir comme plan de faiblesse pour le glissement ;
- De faciliter l'écoulement d'eau et créer des réseaux d'écoulement ;
- D'entraîner de grandes déformations ;
- De changer la distribution et l'orientation des contraintes.

II.5. Caractéristiques du massif rocheux

La principale caractéristique d'un massif rocheux est d'être hétérogène, ce qui vient compliquer la conception et la réalisation d'un plan de tir. Cette hétérogénéité va affecter la structure du massif, en fonction des contraintes tectoniques subies (présence de discontinuités) et de sa nature lithologique. Ainsi, la caractérisation d'une carrière à grande échelle passe par l'étude de l'hétérogénéité et de la fracturation du massif. [6]

II.5.1. Caractéristiques physico-mécaniques des roches

Les propriétés physico-mécaniques et technologiques des roches ont une grande influence sur la stabilité des terrains. Parmi les propriétés physiques, les plus importantes sont : la masse volumique, la porosité et l'humidité. Les propriétés mécaniques sont : la résistance à la compression et la résistance à la traction. [40]

II.5.1.1. Caractéristiques physiques des roches

Pour déterminer les caractéristiques physiques de la roche au niveau de Koudiet El-Khechba 20 échantillons sont prises.

II.5.1.1.a. Porosité

C'est le rapport en du volume des vides au volume total de l'échantillon (voir la norme NF P94-419-3). [47]

$$\omega = \frac{V_v}{V_t} \times 100$$

Où :

- V_v : volume des vides (cm^3) ;
- V_t : volume total de l'échantillon (cm^3).

La porosité ω varie entre 1,15 à 4,24 %.

II.5.1.1.b. Masse volumique

C'est la masse totale de la matière (grain + l'eau) contenue dans l'unité de volume. Soit sa formule [46] :

$$\rho = \frac{M}{V}$$

Où :

- ρ : masse volumique (g/cm^3) ;
- M : masse totale de l'échantillon (g) ;
- V : volume totale de l'échantillon (cm^3).

Dans notre cas, la masse volumique varie de $2,51 \text{ g}/\text{cm}^3$ comme valeur minimale et de $2,65 \text{ g}/\text{cm}^3$ comme valeur maximale. Soit la valeur moyenne est de l'ordre de $2,6 \text{ g}/\text{cm}^3$.

II.5.1.1.c. Teneur en eau

C'est le pourcentage d'eau contenant l'échantillon à son état naturelle. Pour déterminer la valeur de la teneur en eau, elle égale au rapport entre la perte de poids d'une éprouvette de roche maintenue à 105° pendant 24 h et son poids initial(voir la norme NF P94-419-1) .Elle est exprimé par :

$$W = \frac{M_0 - M_d}{M_d} \times 100, \%$$

Où :

- M_0 : la masse de l'échantillon avant séchage en (g) ;
- M_d : c'est la masse de l'échantillon après séchage (g).

Dans notre cas, l'absorption d'eau varie de 0,44% comme valeur minimale et de 1,77% comme valeur maximale. Soit la valeur moyenne est de l'ordre de $W = 0,95\%$.

II.5.1.1.d. Degré de saturation

Il est un rapport entre un volume poreux occupé par l'eau et le volume total des vides, exprimé en % par la formule suivante [32] :

$$S_r = \frac{V_w}{V_v} \times 100$$

- V_w : le volume de l'eau en m^3 ;
- V_v : le volume des vides en m^3 .

II.5.1.1.e. La dureté

La dureté est la caractéristique d'un matériau à résister à une déformation permanente. La relation qui donne la dureté de la roche est celle du professeur PROTODIAKONOV est la suivante [55]:

$$f = \frac{R_c}{100}$$

- R_c : la résistance à la compression simple.

II.5.1.1.f. L'abrasivité

L'abrasivité mesure l'abrasion de la roche par rapport à d'autres matériaux, ex. acier. L'abrasivité est fortement influencée par le pourcentage de quartz dans la roche. Une forte

teneur en quartz entraîne une plus grande abrasivité. L'abrasivité est mesurée par des essais, ex. l'essai de Cerchar qui donne l'indice d'abrasivité Cerchar (IAC). [55]

II.5.1.2. Caractéristiques mécaniques des roches

II.5.1.2.a. Résistance en compression

La résistance en compression est la résistance qu'oppose une roche à la rupture lorsqu'elle est soumise à une sollicitation de compression. Elle est définie par la résistance en compression qui correspond à la contrainte normale maximale supportée par la roche, sa valeur numérique est obtenue suivant cette équation. [31]

$$\Sigma n = \frac{F_{\max}}{A}$$

- F_{\max} : la force maximale atteinte au cours de l'essai en KN ;
- A: la section de l'éprouvette en mm^2 .

Tableau II.1 : Classes des roches et détermination de leur résistance à la compression. [2]

classes	Valeurs de σ_c en MPa	Description de la résistance
Rc1	$\sigma_c > 200$	Extrêmement élevée
Rc2	$100 < \sigma_c < 200$	Très élevée
Rc3	$50 < \sigma_c < 100$	élevée
Rc4	$25 < \sigma_c < 50$	Moyenne
Rc5	$5 < \sigma_c < 25$	Faible
Rc6	$1 < \sigma_c < 5$	Très faible
Rc7	$\sigma_c < 1$	Extrêmement faible

Dans notre cas, les caractéristiques de résistances à la pression sont portées sur les résultats d'essais sur 6 échantillons.

Tous les échantillons de calcaire principal, ont une résistance à 87,4 MPa.

Les normes de calcaires pourront être utilisé, suivant la fabrication des agrégats jusqu'à la classe de résistance de 40 MPa. [47]

Le tableau ci-après présente les valeurs moyennes et les extrêmes de ces essais

Tableau II.2: Les valeurs extrêmes et moyennes de l'essai de compression.

Types de roches	Résultats des essais de la résistance (MPa)		
	Min	Max	Moy
Calcaire	29,4	87,4	53

$\sigma_c = 53$ Mpa donc, la résistance à la compression est élevée.

II.5.1.3. Caractéristiques chimiques

La composition chimique du gisement de Koudiet El-Khechba (El Hachimia) est illustrée dans le tableau suivant [47]:

Tableau II.3: les principales composantes chimiques de la roche du gisement de Koudiet El-Khechba. [47]

ech	SiO ₂	AL ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	Mg	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	P.F
Ech 1	14.94	2.09	1.23	44.39	0.34	0.24	0.17	0.73	35.57
Ech 7	4,95	0,84	2,13	50,89	0,52	0,01	0,04	0,13	40,37
Ech13	10,08	1,98	0,92	46,29	1,58	0,67	0,28	0,24	37,73
Ech19	4,03	0,86	2,17	49,55	1,46	0,27	0,02	0,45	41,09

Le tableau ci-dessus montre les différents éléments qui constituent le calcaire de koudiet El-khechba. On remarque que le CaO est le constituant principal, cela est justifié car il donne naissance à la calcite qui est le minérale dominant de la roche étudié.

II.1.Conclusion

A partir de ce chapitre on peut dire que le massif rocheux n'est qu'un bloc délimiter par différentes types de discontinuité qui affectent sur leurs comportements et leurs caractéristiques physico-mécaniques et chimiques.

Chapitre III :
Processus
d'exploitation à ciel
ouvert

III.1. Introduction

Ce chapitre comporte un exposé détaillé de tous le processus servant généralement l'exploitation à ciel ouvert en commençant par l'ouverture, méthode d'exploitation, chargement et de transport des charges extraites jusqu'à leur préparation mécanique.

III.2. Ouverture du gisement

III.2.1. Généralités

L'ouverture d'un gisement a pour but la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation. Elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitations (préparer le champ à l'abattage). [27]

III.2.2. Choix du mode d'ouverture

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

Généralement l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert répond des facteurs dont les principaux sont : les facteurs géologiques, miniers et économiques.

L'ouverture de la carrière nécessite de réaliser les travaux suivants [27]:

III.2.3. Travaux de découverte

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre stérile de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet (mise à terril). De façon à réduire la dilution du minerai par le stérile, et à faciliter l'abattage. [1]

III.2.4. L'ouverture du gisement Koudiet El-Khechba

Une piste principale aménagée à partir du flanc du gisement permettra d'assurer la jonction entre le niveau 835m de la carrière et le CW 97 menant vers l'unité de l'ENG, EL Hachimia. Cette piste permettra également d'assurer l'évacuation des produits extraits des différents niveaux d'exploitation et l'accès des différents engins de la carrière. [35]

Le schéma d'ouverture du gisement de Koudiet El-Khechba. (Annexe II)

III.2.5. Paramètres technologiques de la piste principale

Les paramètres technologiques de la piste principale sont:

- la longueur de la piste

La longueur de cette piste est évaluée à 500 m entre les deux niveaux précédemment motionnés.

- la pente de la piste

La pente des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité pour les engins du transport de la matière utile des fronts d'exploitation vers l'atelier de préparation mécanique. La réalisation des pistes de circulation des camions pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée, elle ne doit pas dépasser 12 % en ligne droite, avec une variation de 5 à 6% dans les virages. [14]

- la largeur de la piste

La largeur de la piste pour une circulation à double voie est $L = 11$ m. (cas d'étude)

III.2.6. Technologie de creusement de la piste principale

La demi-tranchée d'accès est commencée à partir du niveau 805 m c'est le niveau de la base de carrière jusqu'au sommet du relief, la réalisation de la demi-tranchée se fait par travaux de forage et de tir, on fore des trous de 5 m de profondeur, ces derniers sont chargés par l'explosif et après sont tirés.

Le creusement de la piste principale se passe par les étapes suivantes :

- préparation du sol à creuser (nettoyage par bulldozer) ;
- foration des trous de mines ;
- tir des trous ;
- évacuation des déblais par bulldozer.

On répète à chaque fois ces procédures jusqu'à atteindre le gisement.

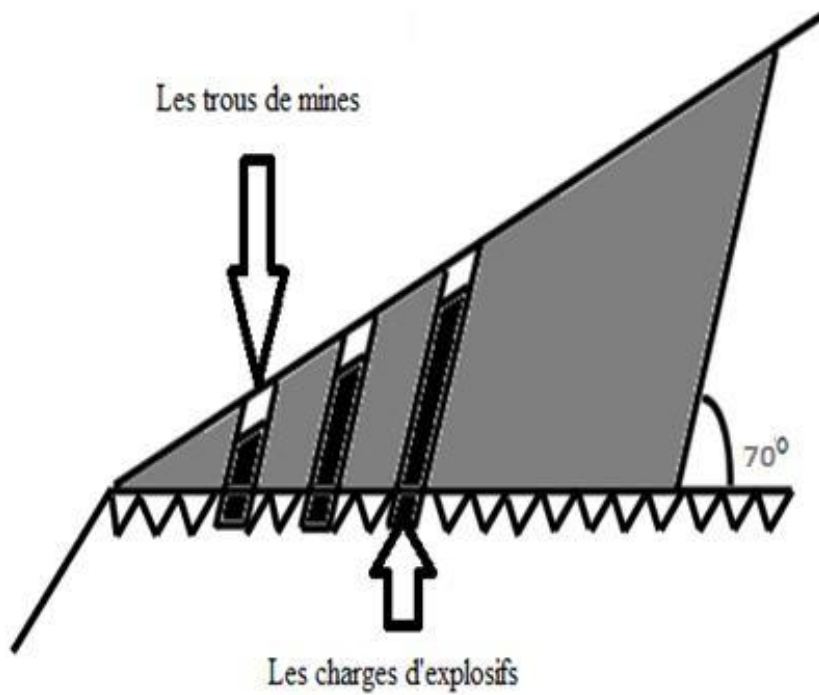


Figure III.1 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 1.

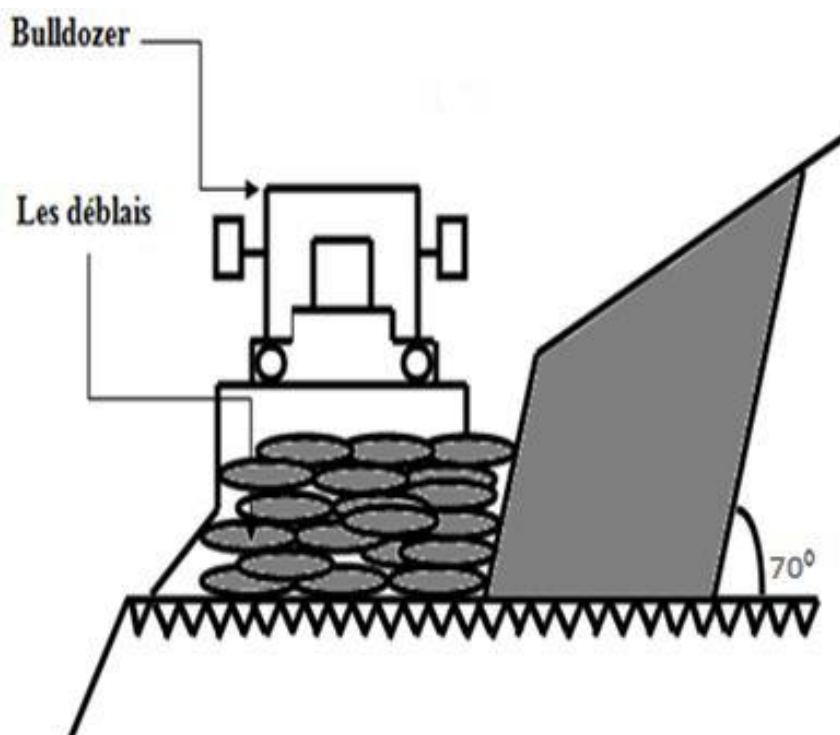


Figure III.2 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 2.

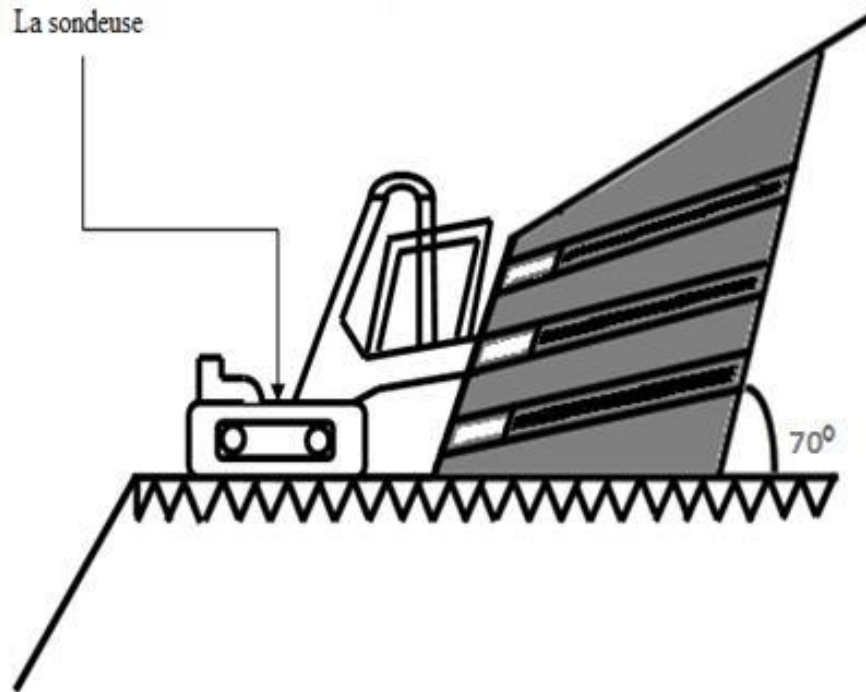


Figure III.3 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 3.

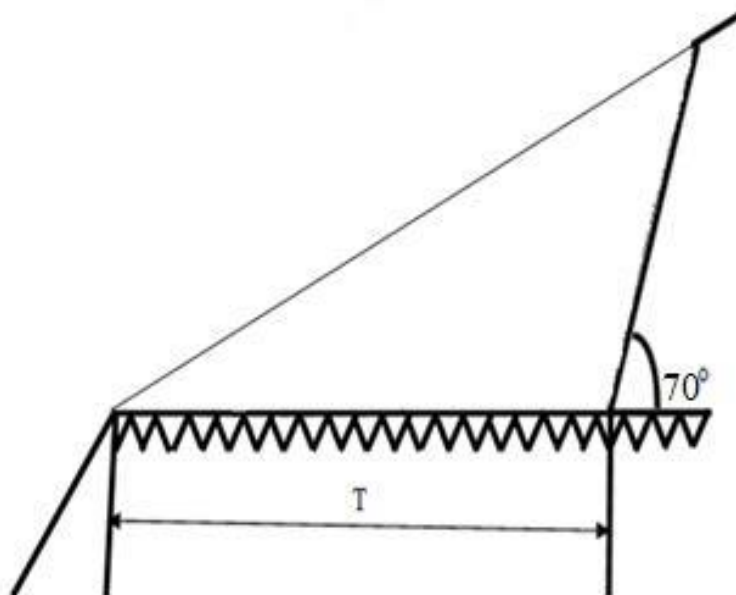


Figure III.4 : Creusement de la demi-tranchée d'accès phase 4.

III.3. Méthode d'exploitation

III.3.1. Généralités

Une méthode d'exploitation est une succession de réalisation des travaux miniers assurant l'extraction de la substance utile en qualité bien réglée et qualifiée dans des conditions rationnelles de l'exploitation des gisements. [27]

Lors du choix d'une méthode d'exploitation, on prend en considération les facteurs suivants [51]:

- La topographie du gisement ;
- La caractéristique géologique du gisement ;
- La qualité et les réserves exploitables du gisement ;
- La production annuelle planifiée par la carrière ;
- Mode d'ouverture du gisement adopté ;
- Des dimensions des engins miniers et de transport ;
- Des mesures de sécurité pour le personnel et pour les engins utilisés.

La capacité et le nombre d'engins mis en œuvre, dépendent du rendement planifié de la carrière. Les paramètres de la méthode d'exploitation sont liées aux dimensions des machines miniers existes ou planifiées.

La méthode d'exploitation choisie prédétermine les principaux paramètres et indices technico-économiques de fonctionnement de la mine.

Les paramètres principaux sont :

- a. La hauteur du gradin ;
- b. La largeur de l'enlevure ;
- c. La largeur de la plate-forme du gradin.

Les indices technico-économiques sont :

- a. La vitesse d'avancement du front ;
- b. La vitesse d'approfondissement de la carrière.

III.3.2. Mode d'exploitation utilisé

D'après les données topographiques et géologiques, l'exploitation du gisement se fait à ciel ouvert de haut vers le bas.

III.3.3. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation

III.3.3.1. Gradins

On appelle gradin une partie du mort-terrain ou du gisement que l'on enlève de manière autonome et qui est desservie par des moyens de transport qui lui sont propres. Un gradin est caractérisé par [9]:

- Leur hauteur;
- Le talus;
- L'angle du talus du gradin;
- Arête inférieure et supérieure du gradin;
- Tranches d'enlevures;
- La largeur des plates-formes de travail supérieure et inférieure.

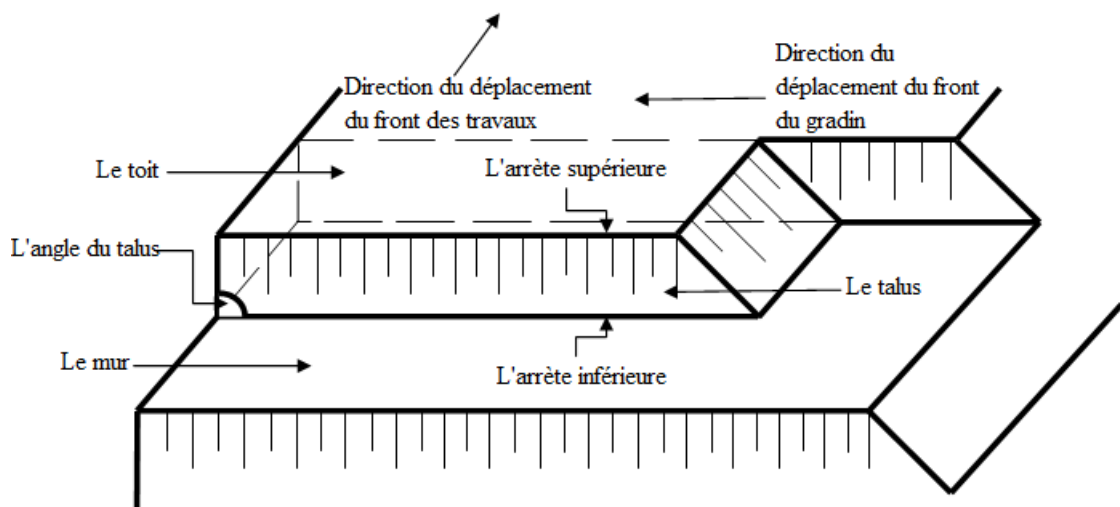


Figure III.5 : Différentes parties d'un gradin.

Un gradin bien dimensionné et de forme idoine présente les avantages suivants [29]:

Le travail se fait plus rapidement;

- La production journalière est plus élevée;
- Le déroulement des travaux est amélioré;

- Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux;
- Le prix de revient se trouve diminué.

III.4. Abattage

L'abattage est l'opération de destruction du massif rocheux jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissible pour que le travail des engins de chargement et de transport soit efficace, ainsi que le traitement mécanique (concassage primaire). [3]

III.4.1. Choix du mode d'abattage

Le choix du mode d'abattage des roches dépend [38]:

Du type de roche, et leur état naturel;

- Des propriétés physico – mécaniques et technologiques des roches;
- De la productivité de l'entreprise minière;
- Des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

On distingue l'abattage par pelle et par excavateur pour les roches tendres, et l'abattage à l'explosif pour les roches dures.

III.4.1.1. Mode d'abattage par pelle et par excavateur

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).

III.4.1.1.a. Mode d'abattage à l'explosif

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

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une dureté supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs dizaine de MPa.

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer [36] :

- 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 explosée avec forme et dimension nécessaires;
- Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement;
- Action sismique minimales pour l'installation au jour et l'environnement;
- Dépense minimale et grande sécurité du travail.

D'après les critères de choix de la méthode d'abattage des roches, le massif du gisement de Koudiet El-Khechba est mieux adapté pour le mode d'abattage à l'explosif.

III.5. Explosifs

Un explosif est une matière industrielle inerte qui, sous l'action d'un choc, du feu, ou des deux combinés, se transforme dans un temps très court en un grand volume de gaz à haute température. [49]

III.5.1. Catégories des explosifs

III.5.1.1. Déflagrant

La déflagration est une combustion explosive se propageant par conductivité thermique. En brûlant, une particule de substance explosive chauffe les particules voisines. Une fois la température d'auto inflammation atteinte, ces particules brûlent à leur tour et chauffent d'autres particules.

Les vitesses de propagation de la déflagration s'établissent de quelques centimètres à plusieurs dizaines de mètres par seconde. Les vitesses dépendent de nombreux facteurs comme la nature de la substance, le mode d'amorçage, le confinement, les conditions ambiantes, etc. [51]

III.5.1.2. Détonant

La détonation est une réaction chimique extrêmement rapide, exothermique et auto entretenue. Cette réaction s'accompagne d'un dégagement en un temps très court d'un

grand volume de gaz chaud couplé à une onde de choc. C'est cette onde de choc qui assure la propagation de la réaction chimique par effet « points chauds ».

Les vitesses de détonation vont de 2000 à 6000 m/s, et varient selon la nature de la substance et les conditions de mise en œuvre. [51]

On dit que l'explosif est brisant lorsque l'effet de l'onde de choc est prépondérant.

On parle d'explosif poussant (ou lent), lorsque l'effet de la détente des gaz est prépondérant (figure III.6).

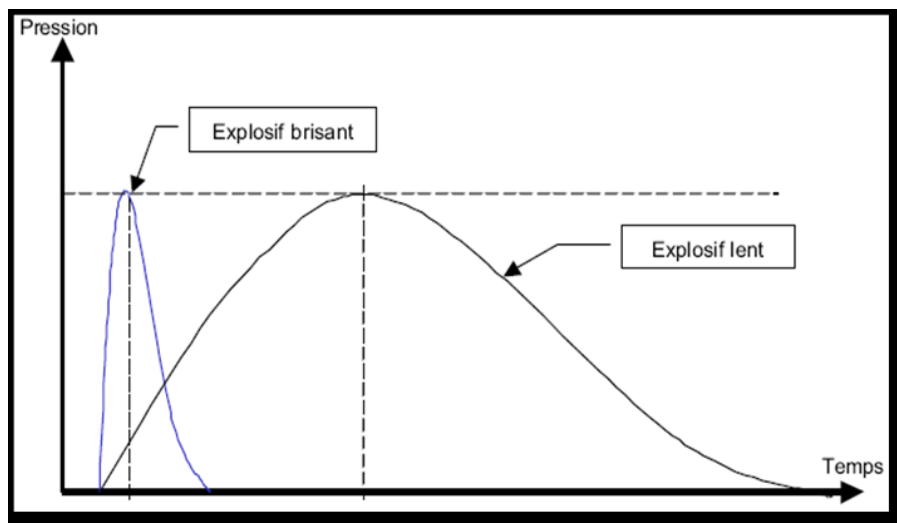


Figure III.6: Courbe de pression supposée pour un explosif brisant et un autre lent [41].

III.5.2. Explosifs utilisés dans les carrières algériennes

Les explosifs utilisés dans les carrières algériennes sont [44]:

III.5.2.1. Explosifs gélatineux

De consistance gélatineuse contenant beaucoup d'huile explosive, ils ne sont pas sensibles à l'eau et conviennent pour les travaux d'abattages des roches dures telles que le calcaire cristallin, les grés durs et les granites. Parmi lesquels on distingue :

- Géonit ;
- Gelanit I ;
- Gelanit II.

III.5.2.2. Explosifs pulvérulents

De consistance poudreuse ne contenant pas ou très peu d'huile explosive, ils sont hygroscopiques. Ils sont recommandés pour les roches tendres à mi-dures. On distingue :

- Marmanit I ;
- Marmanit II ;
- Marmanit III ;
- Anfomil.

III.5.3. Caractéristiques des explosifs utilisés dans la carrière Koudiet El-Khechba

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 [44]:

III.5.3.1. Marmanit II

Pour la charge de pied avec :

- Explosif à base de nitrate d'ammonium ;
- Sensibilisé au moyen d'un explosif brisant ;
- De couleur grise ;
- Aspect pulvérulent ;
- Considéré comme un explosif de sûreté ;
- Sensible à l'eau ;

III.5.3.1.a. L'utilisation

Utilisée dans les régions sèches, elle est adaptée aux terrains à roches tendres ou de dureté moyenne.

III.5.3.2. Anfomil

Pour la charge de colonne avec :

- Couleur blanche rose;
- Aspect pulvérulent;

- Il est amorcé au moyen de cordeaux détonants;
- Peu sensible aux actions mécaniques;
- Considéré comme explosif de sûreté;
- Très facile à manipuler;
- Mauvaise résistance à l'eau ;
- Sa vitesse de détonation diminue avec le diamètre des trous.

III.5.3.2.a. L'utilisation

Cet explosif est particulièrement recommandé en milieu sec pour des terrains à roches tendres et des travaux à ciel ouvert.

Tableau III.1 : Les principaux caractéristiques de l'Anfomil et de la Marmanit II. [44]

L'explosif utilisé	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
Dimensionnement et conditionnement	En cartouche			En sac de 25 Kg
	Diamètre (mm)	Longueur (mm)	Poids (Kg)	
	80	500	2,5	

III.5.4. Effets des ondes de chocs dans un massif rocheux

Le mécanisme général de fragmentation des roches à l'aide d'explosifs peut se résumer à l'enchaînement des phénomènes suivants décomposition de la matière explosive en gaz à haute pression et haute température, propagation d'ondes de contrainte dans le massif,

rupture ou endommagement de la roche, détente des gaz à travers les zones de fragilité créées, ouvrant de manière franche des fissures et finalement, la mise en mouvement et l'éjection des fragments de matériaux.

Lors de la détonation d'une charge dans un massif rocheux, la propagation de cette onde s'accompagne de phénomènes irréversibles qui permettent de définir trois zones [35]:

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

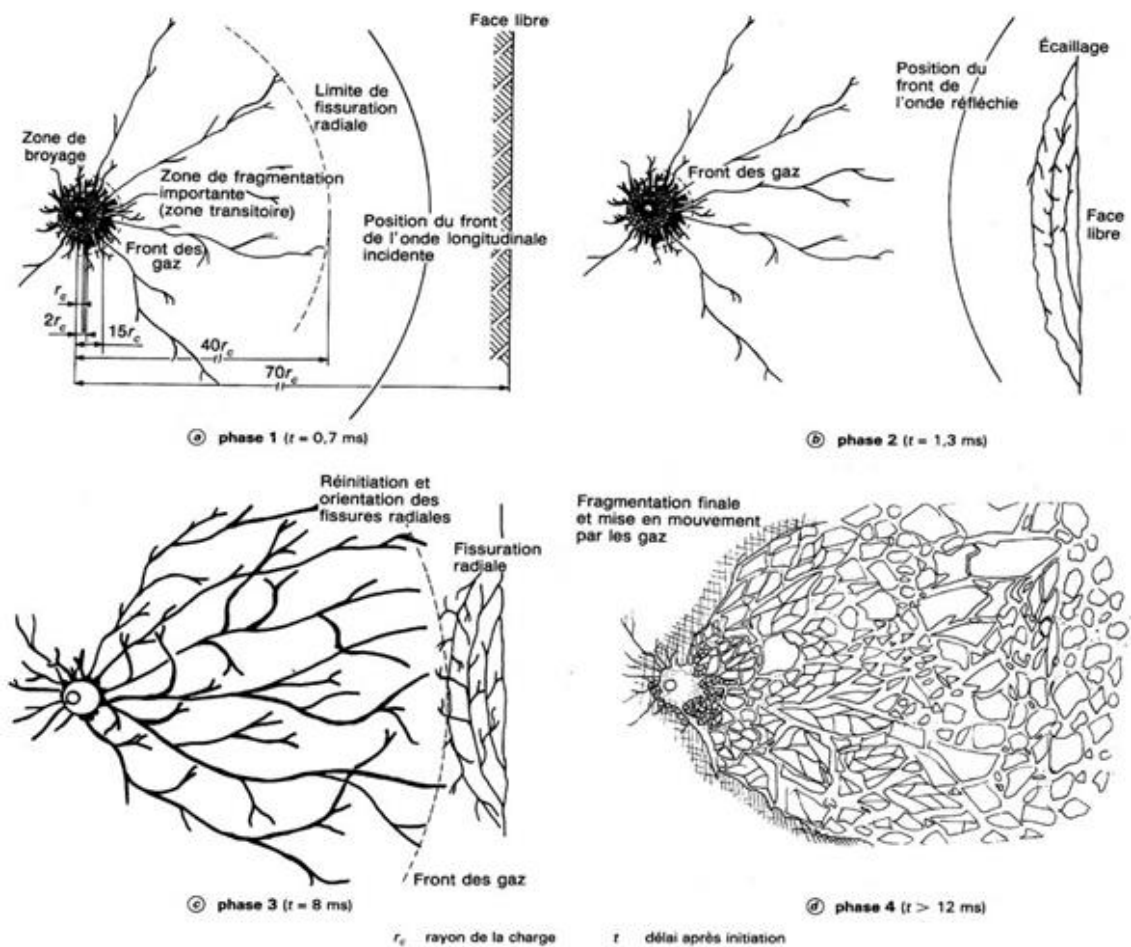


Figure III.7 : Développement de la fissuration et de la fracturation [8].

III.5.5. Accessoires de tir

Les accessoires du tir sont fondamentaux dans la réussite d'un tir parmi lesquelles on peut citer [44]:

III.5.5.1. Détonateurs

III.5.5.1.a. Détonateurs électriques

- Détonateurs électriques instantanés (DEI) ;
- Détonateurs électriques micro-retard (DMR) :
 - 12 numéros ;
 - Temps de retard 20 millisecondes de 20 à 240 millisecondes ;

III.5.5.1.b. Les cordons détonants

Le cordon détonant fabriqué par l'ONEX est très brisant, sa vitesse de détonation est supérieure à 6500 m/s, sa résistance à la rupture dépasse les 40 Kg/24 h.

L'ONEX fabrique le cordon 10 g/m, 12 g/m, le 20 g/m et le 40 g/m.

III.5.5.1.c. Fil de tir

L'ONEX produit le fil électrique de tir de diamètre 0.6 mm gainé par du P.V.C antistatique.

III.6. Conception d'un plan de tir

La conception générale d'un tir doit prendre en compte les principes théoriques, qui sont principalement [22]:

- l'adaptation de l'explosif au massif (afin d'optimiser l'énergie transmise dans ce milieu connexe);
- la création d'un maximum de faces libres afin de faciliter les réflexions d'ondes de contraintes qui créent la fissuration.

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître ou de définir.

Avant d'entreprendre la conception, il faut :

1. Bien définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts ;
2. Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche, l'hydrogéologie et les hétérogénéités) ;

3. Bien connaître les possibilités complètes des matériels disponibles à l'amont du tir pour la foration, ainsi qu'à l'aval, pour le chargement et dans certains cas, le concasseur (ce dernier point devrait constituer un objectif technique, à cause de sa limite d'ouverture) ;
4. Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles: leur densité, leur énergie (si possible mesurée sous l'eau), leur résistance à l'eau ;
5. Préciser les contraintes de l'environnement (distance des installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

Ces cinq éléments recensés ci-dessus permettent de choisir, parmi les paramètres de base du tir :

- Le diamètre de foration;
- La nature de l'explosif;
- Les conditions géométriques (hauteur du front, faces libres);
- Le nombre de rangées.

Dans les chantiers en exploitation, les paramètres précédents sont déjà fixés; par contre, chaque fois qu'une seule donnée du chantier est modifiée tout peut être remis en cause avec profit.

Ensuite il faut déterminer par des calculs ou des considérations plus approfondies les conditions de tir liées aux paramètres de base en gardant néanmoins en mémoire les objectifs et les contraintes d'environnement.

Ce sont:

- la banquette;
- l'amorçage (fond de trou, latéral, énergie et pression de détonation);
- la séquence d'initiation des différents trous.

On notera que les objectifs techniques, économiques et l'environnement interviennent encore dans les conditions de sautage.

En outre, des paramètres secondaires sont à prendre en considération:

- Rapport banquette/espace (rapport de maille);

- sur-profondeur de foration;
- bourrage.

III.6.1. Détermination des paramètres du plan de tir

Nous reprenons dans l'ordre présenté ci-dessous comment choisir ou déterminer les paramètres d'un tir plans de tir.

III.6.1.1. Diamètre du trou « ϕ_t »

Le diamètre du trou doit être choisi en fonction des objectifs du tir et des conditions d'abattage.

Un diamètre de charge plus grand a pour conséquence une vitesse de détonation plus élevée et donc plus stable. Ceci favorise un rendement meilleur de l'énergie qui aide à la fragmentation du massif. Cependant, cela peut conduire aussi à une distribution moins efficace de la charge, due à une longueur de bourrage assez importante. En outre, dans le cas où le massif est assez fracturé, une grande maille, conséquence d'un diamètre plus grand, n'arrivera pas à effectuer la fragmentation désirée. [37]

III.6.1.1.a. Choix du diamètre du trou « ϕ_t »

Le choix du diamètre du trou dépend aussi des certaines données à savoir [42]:

- L'environnement: le niveau de vibration et de bruit dépend de la charge (qui dans la plupart des cas est celle d'un diamètre du trou de mine).
- La structure du massif qui a un effet fondamental sur la granulométrie, donc qui influencera directement sur le choix du diamètre de sondage.
- L'engin de chargement qui nécessite un type de fragmentation et de foisonnement pour bien fonctionner.
- La nature de l'explosif qui peut par exemple avoir une vitesse de détonation plus élevée lorsque le diamètre augmente.
- La hauteur du front à abattre: l'abaque ci-dessous permet d'évaluer la zone favorable entre le diamètre de foration des trous et la hauteur du front à abattre.

Pour une hauteur de 15 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 76/178mm.

Dans notre cas d'étude, le diamètre choisit pour la foration des trous est de l'ordre de 105mm (matériel déjà existant au niveau de l'entreprise).

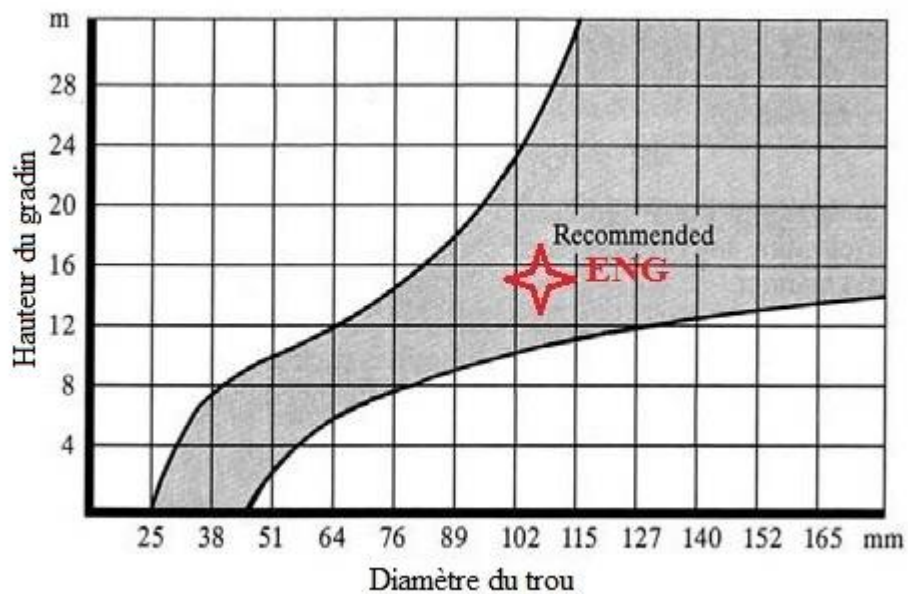


Figure.III.8 : Choix du couple diamètre-hauteur de front [13].

III.6.1.2. L'inclinaison du trou « β »

L'inclinaison du trou est un paramètre très intéressant pour déterminer le bon foisonnement de la roche. La réglementation minière limite 10° à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. On prend l'inclinaison de 10° pour notre cas. Les avantages obtenus portent sur [18]:

- 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.

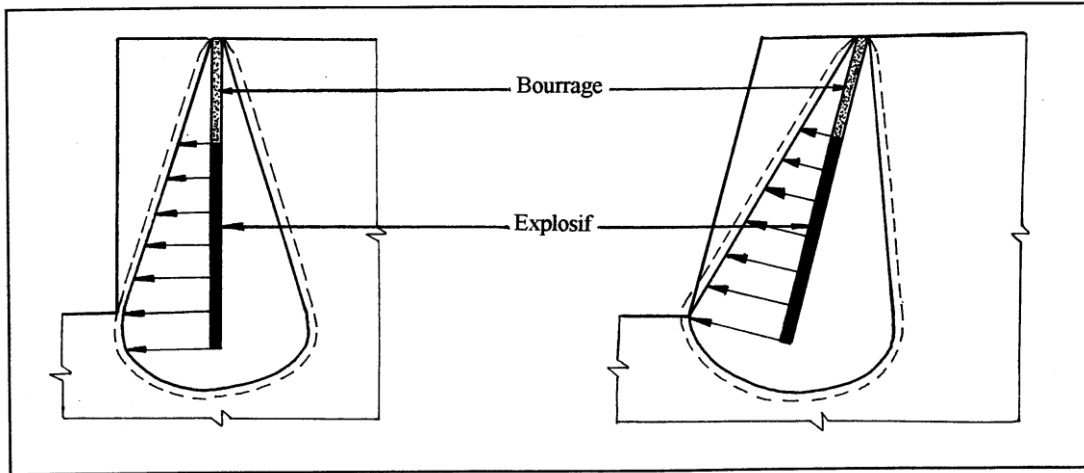


Figure III.9: Comparaison schématique de l'action probable des forces dans le pied d'un minage profond en vertical et avec inclinaison [41].

III.6.1.3. Banquette maximale « B_{\max} »

Elle correspond à l'épaisseur de la tranche à abattre et elle dépend des objectifs technico-économiques.

Elle varie proportionnellement à l'énergie ou la Puissance de la charge et du diamètre.

La règle dite de LANGEFORS propose une relation linéaire entre la banquette maximale admissible et le diamètre de foration.

La banquette maximale est déterminée par la formule suivante [13]:

$$B_{\max} = \frac{\varnothing_t}{34} \times \sqrt{\frac{P \times s}{\bar{c} \times f \times (E/B)}} ; (m)$$

- B : banquette maximale admissible (m) ;
- \varnothing_t : Diamètre de foration (dans notre cas il est de l'ordre de 105 mm) ;
- P : densité de chargement (kg/m^3) ;
- S : strength de l'explosif (sans dimension), pris pour l'explosif en pied (car le cisaillement du pied est le travail le plus difficile) ;
- c : constante de roche (kg/m^3) ;
- f : facteur de contrainte ;
- E/B : rapport écartement sur banquette.

➤ Densité de chargement P

La densité de chargement est la densité de l'explosif, à laquelle on peut introduire un facteur correctif dans le cas de l'utilisation de cartouches. Dans le cas d'un chargement à plusieurs types d'explosifs, on se référera au chargement utilisé pour le cisaillement du pied, opération la plus difficile dans l'abattage. Dans notre cas, le chargement du pied est réalisé avec des cartouches de marmanite II, de diamètre ($\varnothing_c = 80$ mm) avec une densité de $1,05$ (g/cm^3)

La densité de chargement est donc donnée par : (d : densité de l'explosif)

$$P = d \times \left(\frac{\varnothing_c}{\varnothing_t} \right)^2$$

$$P = 1,05 \times \left(\frac{80}{105} \right)^2$$

$$P = 0,61 \text{ kg/m}^3$$

➤ Strength de l'explosif (s)

Le strength est un coefficient relatif à l'explosif, il est de l'ordre de 82 % pour le marmanit II.

➤ Constante de roche

La constante de roche introduit un paramètre correspondant au massif rocheux et sa géologie.

$$\bar{c} = c + 0,05$$

Avec :

- \bar{c} : Correction de la résistance au tirage de la roche, pour une roche très jointée.
- C : résistance au tirage : quantité d'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche, (pour le calcaire, $C = 0,4 \text{ kg/m}^3$).

$$\bar{c} = 0,4 + 0,05$$

$$\bar{c} = 0,45 \text{ Kg/m}^3$$

➤ Facteur de contrainte (f)

Le facteur de contrainte introduit une correction en fonction de l'inclinaison donnée au trou. L'inclinaison du trou est un paramètre secondaire relativement indépendant. Cela peut permettre une meilleure sortie du pied, une meilleure fragmentation en tête et une diminution des effets arrière. L'inclinaison du trou est décidée selon l'allure du front et selon les possibilités de la machine de foration. L'inclinaison retenue de 9° se situe dans un intervalle dans lequel la machine dévie a priori peu.

Tableau III.2: Valeurs du facteur de contrainte f, en fonction de l'inclinaison des trous. [24]

L'angle β (°)	0	10	20	30
F	1	0,95	0,90	0,85

Dans notre cas $\beta = 10^\circ$, donc $f = 0,95$.

➤ Rapport écartement sur banquettes E/B

Les calculs proposés par Langefors et Kihlström font intervenir le rapport entre l'espacement et la banquettes, rapport E/B. Ils conseillent de le prendre compris entre 1 et 1,5. Pour notre calcul, la valeur de 1,25 a été choisie.

On constate expérimentalement que ce rapport influence la fragmentation obtenue [13]:

Un E/B proche de 1 va avoir tendance à produire des blocs, tandis qu'un E/B de 1,5 fournira une fragmentation plus fine, la valeur de 1,25 retenue devant engendrer une fragmentation régulière.

Alors :

$$B_{\max} = \frac{\varnothing_t}{34} \times \sqrt{\frac{P \times s}{\bar{c} \times f \times (E/B)}} ; (\text{m})$$

$$B_{\max} = \frac{105}{34} \times \sqrt{\frac{0,61 \times 0,85}{0,95 \times 0,45 \times 1,25}} ; (\text{m})$$

$$B_{\max} = 3,04 \text{ m}$$

III.6.1.3.a. Correction de la banquette du fait de la déviation des forages

Les erreurs de foration (alignements ou déviations) doivent être prises en compte ; cependant, il faut veiller à ce que ces déviations ne soient pas supérieures à 0,03 m/m de foration ; dans ce cas, LANGEFORS considère que la banquette à prendre en compte est [28]:

$$F = 0,05 + 0,03 \times H_g$$

AN:

$$F = 0,05 + 0,03 \times 15$$

$$F = 0,5 \text{ m}$$

Alors :

$$B = B_{\max} - F$$

$$B = 3,04 - 0,5$$

$$B = 2,54 \text{ m}$$

III.6.1.4. L'espace « E »

La maille E x B est proportionnelle à l'énergie volumique comprise dans le trou. Elle a une influence sur le résultat du tir car elle contribue à la modification de la granulométrie des blocs entre l'état initial du massif et l'état du tas après le tir. Elle contribue, également à l'état du front de taille après le tir et des éventuels hors-profils. Plus le rapport E/B est faible, plus la dimension des blocs dans le tas est grande mais plus la face du front est lisse. LANGEFORS conseille de prendre une distance entre les trous de même rangée donnée par la relation suivante [33]:

$$E = 1,25 \times B$$

$$E = 1,25 \times 2,54$$

$$E = 3,18 \text{ m}$$

III.6.1.5. Sous profondeur « L_s »

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, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

La longueur de sous-foration dépend de la hauteur du gradin, du diamètre du trou, des propriétés d'explosif, de la résistance au pied (moindre résistance), des propriétés physiques et mécaniques des roches, etc.

D'habitude, la longueur de sous-foration varie de 0,5 à 3 m. Avec l'augmentation de la dureté de la roche, de la hauteur du gradin et de la résistance au pied, la longueur du sous-foration doit augmenter.

D'après LANGEFORS l'excès de forage est calculé par la formule suivante [18]:

$$L_s = (0,2 - 0,35) \times B_{\max} ; (m)$$

On prend :

$$L_s = 0,3 \times B_{\max}$$

$$L_s = 0,3 \times 3,04$$

$$L_s = 0,91 \text{ m}$$

III.6.1.6. Longueur de foration « L_f »

La longueur de foration est fortement influencée par la capacité des équipements de forage à garantir une déviation faible. Elle dépend de la hauteur du front et de l'inclinaison de la foration. L'inclinaison de la foration favorise le dégagement du pied et diminue les effets arrière.

En tout état de cause, il est préférable de prévoir une longueur au moins deux fois supérieure à la banquette maximale. Dans le cas contraire, LANGEFORS préconise de revoir l'ensemble du dimensionnement en fonction des abaques qu'il propose.

La longueur de la foration est déterminée par la formule [45]:

$$L_f = \frac{H_g}{\cos \beta} + 0,3 \times B_{\max} ; (m)$$

Où :

- H_g : La hauteur du gradin (m) ;
- β : L'inclinaison du trou par rapport à la verticale ($^\circ$) ;
- B_{\max} : La banquette maximale (m).

AN:

$$L_f = \frac{15}{\cos 10} + 0,3 \times 3,04$$

$$L_f = 16,14 \text{ m}$$

III.6.1.7. Nombre de rangées

Lorsqu'il est fait recours, pour les besoins de production, au tir à plusieurs rangées, l'emploi du tir aux microretards est indispensable pour mieux contrôler [38]:

- La fragmentation des blocs;
- Les variations de projection;
- Les vibrations du sol;
- Les dégâts commis sur la roche en place;
- Le nombre de rangées est déterminé par :
 - Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail);
 - La réserve nécessaire des roches abattues;
 - La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Le tir s'effectuera sur 2 rangées de trous.

III.6.1.8. Distance entre les rangées « b »

La distance entre les rangées de trou (b) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Il s'agit d'un tir à micro retard d'où [18]:

$$b = B$$

$$b = 2,54 \text{ m}$$

III.6.2. Détermination de la répartition de la charge dans le trou de mine

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

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

III.6.2.1. Hauteur de la charge de pied « L_p »

La zone qui assure le cisaillement de la partie basse et son déplacement. La charge de pied est celle qui contribue au dégagement et à la fragmentation du pied. [25]

$$L_p = 1,3 \times B$$

$$L_p = 1,3 \times 2,54$$

$$L_p = 3,3 \text{ m}$$

III.6.2.2. Charge linéaire de pied « C_p »

Elle est donnée par la relation suivante [3]:

$$C_p = 0,88 \times \frac{f}{S_p} \times B^2 \times \left[\frac{0,07}{B} + R + (0,004 \times B) \right]$$

Avec :

- f : Facteur de la contrainte dépendant de l'inclinaison du trou.
- R : Résistance au tirage (rock constant)

La résistance au tirage représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, c'est donc la quantité minimale d'explosif pour abattre 1 m^3 de roche. Cette valeur est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain. Elle est donnée dans le tableau ci-dessous.

Tableau III.3: Résistance au tirage de quelques roches.

Roche	R (kg/m ³)
Basalte	0,33
Calcaire crayeux	0,25
Calcaire moyen à dur	0,35 ÷ 0,40
Diorite	0,45
Granite dur	0,45
Grés fins	0,40
Quartzite pâte fine	0,53
Quartzite fracturé	0,30

Pour les calcaires durs (notre cas) on prend la valeur de : $R = 0,40 \text{ kg/m}^3$

Donc la charge linéaire de pied est :

$$C_p = 0,88 \times \frac{0,95}{0,87} \times (2,54)^2 \times \left[\frac{0,07}{2,54} + 0,4 + (0,004 \times 2,54) \right]$$

$$C_p = 2,71 \text{ Kg/m}$$

III.6.2.3. 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, certains auteurs considèrent que la moitié de la charge doit être dans le 1/3 de la longueur du trou (au fond du trou). Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied. [38]

$$Q_p = L_p \times C_p$$

Donc :

$$Q_p = 2,71 \times 3,3$$

$$Q_p = 8,9 \text{ Kg}$$

III.6.2.4. Hauteur du bourrage « H_b »

La hauteur de bourrage est égale en général à la banquette pratique « B » pour les tirs de surface.

Le bourrage devrait se composer du sable ou du gravier avec une dimension particulière de 4 à 9 mm La recherche a prouvé que cette taille donne le meilleur emprisonnement des gaz d'explosifs Si $H_b < B$, le risque de projection des roches augmente, mais la quantité de rochers diminue.

D'autre part, si $H_b > B$, elle donnera plus de rochers mais la projection des roches sera moindre. [45]

$$H_b = B$$

$$H_b = 2,54 \text{ m}$$

III.6.2.5. 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 [45]:

$$L_c = L_f - 1,3 \times B - H_b$$

$$L_c = 16,14 - 1,3 \times 2,54 - 2,54$$

$$L_c = 10,3 \text{ m}$$

III.6.2.6. 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.

$$C_c = 0,5 \times L_p$$

$$C_c = 0,5 \times 2,71$$

$$C_c = 1,35 \text{ Kg/m}$$

III.6.2.7. Quantité d'explosif en colonne « Q_c »

La quantité d'explosif en colonne est [38]:

$$Q_c = L_c \times C_c$$

$$Q_c = 10,3 \times 1,35$$

$$Q_c = 13,9 \text{ Kg}$$

III.6.2.8. Quantité de charge d'explosifs dans un trou « Q_{ch} »

La Quantité totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme des charges d'explosif de colonne et de pied.

Donc : la quantité de charge d'explosifs dans un trou est [3]:

$$Q_{ch} = Q_p + Q_c$$

$$Q_{ch} = 8,9 + 13,9$$

$$Q_{ch} = 22,8 \text{ Kg}$$

III.6.2.9. Volume de la roche abattu par un trou « V_{tr} »

Le volume de la roche abattu par un trou est déterminé par la formule suivante [45]:

$$V_{tr} = B \times E \times \frac{Hg}{\cos \beta}$$

$$V_{tr} = 2,54 \times 3,18 \times \frac{15}{\cos 10}$$

$$V_{tr} = 123,63 \text{ m}^3$$

Donc la quantité de la roche abattu par tonne sera égale à :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \rho$$

$$Q_{tr} = 123,63 \times 2,6$$

$$Q_{tr} = 321,43 \text{ T}$$

III.6.2.10. Consommation spécifique d'explosif

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 souhaité de la fragmentation. [38]

$$q_{ch} = \frac{Q_{ch}}{\frac{Hg}{\cos \beta} \times B \times E}$$

$$q_{ch} = \frac{22,8}{\frac{15}{\cos 10} \times 2,54 \times 3,18}$$

$$q_{ch} = 0,18 \text{ kg/m}^3$$

III.6.2.11. Nombre de trous forés en un mois « N_{tr} »

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

- P_m : La production mensuelle (T) ; (voir chapitre IV)
- V_{tr} : Volume de la roche abattu par trou (m).

On détermine le nombre des trous forés en un mois par la relation suivante [3]:

$$N_{tr/mois} = \frac{P_m}{Q_{tr}}$$

$$N_{tr/mois} = \frac{83\,333,33}{321,43}$$

$$N_{tr/mois} = 259,26 \simeq 260 \text{ trous/mois}$$

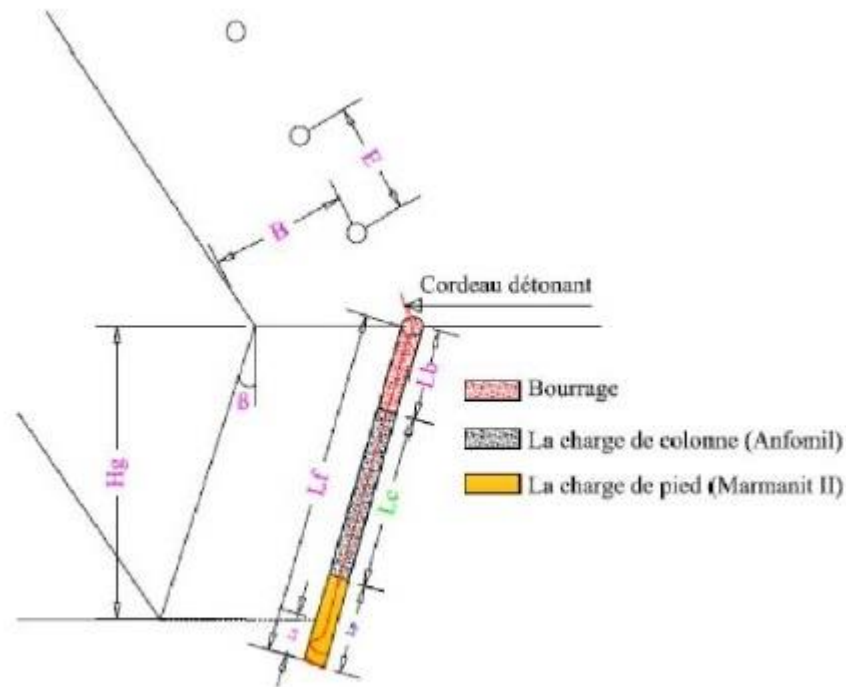


Figure. III.10: Paramètres de chargement dans un plan de tir.

Avec :

- H_g : hauteur du gradin;
- L_b : longueur du bourrage ;
- β : Angle d'inclinaison du trou;
- L_s : longueur de sous-foration ;
- L_f : longueur de foration ;
- B : la banquettes =3.1m ;
- E : l'espacement;
- L_c : longueur de charge de colonne ;
- L_p : longueur de charge de pied.

III.7. Processus d'exploitation dans la carrière Koudiet El-Khechba

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 le type d'abattage. 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. [22]

III.7.1. Foration des trous de mine

La tâche la plus importante dans une exploitation à ciel ouvert est la réalisation des trous de mines dans l'endroit et la durée prévue pour le tir de mine.

Le choix du type d'équipement dépend des facteurs suivants [3]:

- Résistance de la roche ;
- Diamètre de foration ;
- Production requise ;
- Conditions locales :
 - ✓ Environnement (bruit, poussière...);
 - ✓ Fournisseur (après-vente, pièces de rechange...).

III.7.2. 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) et l'engin de foration doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une plate-forme bien réglée [3]:

- Le repérage en x et y est fonction de la maille de foration retenue ;
- Le nivellement en altitude (z) est effectué à partir d'un levé en altitude des points représentatifs de la plate-forme. Tous les trous doivent être vérifiés avant le chargement : les sur-profondeurs éventuelles sont réglées par l'ajout à la base du forage de résidus de foration ;
- L'inclinaison des forages doit être rigoureusement respectée, afin que les explosifs mis en œuvre intéressent un volume de matériaux bien défini.

III.7.3. Paramètres caractérisant l'engin de foration

La foration des trous dans la carrière de Koudiet El Khecheba sera réalisée par l'engin de foration (chariot plus compresseur), pneumatique sur chenilles avec marteau pneumatique hors du trou ;

Le matériel de foration utilisé est de type furukawa et caractérisé par :

- Le diamètre de foration « 105 mm » ;
- La profondeur de foration jusqu'à une dizaine de mètres ;
- Vitesse de foration.

III.8. L'amorçage

III.8.1. Définition du phénomène d'amorçage

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

Il existe de très nombreuses manières d'apporter cette énergie volumique. Elles se traduisent toutes par un phénomène de transfert thermique rapide et ont pour origine des chocs, des frottements, des étincelles, une inflammation, une compression, des ondes de chocs, etc. [41]

III.8.2. Type d'amorçage

La détonation est propagée du haut vers le bas ou inversement par le cordeau détonant. Le cordeau doit être amorcé par un détonateur ou un autre cordeau détonant placé en surface.

La mise à feu de l'explosif peut s'effectuer par [36]:

III.8.2.1. L'amorçage latéral

L'amorçage latéral est réalisé par un cordeau détonant, qui est placé tout le long du trou pour assurer l'amorçage de l'explosif.

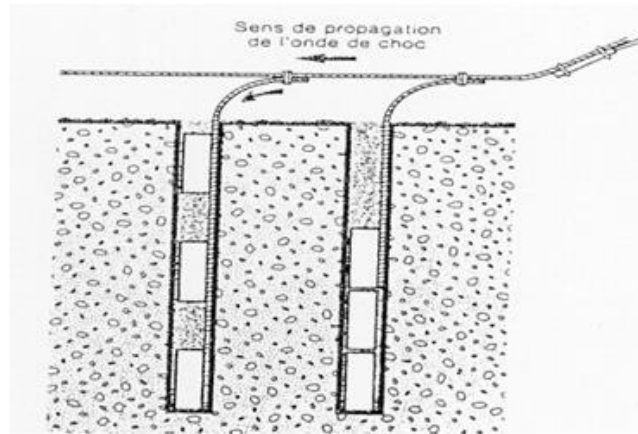


Figure III.10 : Amorçage latéral [43].

III.8.2.2. L'amorçage ponctuel

L'amorçage ponctuel est réalisé au moyen d'un détonateur mis à feu par un fil électrique. Le détonateur peut être trouvé en zone intermédiaire, ou en pied de la colonne d'explosif. [36]

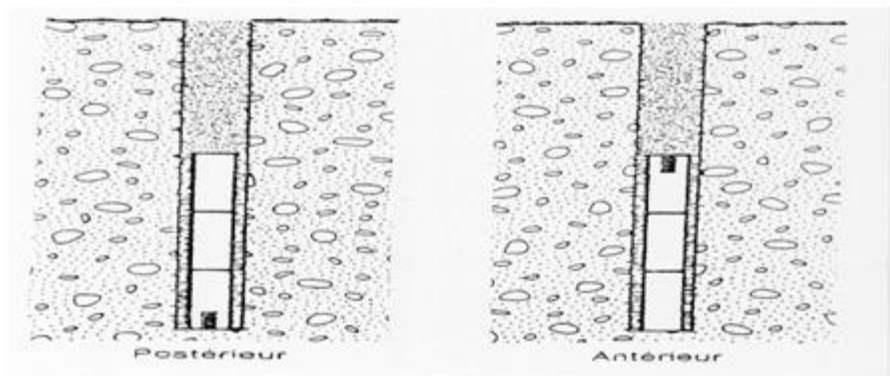


Figure III.11: L'amorçage ponctuel [43].

III.8.3. L'efficacité du type d'amorçage

En effet, au cours d'un tir, avec un amorçage latéral, l'onde de choc se propage perpendiculairement à l'axe du trou de mine. La distance de parcours de l'onde dans l'explosif est faible, aussi, le plus souvent, la détonation n'atteint-elle pas son régime stable.

Cette diminution du rendement de l'explosif est confirmée par les mesures. L'onde de choc remontant vers le bourrage est faible, ce qui signifie que la fragmentation y est, a priori,

insuffisante. Enfin, dans le cas de l'amorçage latéral (comme dans le cas de l'amorçage ponctuel en tête), les gaz sont formés d'abord en tête de colonne. L'expulsion du bourrage est rapide (risques de projection) et, en conséquence, le déplacement du pied et de l'ensemble des fragments de roche du massif est plus faible. On peut donc attendre de l'amorçage latéral :

- Un rendement parfois plus faible de l'explosif;
- Une fragmentation moins poussée du massif;
- Des projections éventuelles;
- Un déplacement du pied insuffisant;
- Des blocs au niveau du bourrage.
- Dans le cas de l'amorçage ponctuel au pied, l'onde qui descend dans le massif sous-jacent est faible, alors que celle qui remonte dans la zone de bourrage et qui se réfléchit à la surface est puissante. De plus, les gaz formés d'abord au pied sont mieux confinés ; ainsi, le pied est-il bien dégagé. Le bourrage est soumis à une pression des gaz moins importante et plus tardive, d'où les résultats suivants [54]:
- Bon déplacement du pied;
- Bonne fragmentation générale et plus particulièrement dans la zone du bourrage ;
- Diminution des projections;
- Protection du massif sous-jacent.

III.8.4. Schéma de tir

On a deux règles à respecter :

- Retard entre deux trous de mine ;
- Retard entre deux rangées.

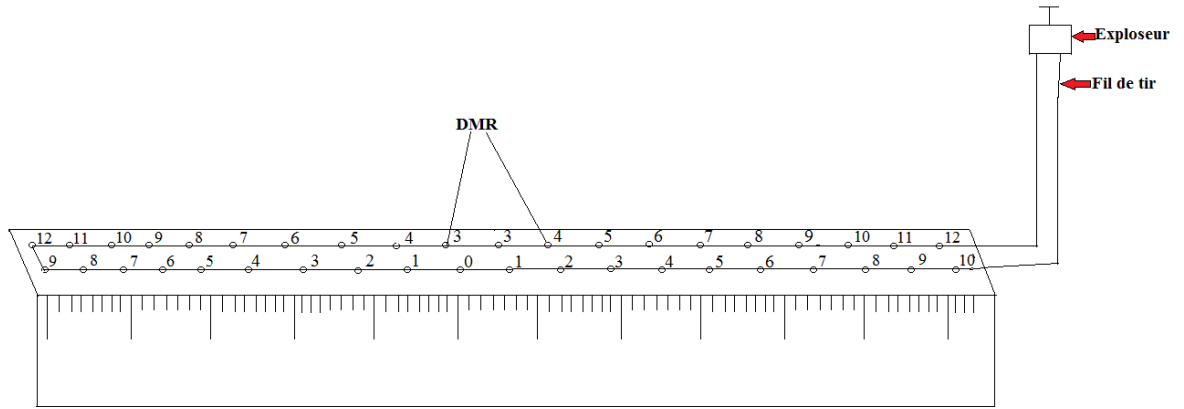


Figure III.13: Représentation du plan de tir.

III.9. Chargement

Dans les mines à ciel ouvert modernes, le chargement s'effectue le plus souvent au moyen de pelles à câbles, de pelles hydrauliques ou de pelles en butte. En fosse, les engins de chargement sont utilisés ensemble avec des camions qu'ils peuvent remplir du contenu de trois à cinq godets. Divers autres facteurs entrent cependant en ligne de compte dans le choix de ces engins. 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. Ces chargeuses sont très maniables et particulièrement bien adaptées aux opérations exigeant des déplacements rapides et aux opérations de mélange de matériaux. Elles sont souvent utilisées pour reprendre les produits apportés par camions à proximité des concasseurs, les transporter et les déverser dans ces derniers. [53]

III.9.1. Rendement de la chargeuse

Le rendement d'une chargeuse est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps. Il dépend des facteurs suivants [37]:

- 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 (la plate-forme de travail) ;

- L'organisation des travaux de la chargeuse et de transport dans le chantier.

III.10. Transport

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

Dans carrières contemporaines, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières. La grande efficacité du transport des minéraux utiles et roches stériles sur la distance relativement courte. La simplicité des constructions des engins de transport, la manœuvrabilité, la possibilité de surmonter la pente élevée, la simplicité d'organisation de travail caractérisent fort bien cette méthode de transport. [37]

III.10.1. Exigences du transport

Afin de réaliser une exploitation dans les règles de l'art les exigences du transport doivent être en accord avec [3]

- Distances minimales de transport ;
- Temps morts réduits et rendement maximal des engins de chargement ;
- Paramètres des moyens du transport doivent correspondre à ceux des engins de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées ;
- Sécurité du travail ;
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

III.11. Conclusion

Enfin on est arrivé à définir tous les éléments et les étapes d'exploitation du minerai en vue d'assurer la production souhaité (1 000 000 tonne). Tant que les équipements destinés à l'extraction et l'expédition du minerai affectent sur toutes les opérations du processus d'exploitation alors on va les étudier en détail dans le chapitre qui suit.

Chapitre IV :
Organisation et
dimensionnement des
équipements de la
carrière

IV.1. Introduction

Les travaux de chargement et de transport représentent l'un des principaux processus lors de l'exploitation des carrières ou des mines à ciel ouvert, car ils influent sur le prix de revient des minéraux utiles. Pour cette raison, Le fonctionnement de la carrière est organisé autour des engins choisis pour le chargement et le transport des roches abattues.

IV.2. Condition technico-minières de la carrière

IV.2.1. Régime de fonctionnement de la carrière

Le régime de travail adopté pour l'ensemble des ateliers de la carrière est le suivant [20]:

- Le nombre des jours ouvrable par an : 250 j/an ;
- Nombre de jour ouvrable par semaine : 05 j ;
- Nombre de postes par jour : 02 ;
- Le nombre des heures de travail par jour : 8 h (7 h effectives) .

IV.2.1.1. Calcul du coefficient d'utilisation

Le coefficient d'utilisation est donné par la formule suivante [43]:

$$K_u = \frac{T_r}{T_p}$$

Tel que :

- T_p : La durée d'un poste ;
- T_r : Le temps réel (on prend $T_r = 7h$).

AN :

$$K_u = \frac{7}{8}$$

$$K_u = 0,87$$

IV.2.2. Capacité de production

La capacité de production théorique de la station de concassage est de 300 tonnes/ heure.

Compte tenu d'un taux de stériles entre 15 et de 20% représentant 50 t/h environ, la production nette en pré concassé 0/250 mm sera 250t/h. [35]

IV.2.2.1. Production annuelle, P_a [T/an]

L'objectif de l'unité d'El Hachimia est d'assurer une production annuelle

$P_a = 1\,000\,000$ tonnes /an.

IV.2.2.2. Production mensuelle, P_m [T/an]

La production mensuelle (P_m) est déterminée par la formule suivante [43]:

$$P_m = \frac{P_a}{N_m}$$

Où :

- P_a : Production par an (T) ;
- N_m : Nombre de mois/an (12 mois).

AN :

$$P_m = \frac{1\,000\,000}{12}$$

$$P_m = 83\,333,33 \text{ T/mois}$$

IV.2.2.3. Production hebdomadaire

La production hebdomadaire (P_S) est déterminée par la formule suivante : [43]

$$P_S = \frac{P_m}{N_{S/m}}$$

Où :

- $N_{S/m}$: Nombre de semaine/ mois (4 semaines).

AN :

$$P_S = \frac{83\,333,33}{4}$$

$$P_S = 20\,833,33 \text{ T/semaine}$$

IV.2.2.4. Production journalière

La production journalière à assurer avec une bonne performance des engins miniers est [43]:

$$P_j = \frac{P_s}{N_{j/s}}$$

Tel que :

- $N_{j/s}$: Nombre de jours ouvrables par semaine, (5 j).

AN :

$$P_j = \frac{20\,833,33}{5}$$

$$P_j = 4\,166,66 \text{ T/jour}$$

IV.2.2.5. Production par poste

La production par poste est donnée par la formule suivante [43]:

$$P_p = \frac{P_j}{N_{p/j}}$$

Tel que :

- $N_{p/j}$: Nombre de poste par jour, (2 postes).

AN :

$$P_p = \frac{4\,166,66}{2}$$

$$P_p = 2\,083,33 \text{ T/p}$$

IV.2.2.6. Production horaire

La production horaire est donnée par la formule suivante [43]:

$$P_h = \frac{P_p}{N_{h/j}}$$

Tel que :

- $N_{h/j}$: Nombre d'heures par jour, (7 h).

AN :

$$P_h = \frac{2\,083,33}{7}$$

$$P_h = 297,62 \text{ T/h}$$

IV.2.3. L'évaluation des réserves

IV.2.3.1. Réserves exploitables

L'estimation des réserves exploitables est déterminée à partir d'un plan d'exploitation qui a été réalisé dans un levé topographique de la région.

Les surfaces topographiques ont été déterminées à l'aide du logiciel AUTOCAD. Avec une précision de 1/1000, les calculs des réserves ont été effectués dans l'intervalle entre le niveau 805 m jusqu'au 850 m.

Les réserves exploitables du gisement sont calculées par la méthode des coupes géologiques.

Les formules adaptées pour calculer les réserves sont les suivantes [35]:

$$\text{Si : } \frac{S_{i+1} - S_i}{S_{i+1}} < 40\%$$

$$V_i = \frac{S_i + S_{i+1}}{2} \times L ; \text{ m}^3$$

Si le contraire, c'est-à-dire :

$$\frac{S_{i+1} - S_i}{S_{i+1}} > 40\%$$

$$V_i = \frac{S_i + S_{i+1} + \sqrt{S_i \times S_{i+1}}}{3} \times L ; \text{ m}^3$$

Avec :

- V_i : le volume du corps compris entre de deux coupes successives, en (m^3);
- S_i, S_{i+1} : les surfaces des coupes successives, en (m^2), tel que S_{i+1} est la plus grande surface ;
- L : la distance entre les deux coupes successives, en (m) ;
- V_i : volumes des réserves en zone exploitables.

Donc, le volume total des réserves exploitables est : $V_t = \sum_{i=1}^N V_i$

Et la quantité des réserves exploitables globales en tonne est :

$$Q_{\text{exp}} = V_t \times \gamma$$

Avec :

- γ est la densité.

Les résultats de ces calculs sont donnés dans le tableau ci-après.

Tableau IV.1: Les surfaces de chaque niveau.

Niveaux	Surfaces (m ²)
850	21328,2336
835	52923,1241
820	116699,222
805	161190,8497
Totale	352141

Tableau IV.2 : Les réserves exploitables du massif

Niveaux	Volumes (m ³)	densité	Tonnage (t)
850 – 835	539241,6654	2.6	1402028,33
835 – 820	1241052,15	2.6	3226735,59
820 – 805	2084175,538	2.6	5418856,399
Total	3864469,353	/	1004762

IV.2.3.2. Durée de vie de la carrière

$$T = \frac{Q_{\text{exp}}}{P_a}$$

- P_a : La productivité annuelle (t).
- Q_{exp} : réserves exploitables (t).

$$T = \frac{10\ 047\ 620}{1\ 000\ 000}$$

$$T \approx 10 \text{ ans}$$

Donc la durée de vie de la carrière est estimée à 10 ans, sachant que les réserves géologiques du gisement sont de l'ordre de 16 007 253 de tonnes de calcaire récupérable du niveau 805 m jusqu'à 850 m, avec des gradins de 15 m.

IV.3. Travaux préparatoires

IV.3.1. La largeur de la piste principale

Celle-ci est déterminée par la formule suivante [14]:

$$L = 2 \times (a + C) + X + r$$

- L : Largeur de la piste ;
- a : Largeur de la benne du camion TEREX TR60 (a = 4 m) ;
- C : Largeur de la bande de sécurité (m).

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

Où :

- V : La vitesse moyenne de circulation des camions (V = 25 km / h).

Donc :

$$C = 0,62 \text{ m}$$

- r : La largeur de la rigole d'évacuation d'eau = 0,4 m.
- X : Distance entre les bennes des camions, $X = 2 \times C \dots (m)$.

$$C = 2 \times 0,62$$

$$C = 1,24 \text{ m}$$

Alors,

$$L = 2 \times (4 + 0,62) + 1,24 + 0,4$$

$$L = 10,88 \approx 11 \text{ m}$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est L = 11 m

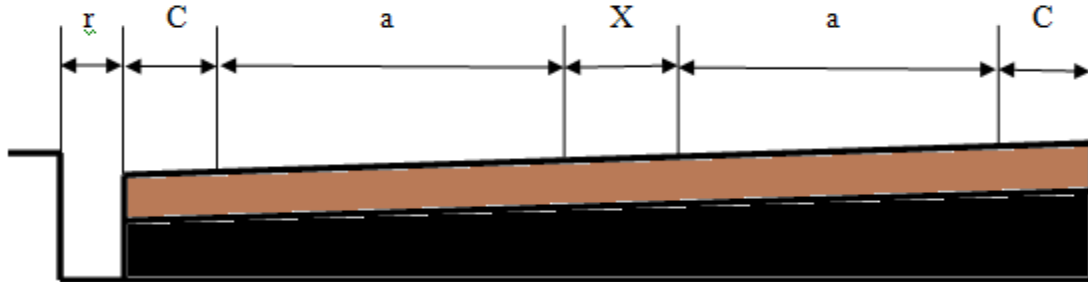


Figure IV.1 : Schéma de la largeur de la piste. [14]

IV.3.2. Élément du système d'exploitation

IV.3.2.1. La hauteur du gradin

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin [15]:

- Caractéristiques des excavateurs employés ;
- Stabilité des roches;
- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage;
- Règles de sécurité;
- Production annuelle.

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

Pour les roches du gisement de Koudiet El-Khechba, la hauteur maximale des gradins est de 15 m cause de la forte cohésion de cette roche et des paramètres de stabilité des talus.

IV.3.2.2. L'angle de talus du gradin

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers.

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° par rapport à l'horizontale ; dans notre cas on prendra un angle de talus $\alpha = 80^\circ$. [3]

IV.3.2.3. La largeur de l'enlevure

Lors du choix de la largeur d'enlevure, on prend en considération :

- Les propriétés des roches;
- Le mode d'abattage des roches;

- Les types et les dimensions des engins de chargement.

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

$$A = B + (n - 1) \times b$$

Tel que :

- B : La banquette pratique (m) ;
- n : le nombre des rangées ;
- b : la distance entre deux rangées successives.

✓ lors d'une seule rangée, $A = B$, m

AN :

$$A = 2,13 \text{ m}, (\text{Calculé dans la plate-forme})$$

Lors de deux rangées, $A = B + 2 \times b$; m

AN :

$$A = 2,13 + 2 \times b; \text{ m}$$

IV.3.2.4. Plate-forme

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée en fonction [46]:

- Des dimensions des engins de chargement et de transport ;
- Des propriétés physico mécaniques des roches ;
- Des paramètres de l'explosif (consommation spécifique) ;
- La technique d'abatage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement);
- Des éléments du système d'exploitation.

La largeur minimale de plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins. Lorsque l'abatage se fait par explosif; la largeur de la plate-forme est déterminée par la formule suivante [46]:

$$L_{pt} = A + X + C + T + B_a + Z$$

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);
 - Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m) ;
- ✓ La largeur de l'enlevure $A = 7$ m (2 rangées).
- ✓ La largeur réduite du tas de roches abattues (X) est calculée par la relation suivante :

$$X = A \times \left(\frac{H_g \times 2K_f}{H_t} - 1 \right), \text{ m}$$

Avec :

- K_f : coefficient de foisonnement des roches, Dans notre cas d'étude, la roche est dure, donc K_f compris entre 1,4 – 1,6. On prend : $K_f = 1,5$.
- H_g : hauteur du gradin, (m);

H_t : hauteur du tas des roches abattus ; dans le cas de deux rangés $H_t = (0,7 - 1) H_g$

Donc:

$$H_t = 0,85 \times H_g$$

AN:

$$H_t = 0,85 \times 15$$

$$H_t = 12,75 \text{ m}$$

Donc:

$$X = 7 \times \left(\frac{15 \times 2 \times 1,5}{12,75} - 1 \right)$$

$$X = 17,71 \text{ m}$$

- ✓ distance de sécurité (C) est donnée par la formule suivante :

$$C = 0,2 \times H_g$$

AN:

$$C = 0,2 \times 15$$

$$C = 3 \text{ m}$$

T : La largeur de chaussée de transport (m).

$$T = 11 \text{ m}$$

- ✓ La largeur de la voie auxiliaire (B_a), $B_a = 3 - 8 \text{ m}$ On prend : $B_a = 3 \text{ m}$
- ✓ la largeur du prisme d'éboulement (Z) est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g (\cotg \varphi - \cotg \Theta)$$

- φ : l'angle de talus de gradin en liquidation; φ varie entre ($60^\circ - 70^\circ$), on prend $\varphi = 70^\circ$.
- Θ : l'angle de talus de gradin en exploitation; $\Theta = 80^\circ$.

$$Z = 15 (\cotg 70 - \cotg 80)$$

$$Z = 2,81 \text{ m}$$

Donc :

$$L_{pt} = 7 + 17,71 + 3 + 11 + 3 + 2,81$$

$$L_{pt} = 44,52 \text{ m}$$

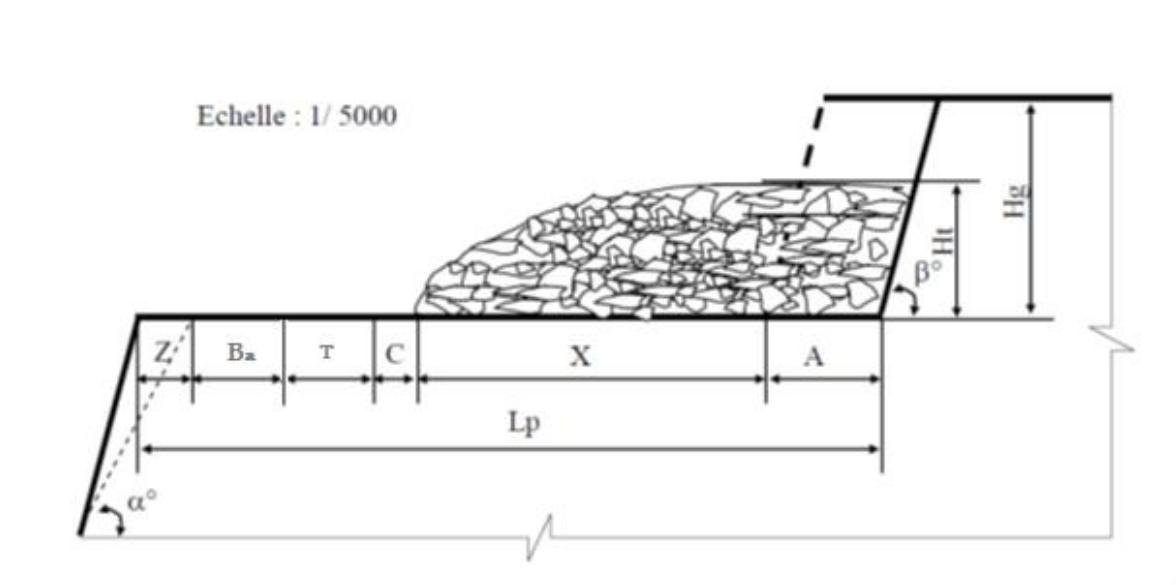


Figure IV.2 : La largeur de la plate-forme de travail [41].

IV.3.2.5. Vitesse de déplacement du chantier

La vitesse de déplacement d'un chantier dépend de la largeur d'enlèvement, de la production journalière et de la hauteur du gradin. Elle est déterminée par la formule suivante [46]:

$$V_{ch} = \frac{P_j}{A \times H_g}$$

Tel que :

- P_j : La production journalière de la carrière m^3/jour ;
- A : La largeur d'enlèvement (m) ;
- H_g : La hauteur du gradin (m).

AN:

$$V_{ch} = \frac{4\,167}{7 \times 15}$$

$$V_{ch} = 39,68 \text{ m/jour}$$

IV.4. Blocométrie admissible

La forme et les dimensions du tas de roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert.

Les exigences aux dimensions et à la forme du tas de roche sont dictées par la technologie appliquée et par le type d'engins utilisés.

Les principales exigences au tas des roches abattues sont les suivantes :

- Bon remplissage du godet d'excavateur tout le long du tas ;
- Sécurité du travail, la hauteur du tas ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur et près du talus elle doit être minimale.

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches explosées se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir [7]:

- La capacité du godet de la chargeuse KOMATSU ($E = 6 \text{ m}^3$)

AN :

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{E}$$

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{6}$$

$$d \leq 1,45 \text{ m}$$

- Le volume du dumper TEREX TR 60 ($V_c = 22,5 \text{ m}^3$)

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{V_c}$$

AN :

$$d \leq 0,5 \times \sqrt[3]{22,5}$$

$$d \leq 1,41 \text{ m}$$

- L'ouverture de la trémie de réception ou bien du concasseur (B)

$$d \leq 0,8 \times \sqrt[3]{B}$$

- B : est la largeur de l'ouverture de concasseur ; (m)

Dans la carrière de l'unité d'El Hachimia l'ouverture du concasseur est de 1 m donc :

$$D_m = 0,8 \text{ m}$$

Tout bloc ne répondant pas à cette dimension maximale doit subir une opération de débitage secondaire, on fore dans ces gros blocs et, on les réduit en des blocs de dimensions plus petites ou bien on les réduit à l'aide une prise roche.

Ils peuvent être utilisés comme un rempart dans les pistes ou vendus pour l'enrochement lorsque ceux-ci sont laissés tels quels. [7]

IV.4.1. Foration

IV.4.1.1. Calcul du rendement de la foreuse

La vitesse moyenne de foration des trous de mines de diamètre 105 mm et longueur de

16,14 m est de l'ordre de 0,3 m/min d'où le temps nécessaire pour forer ce trou est de [3]:

$$T_f = \frac{L_{tr}}{B_v}$$

Où :

- T_f : La durée de réalisation d'un trou;
- L_{tr} : La longueur de trou ;
- B_v : La vitesse d'avancement, $B_v = 0,3$ m/min.

$$T_f = \frac{16,14}{0,3}$$

$$T_f = 53,8 \approx 54 \text{ min}$$

Le rendement de la foreuse est déterminé par le nombre des trous forés durant un poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$R_f = \frac{T \times K_u}{T_f}$$

Où :

- T : la durée d'un poste, (durée de poste de travail est 8 heures avec 1 heure de pause), C'est-à-dire $T = 7$ heures = 420 min;
- K_u : coefficient d'utilisation de la foreuse, $K_u = 0,87$.

AN :

$$R_f = \frac{420 \times 0,87}{54}$$

$$R_f = 6 \text{ trous/poste}$$

IV.4.1.2. Nombre de foreuses nécessaires

Le nombre des foreuses nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante [3]:

$$N_f = \frac{P_a \times K_r}{R_f \times N_{p/j} \times N_{j/a} \times Q_{tr}}$$

Où :

- P_a : La production annuelle souhaitée : $P_a = 1\ 000\ 000$ T/an au départ ;
- K_r : Le coefficient de réserve de la foreuse (1,2 ÷ 1,25); On prend : $K_r = 1,25$;
- R_f : Le rendement de la foreuse (trous/post);
- $N_{p/j}$: Le nombre de postes de travail par jour, (2 postes) ;
- $N_{j/a}$: Le nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, ($N_a = 250$ jours) ;
- Q_{tr} : La quantité (en tonne) de la roche abattue par un trou.

AN :

$$N_f = \frac{1\ 000\ 000 \times 1,25}{6 \times 2 \times 250 \times 224,38}$$

$$N_f = 1,86 \approx 2 \text{ foreuses}$$

IV.4.2. Chargement

IV.4.2.1. Rendement de la chargeuse

Pour calculer le rendement effectif de la chargeuse, on peut utiliser la formule suivante [37]:

$$R_{ch} = \frac{3600 \times K_r \times T \times V \times K_u \times \rho}{t_c \times K_f}$$

Tel que :

- V : La capacité du godet de la chargeuse (marque KOMATSU) (6 m^3);
- K_f : Le coefficient de foisonnement ($K_f = 1,5$);
- K_r : Le coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ($K_r = 0,9$);

- T : La durée du travail par jour ; (14h = 50 400 s) ;
- K_u : Le coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail ($K_u = 0,87$);
- ρ : La masse volumique de la roche, $\rho = 2,7 \text{ t/m}^3$;
- t_c : La durée d'un cycle de chargement (S).

$$t_c = t_r + t_{mc} + t_{dé} + t_{mv}$$

Avec :

- t_r : Le temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration ; du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement (20 s);
- t_{mc} : Le temps de marche à charge (4 s);
- $t_{dé}$: Le temps de déchargement, (3 s);
- t_{mv} : Le temps de marche à vide, (3 s).

$$t_c = 20 + 4 + 3 + 3$$

$$t_c = 30 \text{ s}$$

Donc : le rendement de la chargeuse est:

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 0,9 \times 7 \times 6 \times 0,87 \times 2,6}{1,5 \times 30}$$

$$R_{ch} = 6\,840 \text{ T/poste}$$

IV.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 : [37]

$$N_g = \frac{C_c \times K_f}{V \times K_r \times \rho}$$

Tel que :

- C_c : La capacité de la benne du camion (t).

Dans la carrière Koudiet El-Khechba, ils utilisent des camions de type TEREX TR60 ayant une capacité de $C_c=54$ Tonnes.

Alors :

$$N_g = \frac{54 \times 1,5}{6 \times 0,9 \times 2,6}$$

$$N_g = 5,77 \approx 6 \text{ godets}$$

IV.4.2.3. Durée de chargement d'un camion

La durée de chargement d'un camion est calculée par la relation suivante [37]:

$$t_{ch} = t_c \times N_g$$

$$t_{ch} = 30 \times 6$$

$$t_{ch} = 180 \text{ s}$$

Au niveau de l'entreprise il y a deux chargeuses de marque KOMATSU, utilisées dans l'opération de chargement de la matière première et de stérile, elles sont largement suffisantes pour assurer la production souhaitée par l'entreprise.

Lorsqu'une chargeuse est arrêtée pour entretien préventif ou curatif, l'autre la remplace.

IV.4.2.4. Nombre des chargeuses nécessaire

Le nombre de chargeuse nécessaire pour le chargement d'un camion est donné par la formule suivante [37]:

$$N_{ch} = \frac{P_a}{R_{ch} \times N_{p/j} \times N_{j/a}}$$

$$N_{ch} = \frac{1\ 000\ 000}{6\ 840 \times 2 \times 250}$$

$$N_{ch} = 0,29 \approx 1 \text{ chargeuse}$$

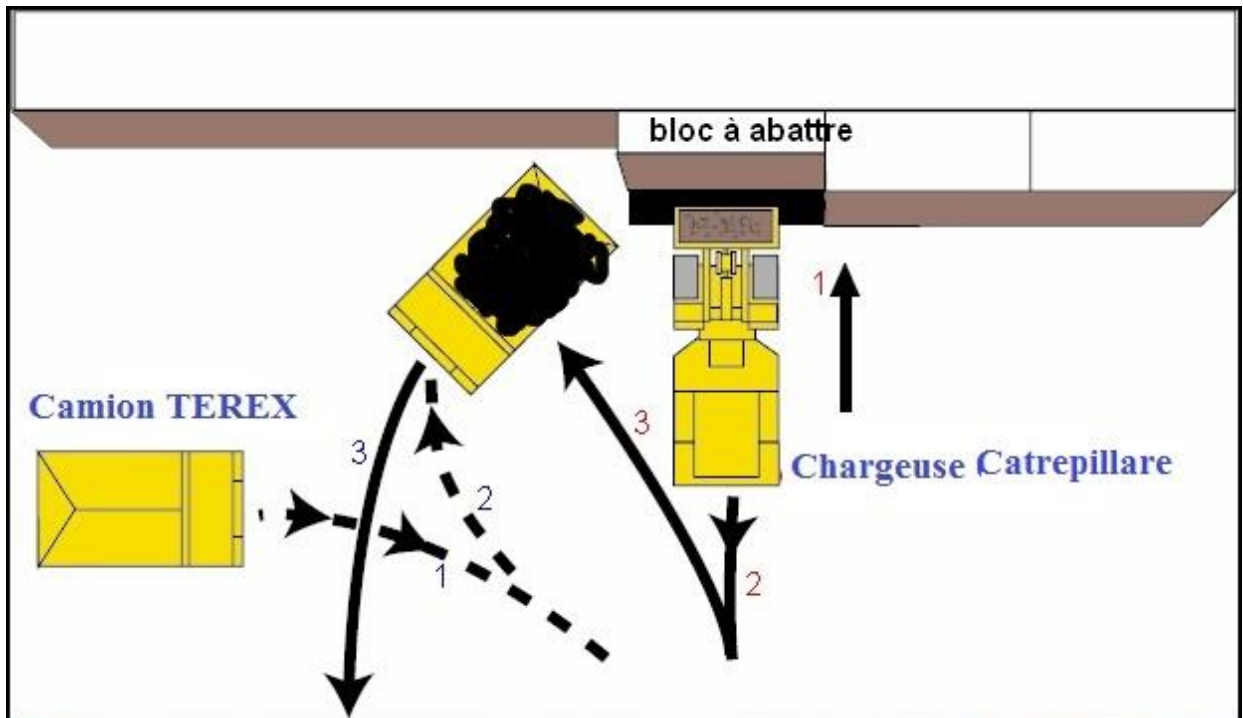


Figure IV.3 : Chargement de tas des roches abattus.

IV.4.3. Transport

IV.4.3.1. Rendement des camions

Le rendement du camion par poste est donné par la formule suivante [1]:

$$R_c = \frac{3600 \times T_p \times G \times K_q \times K_u}{T_c}$$

Tel que :

- G : La capacité de la benne du camion Dumper (TEREX TR60), (54 tonnes) ;
- T_p : La durée d'un poste (h) ;
- K_q : Le coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ($K_q \leq 1$, On prend $K_q=0,9$) ;
- K_u : Le coefficient d'utilisation du camion durant un poste de travail ;
- t_c : le temps de réalisation d'un cycle ;

$$t_c = t_{ch} + t_{mc} + t_{dé} + t_{mv} + t_{mn}$$

IV.4.3.1.a. Temps de chargement d'un camion (t_{ch})

Les mesures des temps de chargement sur le terrain d'un camion TEREX TR60 (3 mesures) sont : 175 s, 180 s, 185 s.

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_{ch} = 180$ s ;

IV.4.3.1.b. Temps de marche à vide (t_{mv})

Le temps de marche à vide est donné par la formule suivante :

$$t_{mv} = \frac{D}{V}$$

- D : C'est la distance entre la carrière de Koudiet El-Khechba et la station du traitement du site d'El Hadjeb, $D = 7$ km ;
- V : C'est la vitesse du camion TEREX 60 à vide qui varie entre 20 km/h à 25 km/h.

D'où : $V_{moy} = 25$ km/h ;

Alors :

$$t_{mv} = \frac{7}{25}$$

$$t_{mv} = 0,28 \text{ h}$$

$$t_{mv} = 0,28 \times 3600$$

$$t_{mv} = 1008 \text{ s}$$

IV.4.3.1.c. Temps de marche en charge (t_{mc})

Le temps de marche en charge est donné par la formule suivante :

$$t_{mc} = \frac{D}{V}$$

- V : C'est la vitesse du camion TEREX 60 en charge qui varie entre 15 km/h à 20 km/h.

$$t_{mv} = \frac{7}{15}$$

$$t_{mv} = 0,47 \text{ h}$$

$$t_{mv} = 0,47 \times 3600$$

$$t_{mv} = 1692 \text{ s}$$

IV.4.3.1.d. Temps de déchargement ($t_{dé}$)

Les mesures des temps de déchargement sur le terrain sont : 55 s, 60 s, 65 s.

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_{dé} = 60$ s.

IV.4.3.1.e. Temps de manœuvre (t_{mn})

Les mesures des temps de manœuvre sur le terrain (3mesures) sont 40 s, 45 s, 50 s.

On prend la valeur moyenne de ces temps, $t_{mn} = 45$ s.

Alors,

$$t_c = t_{ch} + t_{mc} + t_{dé} + t_{mv} + t_{mn}$$

$$t_c = 180 + 1008 + 1692 + 60 + 45$$

Le temps de réalisation d'un cycle est de : 2 985 seconde.

Alors le rendement des camions est :

$$R_c = \frac{3600 \times 7 \times 54 \times 0,9 \times 0,87}{2\ 985}$$

$$R_c = 356,95 \text{ t/poste}$$

IV.4.3.2. Nombre des camions nécessaires pour assurer la production

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production est donné par la formule suivante [3]:

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c \times N_p}$$

- P_j : Production horaire = 4 000 T/j ;
- k_i : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0,8 et 1,2 On prend $k_i=1,2$) ;
- R_c : Rendement des camions.

$$N_c = \frac{4\,166,66 \times 1,2}{356,95 \times 2}$$

$$N_c = 7 \text{ camions}$$

Pour garantir la production de la carrière, il faut quatre (07) camions pour assurer la production souhaitée.

IV.5. Conclusion

Au cours de la réalisation de cette partie, on a retenu quelques points sur l'organisation des travaux de chargement et de transport. Parmi les on peut citer :

- Leur choix dépend pratiquement de celui des autres matériels et leur mise en œuvre;
- La chargeuse doit remplir son godet durant la manœuvre du camion et ne peut déverser que lorsque le camion se met en place. Aussitôt qu'un camion quitte le point de chargement, il doit être remplacé par un autre prêt à être chargé ;
- L'efficacité de l'utilisation des camions dépend d'une grande mesure du schéma d'accès du camion vers le chantier et sa disposition près de la chargeuse.

Conclusion générale

V.1. Introduction

Dans le but de prendre une décision économique sensée concernant deux cas à proposer qui sont la station de concassage fixe et mobile. Une identification et une évaluation des coûts relatifs à la production dans la carrière de Koudiet El-Khecheba seront énoncés dans ce chapitre.

V.2. Définition d'une entreprise

L'entreprise est un centre de décision économique autonome (une entité), disposant de ressources humaines, matérielles et financières qu'elle gère en vue de produire des biens et des services destinés à la vente. [23]

V.3. Production

La réussite et la pérennité de l'entreprise dépend de la production, donc c'est le facteur le plus important dans l'entreprise. Elle dépend des moyens de l'entreprise en matière première, en équipement et en qualité de travail. La production est fonction de la nature, du travail et du capital. [57]

V.4. Capital

Le travail ne suffit pas pour assurer la production. Le capital est l'autre facteur indispensable à l'activité productive. Il est constitué par l'ensemble des biens intervenant dans la production d'autres biens, mais représente aussi la totalité des richesses à la disposition de l'entreprise.

Il recouvre donc des réalités diverses ; on parle ainsi de :

- Capital humain, qui fait référence aux ressources humaines de l'entreprise ;
- Capital financier, qui désigne l'argent investi dans l'entreprise par les associés ou les actionnaires, ou l'argent emprunté à une institution financière et qui sert à se procurer du capital technique, ou l'autofinancement de l'entreprise ;
- Capital technique, qui est l'ensemble des biens de production acquis par l'entreprise.[57]

V.5. L'investissement dans une entreprise

Etant une cellule de production intégrée dans une organisation sociale, dans un système d'économie politique, toute entreprise doit assurer sa survie en réalisant en plus de sa production un bénéfice qui lui permettra de couvrir ses dépenses et de financer sa croissance. Dans le but de prendre des décisions économiques sensées, toute entreprise a besoin de connaître ce que lui coûtent les biens qu'elle produit. [5]

V.6. 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 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. [4]

V.6.1. Les coûts fixes « CF »

C'est une dépense qui ne varie pas en fonction du niveau de la production. Pour les entreprises minières, le capital fixe se divise en deux groupes :

- Le capital fixe de production (utilisé directement dans le processus de production).

Ce capital est classé en 3 sous-groupes (Les composantes actives) :

- ✓ Les installations, matériels énergétiques et machines de commande ;
- ✓ Les moyens de transport ;
- ✓ Les machines de production et machines opératrices.
- 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. [4]

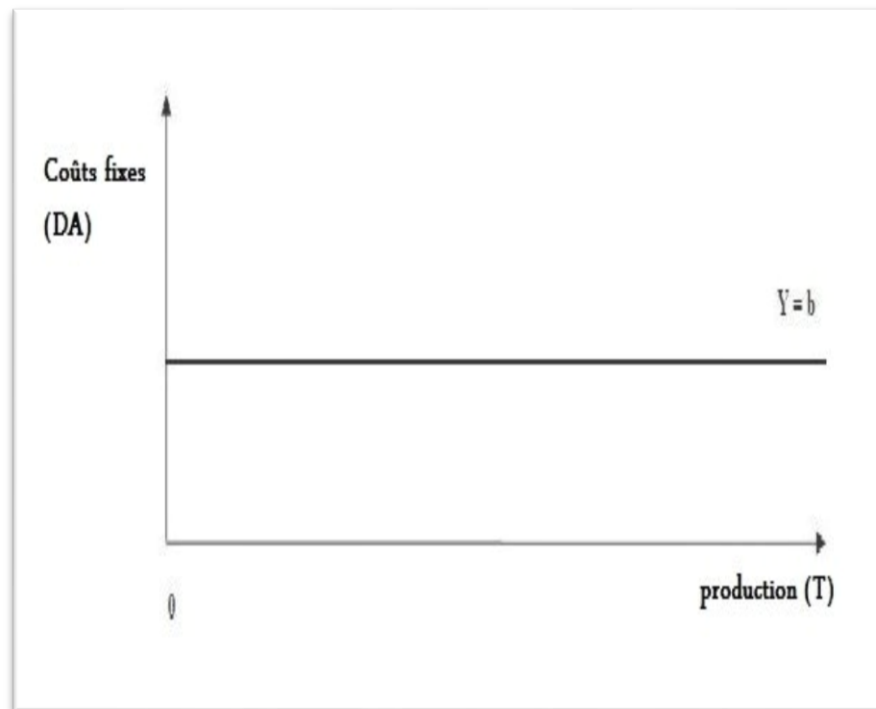


Figure V.1: coûts fixes [19].

V.6.1.1. Les coûts fixes de la station de concassage fixe

La station de concassage a plusieurs composantes sont présentées dans l'annexe II avec leurs coûts.

Les différents coûts fixes relatifs à notre premier cas d'étude (la station de concassage fixe) sont illustrés dans le tableau ci-dessous :

Tableau V.1 : les coûts fixes de la station de concassage fixe de la carrière. [20]

Matériels	marque	Date d'acquisition	Valeurs d'acquisition (DA)	amortissement
Station de concassage fixe	SBM	2009	665 499 381	665 499 38,1
Bulldozer	Caterpillar	1993	4 000 000	amorti
Pelle sur chenille	Libeherr	1992	35 000 000	amortie
Chargeuse sur pneu	Caterpillar	2011	50 000 000	5 000 000
chariot de forage	furukawa	2010	37 000 000	3 700 000
pelle équipée d'une brise roche	Libeherr	2014	1 700 000	170 000

Les frais du personnel durant une année : 82 264 488, 35 DA

- ✓ Le transport est assuré par un transit avec un coût de 7 DA.T / Km donc les frais annuel amorti est de l'ordre de : 37 044 000 DA.

Alors :

$$CF = 665\,499\,381 + 5\,000\,000 + 3\,700\,000 + 1\,700\,000 + 82\,264\,488,35 + 37\,044\,000$$

$$CF = 196\,258\,426 \text{ DA}$$

V.6.1.2. Coûts fixes de la station de concassage mobile

Pour ce cas d'étude on élimine la station fixe primaire, on la substituant par une station mobile et on ajoute un groupe électrogène. Ce qui induit un changement dans les frais fixe.

Tableau V.2 : Coûts fixes de la station de concassage mobile de la carrière.[20]

Matériels	marque	Date d'acquisition	Valeurs d'acquisition (DA)	amortissement
Station de concassage mobile	SBM	2017	529 699 381	52969 938,1
Groupe électrogène	Amimer énergie	2015	1 400 000 000	140 000 000

Alors les frais fixes de l'entreprise seront comme suit :

$$\begin{aligned} CF = &= 52\,969\,938,1 + 5\,000\,000 + 3\,700\,000 + 1\,700\,000 + 82\,264\,488,35 \\ &+ 37\,044\,000 + 140\,000\,000 \end{aligned}$$

$$CF = 322\,678\,426 \text{ DA}$$

V.6.2. Les coûts variables « CV »

Sont des coûts qui varient avec la production (q), ils sont en fonction de (q) : CV (q).

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,...etc. [4]

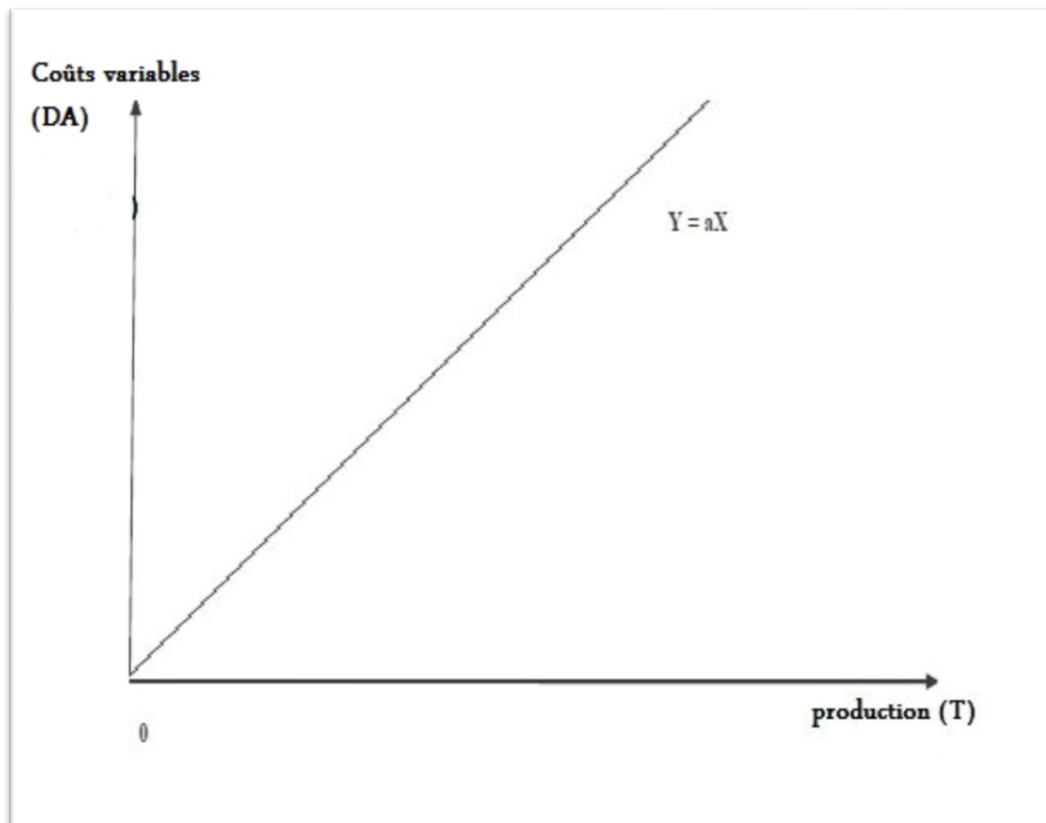


Figure V.2: coûts variables [19].

V.6.2.1. Les coûts variables de la station de concassage fixe

Le tableau V.3 illustre les coûts variables de la station de concassage fixe

Tableau V.3 : les frais globaux des consommables de la station fixe au niveau de la carrière. [20]

Opérations	Coûts consommables annuel (DA)
Pièces de rechanges	19 156 615
Lubrifiants et graisse	4 850 349,25
Pneumatique	2 395 481,57
Gasoil	5 807 322,26
Énergie électrique et eau	12 925 788
Minage	22 898 041
Coûts divers	5 122 292,57

Donc :

$$CV = 19\,156\,615 + 4\,850\,349,25 + 2\,395\,481,57 + 5\,807\,322,26 + 12\,925\,788 \\ + 22\,898\,041 + 5\,122\,292,57$$

$$CV = 73\,155\,889,65 \text{ DA}$$

V.6.2.2. Les coûts variables de la station de concassage mobile

Les coûts variables de la station de concassage mobile sont illustrés dans le tableau ci-dessous :

Tableau V.4 : les frais globaux des consommable de la station mobile au niveau de la carrière. [20]

Opérations	Coûts consommables annuel (DA)
Pièces de rechanges	17 000 000
Lubrifiants et graisse	1 750 000
Pneumatique	500 000
Gasoil	6 000 000
Énergie électrique et eau	7 925 788
Minage	22 898 041
Coûts divers	5 122 292,57

Donc :

$$CV = 17\,000\,000 + 1\,750\,000 + 500\,000 + 6\,000\,000 + 7\,925\,788 + 22\,898\,041 + 5\,122\,292,57$$

$$CV = 61\,196\,121,57 \text{ DA}$$

V.6.3. Taxe

La taxe est assise sur le montant de l'impôt sur les sociétés qui aurait dû être acquitté l'année de la constitution des provisions ou l'absence d'excédent. [16]

Il existe deux types de taxes imposé sur l'industrie minière :

V.6.3.1. Taxe superficière

C'est la somme de la période initiale multiplié par la superficie de la carrière et les droits fixe annuel.

Le montant total de la taxe exigible est égal à la somme du droit fixe figurant à la ligne correspondante à la nature du permis minier et du droit proportionnel déterminé comme indiqué ci-dessous [34]:

Tableau V.5 : Barème de base de la taxe superficiaire. [34]

NATURE DU PERMIS	ANNUEL (DA)	DROIT PROPORTIONNEL ANNUEL PAR HECTARE (DA)		
		PERIODE INITIALE	PREMIER RENOUVELLEMENT	AUTRE RENOUVELLEMENT
Régime des mines				
Exploration	5.000	100	150	200
Exploitation	10.000	200	250	300
Régime des carrières				
Exploration	5.000	150	200	250
Exploitation	10.000	250	300	350

Dans notre cas :

$$T_s = 10\,000 + 20 \times 250$$

$$T_s = 15\,000 \text{ DA}$$

V.6.3.2. Redevances d'extractions

Elle est donnée par la formule suivante [34]:

$$\text{Redevances d'extractions} = \text{Taxe (\%)} \times \text{prix de vente} \times \text{production annuelle}$$

Tableau V.6 : Taux de la redevance exigible au titre de l'exploitation des substances minérales ou fossiles. [34]

SUBSTANCES MINÉRALES OU FOSSILES	UNITE DE MESURE	TAUX (%)
Substances minérales radioactives		
Uranium (concentré yellowcake)	LB	3
Autres substances radioactives	LB	2
Combustibles solides		
	TM	1,5
Substances minérales métalliques		
Substances minérales métalliques ferreuses	TM	1,5
Substances minérales métalliques non ferreuses	TM	2
Substances minérales non métalliques régime des mines		
	TM	2.5
Substances minérales non métalliques régime des carrières		
	M ³	6
Métaux précieux, pierres précieuses et semi-précieuses		
	OZ, CT, g	6

Alors :

$$Re = 0,06 \times 800 \times 1\,000\,000$$

$$Re = 48\,000\,000 \text{ DA}$$

V.6.3.3. Droit d'établissement d'acte

Taxe couvrant les frais engagés par l'administration lors de l'instruction de dossiers de demande de renouvellement ou de modification de tout permis minier . [34]

Dans notre cas d'étude, le prix de titre minier valable 10 ans est de 27 060 824,7 DA.

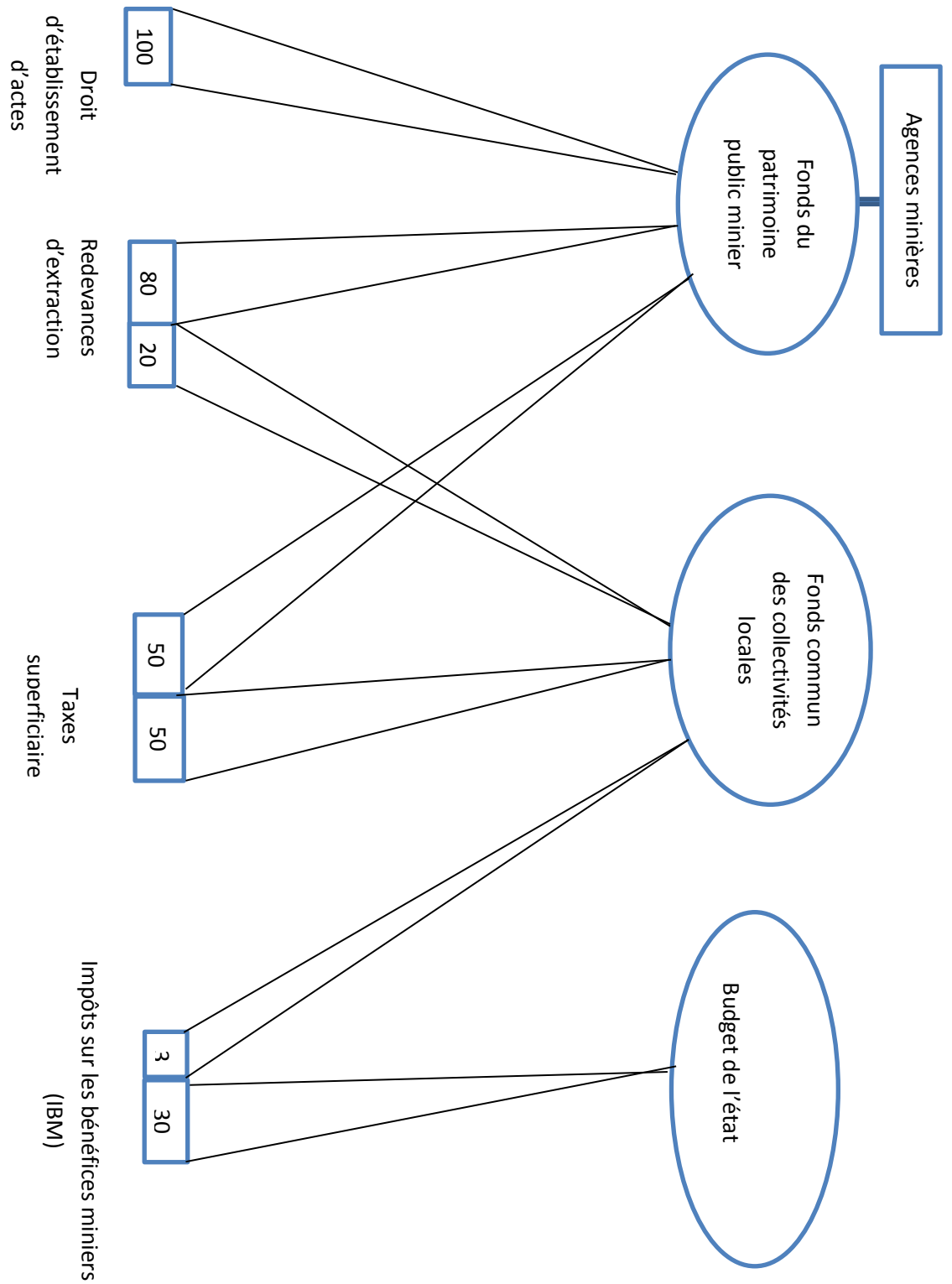


Figure V.3 : Répartition des taxes et impôts sur les budgets d'état, collectivité locales et patrimoine minier public [34].

Alors :

$$\begin{aligned} \text{Taxes} &= \text{Taxe superficiare} + \text{Redevances d'extractions} \\ &+ \text{Droit d'établissement d'acte} \end{aligned}$$

$$\text{Taxes} = 15\,000 + 48\,000\,000 + 27\,060\,824,47$$

$$\text{Taxes} = 75\,075\,824 \text{ DA}$$

V.6.4. Les coûts totaux

Sont la somme des coûts fixes et variables : [10]

$$C(q) = CF + CV$$

Comme CV varie avec le volume de la production, on peut écrire alors le coût total comme suit :

$$C(q) = CF + CV$$

Tableau V.7: représentation des différents coûts pour l'exploitation de la carrière Koudiet El-Khechba.

	Coûts fixes	Coûts variables	Taxes		
			Taxes superficiare	Redevances d'extraction	Droits d'établissement d'acte (titre minier)
Station de concassage fixe	196 258 426	73 155 889,65	15 000	48 000 000	27 060 824,47
Station de concassage mobile	322 678 426	61 196 121,57	15 000	48 000 000	27 060 824,47

V.6.5. Les coûts moyens ou coûts unitaires

Ils représentent les coûts totaux par unité produite. En distinguant les trois types de coûts déjà retenus, on obtient donc trois types de coûts moyens en divisant les coûts précédents par le nombre d'unités produites. [46]

V.6.5.1. Coût fixe moyen « CFM »

Est le quotient des coûts fixes par le nombre d'unités du bien Produites. [10]

$$CMF = \frac{CF}{Q}$$

V.6.5.2. Coût variable moyen « CVM »

Il est calculé par la formule suivante [10]:

$$CVM = \frac{CV(Q)}{Q}$$

V.6.5.3. Coût total moyen « CTM »

Il est calculé par la formule suivante [10]:

$$CTM = \frac{CT(Q)}{Q}$$

$$CTM = \frac{(CF + CV)}{Q}$$

$$CTM = \frac{CF}{Q} + \frac{f(Q)}{Q}$$

V.6.5.4. Coût marginal « Cm »

Est défini comme le supplément ou l'augmentation de coût engendré par la production d'une unité additionnelle, les concepts de coût total et variable sont liés à celui du coût marginal.

Le coût marginal est donc égal au dérivé du coût total par rapport à la quantité produite.

$$Cm = \frac{dCT}{dQ}$$

$$Cm = \frac{dCF}{dQ} + \frac{dCV}{dQ}$$

$$C_m = \frac{dCV}{dQ}$$

Avec :

- $\frac{dCF}{dQ} = 0$: (Les coûts fixes ne sont pas fonction de la production).

Comme le coût fixe est indépendant de l'augmentation de production, l'accroissement du coût total dépend uniquement de l'évolution du coût variable. [46]

V.7. L'amortissement

Les amortissements représentent une part de la valeur du capital fixe qui, dans le processus de production, au fur et à mesure, est transmis dans le prix de revient du produit. Les amortissements d'un engin constituent l'un des éléments des frais fixes que l'entreprise doit récupérer pour reconstituer le capital nécessaire à l'achat d'un nouvel engin. Donc, amortir un équipement, c'est mettre chaque année de côté une somme d'argent qui permet de payer les intérêts et de rembourser le capital à la fin de la vie de l'équipement. C'est donc une manière de répartir les grosses dépenses sur plusieurs années et de régulariser les résultats. [46]

V.7.1. Durée d'amortissement

La durée d'amortissement est la durée pendant laquelle un bien est amorti. Elle est variable selon le type de biens. Le choix de la durée d'amortissement donne également des indications sur la volonté des dirigeants d'extérioriser ou non des résultats.

Tous les engins sont amortis pendant 10 ans au niveau de la carrière de Koudiet El-Khechba. [46]

V.7.2. Différent régimes d'amortissement

V.7.2.1. Amortissement linéaire

Le montant de l'amortissement est fixe et est déterminé annuellement par l'application du pourcentage d'amortissement à la valeur de l'investissement.

L'amortissement (a) est calculé selon la formule suivante [46]:

$$A = \frac{(FA + FL - VL)}{N}; DA$$

Avec :

- FA : est les frais d'acquisition de l'engin en DA ;
- FL: Frais de liquidation ;
- VL: Valeur de liquidation ;
- N : Durée d'amortissement.

V.7.2.2. Amortissement dégressif

L'amortissement dégressif est la prise en charge d'un investissement par un amortissement plus important en début de période et sa continuité de manière décroissante.

L'amortissement dégressif est considéré comme étant plus réaliste que l'amortissement linéaire, car on peut constater que la perte de valeur des biens amortis est plus forte en début de période d'amortissement, qu'à la fin. [46]

V.8. Prix de revient

C'est le coût moyen d'une unité de production, d'une tonne de minerai ou d'une tonne de concentré.

Pour calculer le prix de revient d'un travail effectué ou d'une opération ou le prix de revient d'une entreprise il faut donc faire la somme des dépenses effectuées dans une certaine période (mois, an,...) et diviser cette somme par le nombre d'unités de production obtenues dans la même période. [4]

Le prix de revient est calculé par la formule suivante :

$$PR = \frac{\text{Coûts fixes} + \text{coûts variables} + \text{taxes}}{\text{production annuelle}}$$

Sachant que la production annuelle est de l'ordre de 1 000 000 t.

D'après la structure des coûts présentés dans le tableau V.7. Nous avons pu calculer le prix de revient de l'unité de production pour les deux actions à prendre (tableau V.8).

Tableau V.8 : le prix de revient pour les deux cas.

	Station de concassage fixe	Station de concassage mobile
Prix de revient	344,49	458,95

V.9. Chiffre d'affaires

Le chiffre d'affaires est le montant des affaires réalisées par l'entreprise avec les tiers dans l'exercice de son activité professionnelle normale et courante. Il correspond à la partie vendue de la production et aux reventes de marchandises (en l'état). Il demeure une référence pour traduire l'importance de l'évolution de l'activité : c'est le principal indicateur comptable d'activité de l'entreprise. [26]

Le chiffre d'affaire est le produit de prix de vente et la production annuelle.

Dans notre cas nous avons trois scénarios possibles le cas de la réalisation de la production prévue, le cas de la demande supplémentaire au marché donc une augmentation de production doit être réalisée et dans le cas où la carrière subit des incidents et /ou des contraintes, la production va diminuer automatiquement, c'est le cas de la sous production. Le tableau V.9 illustre les trois cas de figures pour les chiffres d'affaire réalisés d'après les scénarios expliqués ci-dessus.

Tableau V.9 : calcul de chiffre d'affaire pour les deux cas.

Scénarios	Sous production	production	Sur production
Chiffre d'affaire	640 000 000	800 000 000	960 000 000

Tel que :

$$\text{Production annuelle} = 1\,000\,000\text{ T}$$

$$\text{Sous production} = \text{production annuelle} - 20\% \text{ de production annuelle}$$

$$\text{Sur production} = \text{production annuelle} + 20\% \text{ de production annuelle}$$

Après avoir calculée les chiffre d'affaire pour les trois scénarios possibles ont vas présenter dans le tableau suivant les chiffres d'affaires limites calculés à partir des prix de revient des deux actions (l'utilisation de la station de concassage fixe pour réaliser la production

projeter ou bien la station mobile est utilisée au niveau du front de taille pour une préparation primaire de la roche extraite).

Les tableaux V.10 et 11 illustrent les différents chiffres d'affaires limites dans tous les cas figurés (actions et scénarios).

Tableau V.10 : calcul de chiffre d'affaire limite pour la station de concassage fixe.

Scénarios	Sous production	production	Sur production
Chiffre d'affaire limite	275 592 112,5	344 490 140,6	413 388 168,7

Tableau V.11 : calcul de chiffre d'affaire limite pour la station de concassage mobile.

Scénarios	Sous production	production	Sur production
Chiffre d'affaire limite	367 160 298	458 950 000	550 740 447

V.10. Marge bénéficiaire

Le bénéfice imposable est le bénéfice net déterminé d'après le résultat d'ensemble des opérations de toutes natures effectuées par les sociétés et personnes morales, y compris notamment les cessions d'élément quelconque de l'actif, soit en fin d'exploitation dans les conditions prévues, soit en cours d'exploitation.

$$\text{marge bénéficiaire} = \text{chiffre d'affaire} - \text{chiffre d'affaire limite}$$

Le tableau V.12 présente les différentes marges bénéficiaires réalisées dans la carrière pour chaque scénario et ce pour les deux actions possibles.

Tableau V.12 : Calcul de la marge bénéficiaire.

Scénarios	Sous production	production	Sur production
Station de concassage fixe	364 407 887,5	455 509 859,4	9 186 611 831
Station de concassage mobile	272 839 702	341 050 000	9 049 259 553

On remarque dans ce tableau que la différence entre les marges bénéficiaires de deux actions diminue quand la production augmente, ce qui nous amène à dire que pour notre cas la première action peut être la meilleure décision à prendre mais avec une augmentation de la production on peut arriver à une marge positive pour la deuxième action (station de concassage mobile).

Dans ce cas on passe à une étude de décision pour avoir prendre la meilleure décision pour ce projet d'exploitation de la carrière Koudiet El-Khechba.

V.11. Critères de décision dans un avenir incertain

Le présent travail consiste à choisir la décision optimale concernant une étude économique du projet d'exploitation d'un nouveau site. Le recours aux critères de décisions en avenir non mesurable est justifié par la fluctuation du comportement du marché durant la durée de vie de la carrière.

La démarche est basée sur l'évaluation des actions à mener en fonction de la marge bénéficiaire.

Pour ce faire, il sera question de :

- Identifier tout d'abord les actions potentielles ;
- Identifier les scénarios ;
- Calculer les utilités conditionnelles.

En fonction de l'évaluation de chaque action, nous allons prendre la décision la plus cohérente.

V.11.1. Critère de Laplace

➤ Fonction de valorisation

Évaluer la moyenne de chaque action [48]:

$$S_{aj} = \frac{1}{n} \sum_{ei=e1}^{ei=en} (M_{b aj,ei})$$

Avec :

- S_{aj} : représente l'action;
- M_b : marge bénéficiaire (DA);
- ei : scénarios.

Tableau V.13 : Marges bénéficiaire de chaque action et scénario pour le critère de Laplace.

Scénarios Actions	Sous production	production	Sur production
Station de concassage fixe (S_{a1})	364 407 887,5	455 509 859,4	9 186 611 831
Station de concassage mobile (S_{a2})	272 839 702	341 050 000	9 049 259 553

$$S_{a1} = \frac{1}{3} (364\,407\,887,5 + 455\,509\,859,4 + 9\,186\,611\,831) = 3\,335\,509\,859 \text{ DA}$$

$$S_{a2} = \frac{1}{3} (272\,839\,702 + 341\,050\,000 + 9\,049\,259\,553) = 3\,221\,049\,752 \text{ DA}$$

➤ Critère de choix

Choisir l'action dont la moyenne est la plus élevée

$$Sa^* \in \arg \max(Saj)$$

$$\rightarrow \text{Arg max (Saj)} = Sa^* = S_{a1}$$

Donc, dans notre cas le critère de choix est celui de la station de concassage fixe

- Critique de critère de Laplace :

Critère de la raison insuffisante

Car tout se passe comme si on cherchait à maximiser une espérance mathématique de gain comme si on était dans un univers risqué et équiprobable.

V.11.2. Critère du Maximax

- Fonction de valorisation

Déterminer le résultat que peut rapporter chaque action.

$$S_{aj} = \text{Sup} (M_{b_{aj,ei}})$$

Tableau V.14 : Marges bénéficiaire de chaque action et scénario pour le critère de Maximax.

Scénarios Actions	Sous production	production	Sur production
Station de concassage fixe (S _{a1})	364 407 887.5	455 509 859,4	9 186 611 831
Station de concassage mobile (S _{a2})	272 839 702	341 050 000	9 049 259 553

$$S_{a1} = \text{Sup}(364\,407\,887.5 ; 455\,509\,859.4; 9\,186\,611\,831) = 9\,186\,611\,831 \text{ DA}$$

$$S_{a2} = \text{Sup} (272\,839\,702; 341\,050\,000; 9\,049\,259\,553) = 9\,049\,259\,553 \text{ DA}$$

- Critère de choix

Choisir l'action dont la fonction de valorisation est plus élevée :

$$a * \exists \arg \max(S_{aj}) = S_{a1}$$

Alors la station de concassage choisie est la station fixe

➤ Critique du critère du MaxiMax

→ Critère trop optimiste

En utilisant le critère du MaxiMax, l'agent se comporte comme un optimiste qui ne voit que la possibilité de gagner le plus possible en omettant les possibilités de gain inférieur. [48]

V.11.3. Critère du Maximin « WALD »

➤ Fonction de valorisation

Déterminer le résultat minimum que peut rapporter chaque action

$$S_{aj} = \inf (M_{b,i,i})$$

Tableau V.15: Marges bénéficiaire de chaque action et scénario pour le critère de Maximax.

Scénarios Actions	Sous production	production	Sur production
Station de concassage fixe (S _{a1})	364 407 887,5	455 509 859,4	9 186 611 831
Station de concassage mobile (S _{a2})	272 839 702	341 050 000	9 049 259 553

$$S_{a1} = \text{Inf} (364\,407\,887,5; 455\,509\,859,4; 9\,186\,611\,831) = 364\,407\,887,5 \text{ DA}$$

$$S_{a2} = \text{Inf} (272\,839\,702; 341\,050\,000; 9\,049\,259\,553) = 272\,839\,702 \text{ DA}$$

➤ Critère de choix

Choisir l'action dont la fonction de valorisation est plus élevée

$$a * \ni \arg \max (S_{aj}) = S_{a1}$$

Alors la station de concassage choisie est la station fixe

Critique du critère de WALD

→ Critère trop pessimiste

En utilisant le critère de WALD, l'agent se comporte comme un pessimiste qui se base sur le choix de l'action qui a le plus grand résultat minimum. [48]

V.11.4. Prise de décision

Un des moyens utilisés pour la décision optimale est de construire un tableau classant les décisions pour chacun des critères avec leur rang respectifs.

Tableau V.16: la priorité de chaque action pour chaque critère.

Critères Actions	Laplace	Maximax	Maximin	Somme
S _{a1}	1	1	1	3
S _{a2}	2	2	2	6

→ De par la somme des rangs, on en déduit le classement :

1: station de concassage fixe ;

2 : station de concassage mobile.

On obtient :

$$\min(\text{rang}) = 3$$

Après la critique des différents critères de choix on a constaté que le meilleur choix est celui de la station de concassage fixe.

V.12. Evaluation de la rentabilité économique de la station de concassage fixe

D'après les résultats obtenus auparavant on a étudié la meilleure décision en détail durant l'année 2017-2018 ainsi que durant toute la durée de vie de la carrière, afin d'avoir une idée sur les chiffres d'affaires réalisés ainsi qu'aux bénéfices durant toute la vie de la carrière Koudiet El-Khechba.

V.12.1. Rentabilité durant l'année 2017-2018

V.12.1.1. Chiffre d'affaire

À partir d'un prix de vente de 800 DA/T et une production qui varie de 100 000 T à 1 200 000 T ; on a pu calculer le chiffre d'affaire représenté dans le graphe ci-dessous :

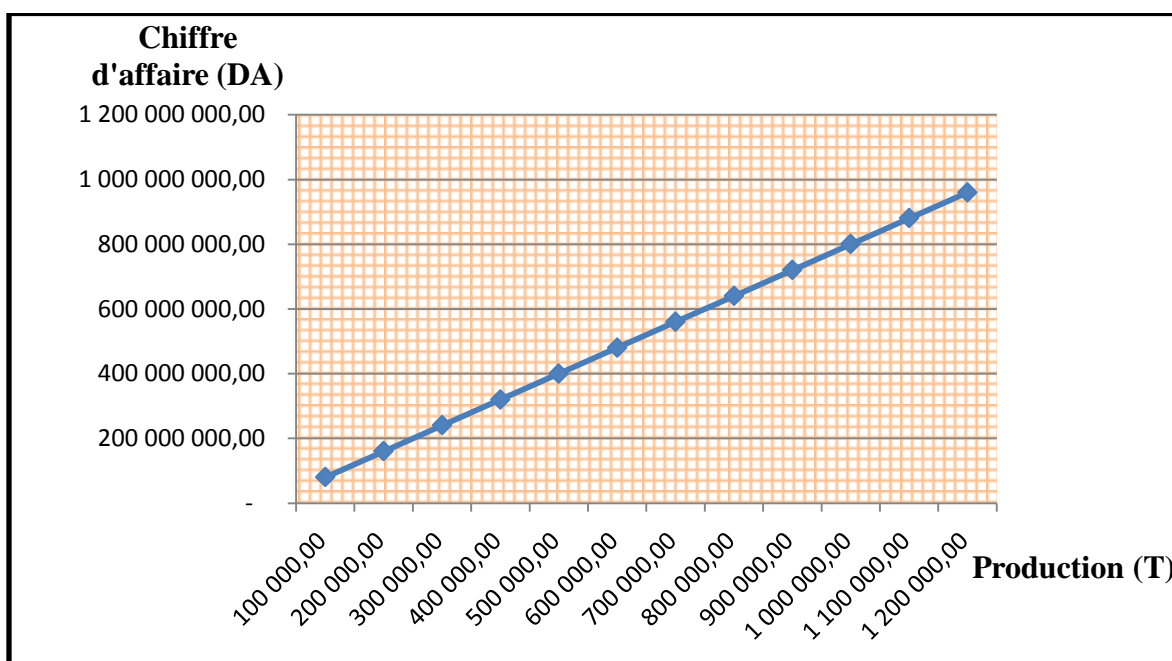


Figure V.4 : Chiffre d'affaire.

V.12.1.2. Coût d'une tonne

Le Coût d'une tonne est calculé par la formule suivante :

$$\text{Coût d'une tonne} = \frac{\text{Prix du permis minier} + \text{coûts variables} + \text{taxes superficiaires}}{\text{production annuelle}}$$

$$\text{Coût d'une tonne} = \frac{27\,060\,824,7 + 73\,155\,889,65 + 15\,000}{1\,000\,000}$$

$$\text{Coût d'une tonne} = 100,23 \text{ DA/T}$$

V.12.1.3. Redevance d'extraction

Le graphe ci-dessous montre l'évolution de redevance d'extraction en fonction de la production à une pente moyenne qui est le résultat d'un produit entre le prix de vente et un pourcentage déterminé par la loi minière qui est évalué à 0,06 pour les carrières à ciel ouvert.

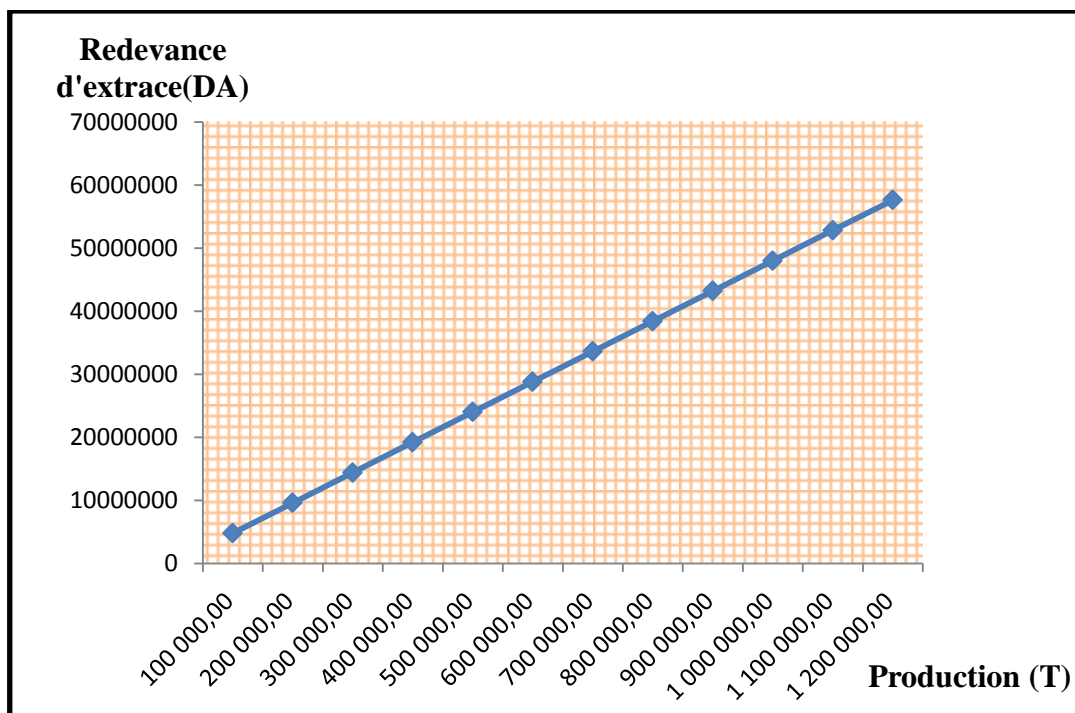


Figure V.5 : Redevance d'extraction.

V.12.1.4. Seuil de rentabilité

Le seuil de rentabilité (CA_{SR}) est le chiffre d'affaires à partir duquel une entreprise commence à réaliser des bénéfices (pour une période donnée, l'année en général).

Au seuil de rentabilité il n'y a ni perte, ni bénéfice [17]:

Si:

$$CA \text{ annuel} < CA_{SR} \Rightarrow \text{Pertes (R} < 0 \text{)} ;$$

Si le contraire, c'est à dire:

$$CA \text{ annuel} > CA_{SR} \Rightarrow \text{Bénéfices (R} > 0 \text{)}$$

Le seuil de rentabilité est le chiffre d'affaires pour lequel :

- ✓ La marge sur coûts variables est égale aux coûts fixes $\Rightarrow \frac{M}{CV} = CF$
- ✓ Le chiffre d'affaires est égal au coût total (coûts variables + coûts fixes) $\Rightarrow CA = (CV + CF)$

On parle également de CA critique (au point mort).

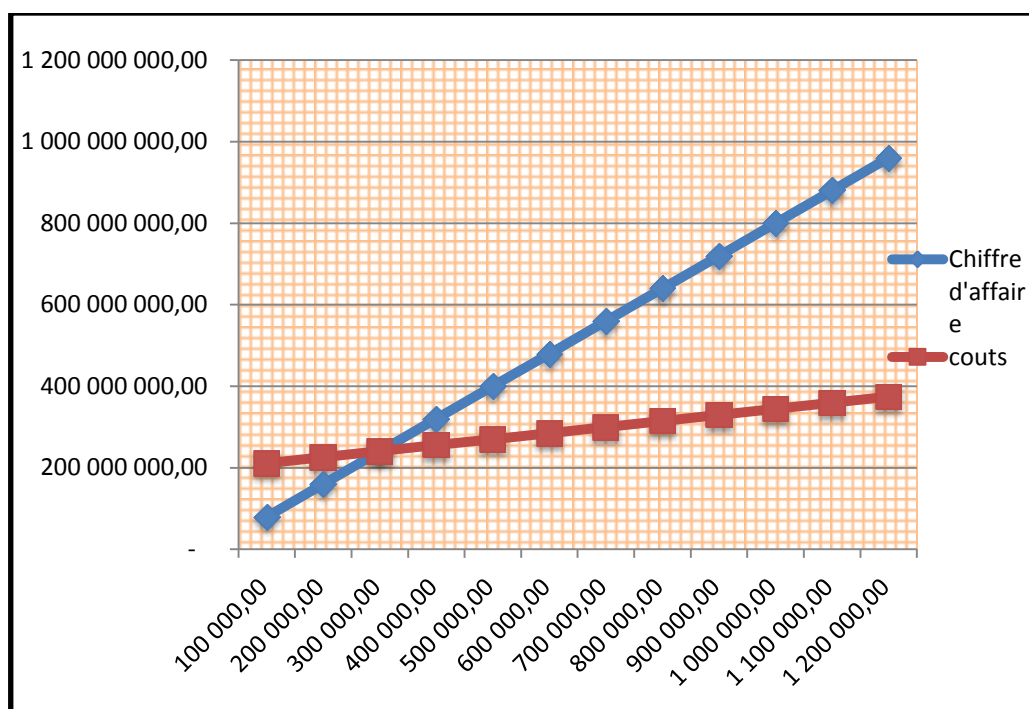


Figure V.6 : Seuil de rentabilité.

Le graphe présente l'évolution de chiffre d'affaires et les coûts totaux de l'entreprise en fonction de la production durant une année.

On constate qu'à partir d'une production de « 300000 T » à un chiffre d'affaires de « 240000000 DA » en atteignant le seuil de rentabilité, l'entreprise a commencé d'avoir des bénéfices et cela sera réalisé après l'amortissement des engins.

V.12.2. Evaluation de la rentabilité durant toute la durée de vie de la carrière

V.12.2.1. Chiffre d'affaire

L'évaluation chiffre d'affaires durant la durée de vie de la carrière nous a permis de tracer le graphe ci-dessous :

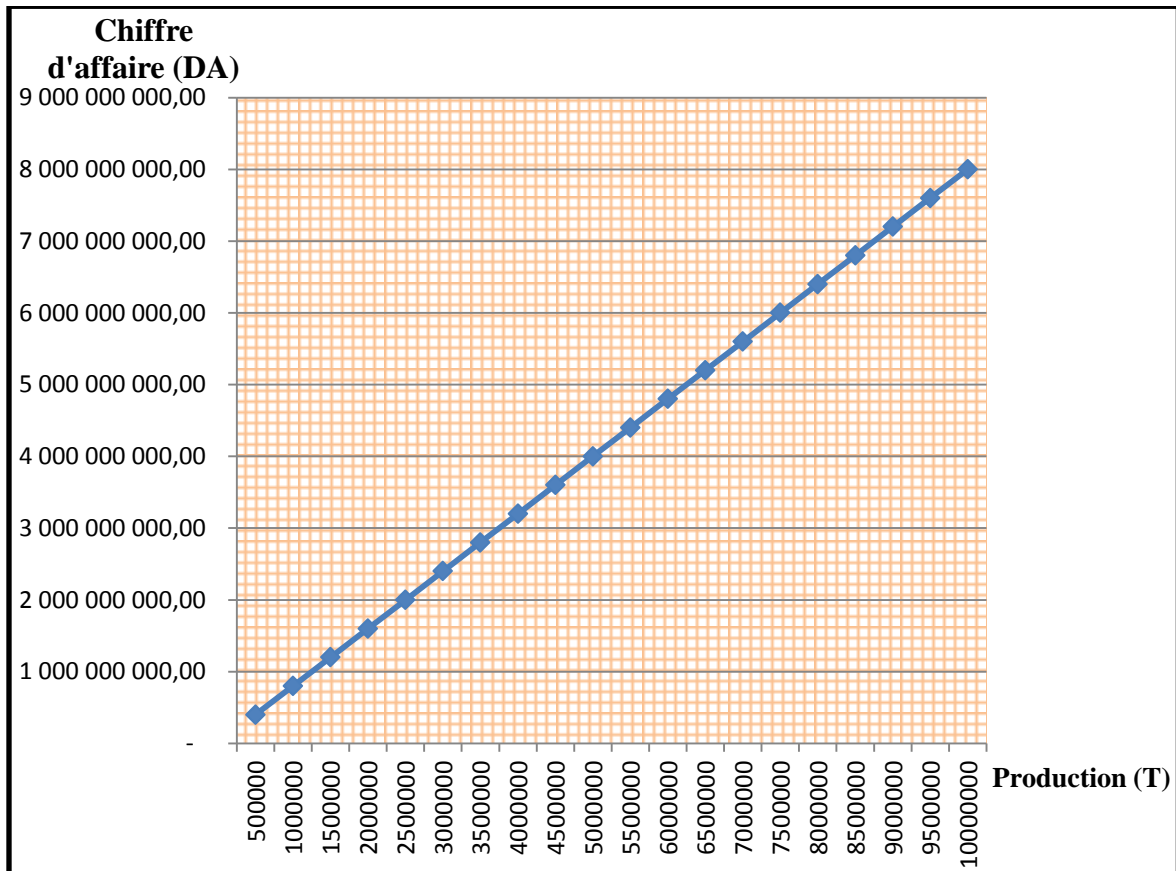


Figure V.7 : Chiffre d'affaire.

D'après le graphe on peut constater que le chiffre d'affaires augmente avec une pente de 800 qui représente le prix de vente d'une tonne de minerai extrait.

V.12.2.2. Coût d'une tonne

$$\text{Coût d'une tonne} = \frac{\text{Prix du permis minier} + \text{coûts variables}}{\text{production annuelle}}$$

$$\text{Coût d'une tonne} = \frac{27\,060\,8244,7 + 731\,558\,89,65}{1\,000\,000}$$

$$\text{Coût d'une tonne} = 343,76 \text{ DA/T}$$

V.12.2.3. Redevance d'extraction

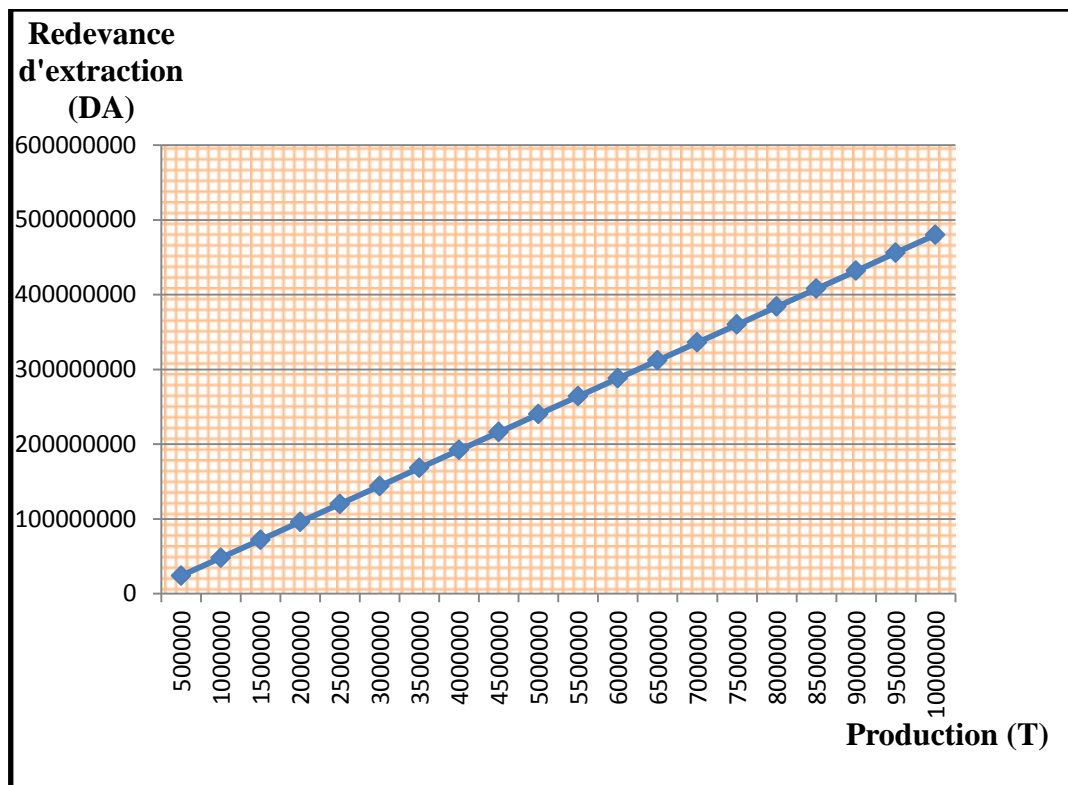


Figure V.8 : Redevance d'extraction.

Le graphe ci-dessus montre l'évolution de redevance d'extraction en fonction de la production pendant la vie de la carrière qui est évalué à dix ans. Elle se développe à une pente légère qui est le résultat d'un produit entre le prix de vente et un pourcentage déterminé par la loi minière qui est évalué à 0,06 pour les carrières à ciel ouvert.

V.12.2.4. Taxes superficiaria

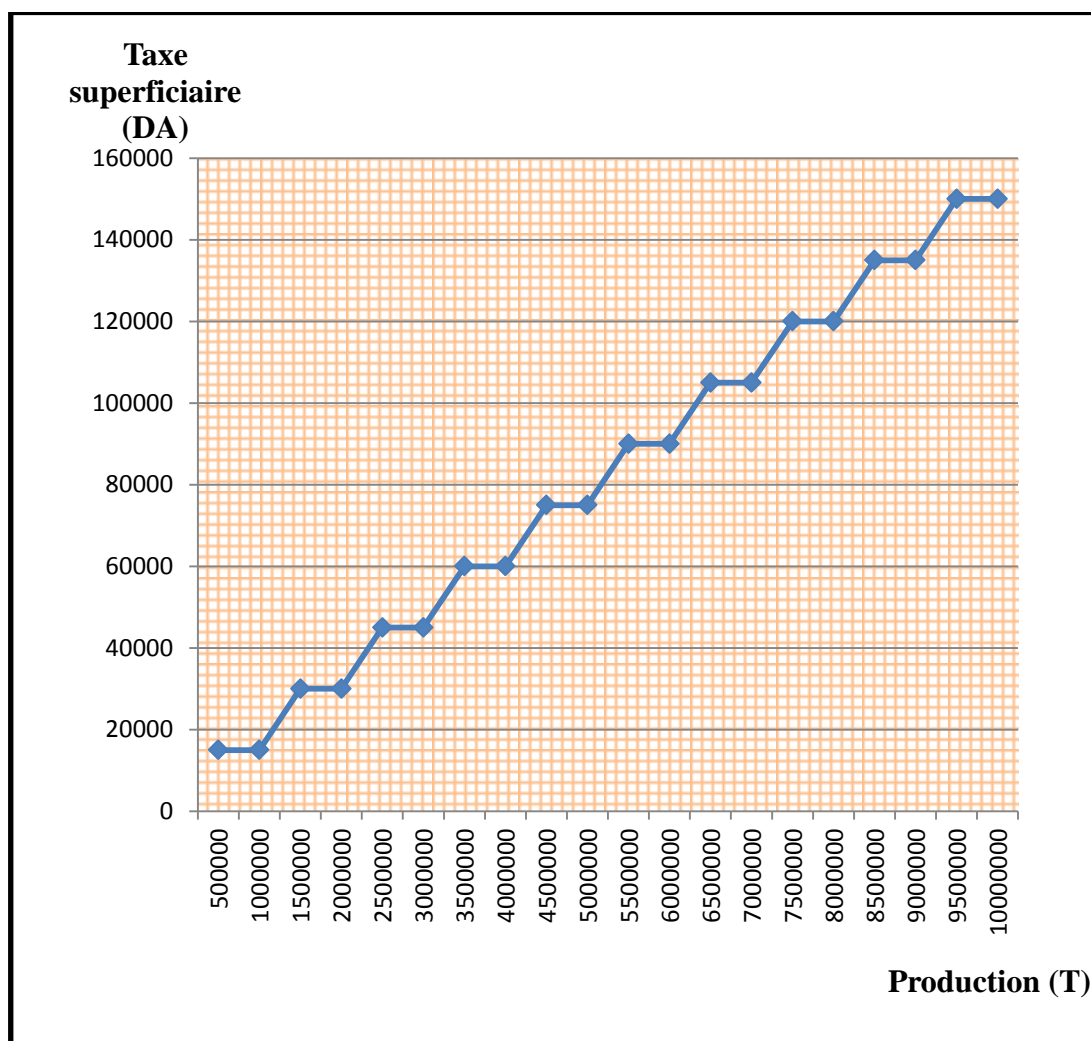


Figure V.9 : Taxe superficiaria.

Le graphe montre l'évolution de la taxe superficiaria en fonction de la production de la carrière pendant sa durée de vie.

On remarque que ce type de taxe évolue en marche d'escalier, et cela parce que cette taxe reste constante pendant l'année mais elle change d'une année à une autre en ajoutant la même valeur chaque année (taxe annuelle définie par la loi minière elle dépend uniquement de la superficie occupée par l'entreprise).

V.12.2.5. Seuil de rentabilité

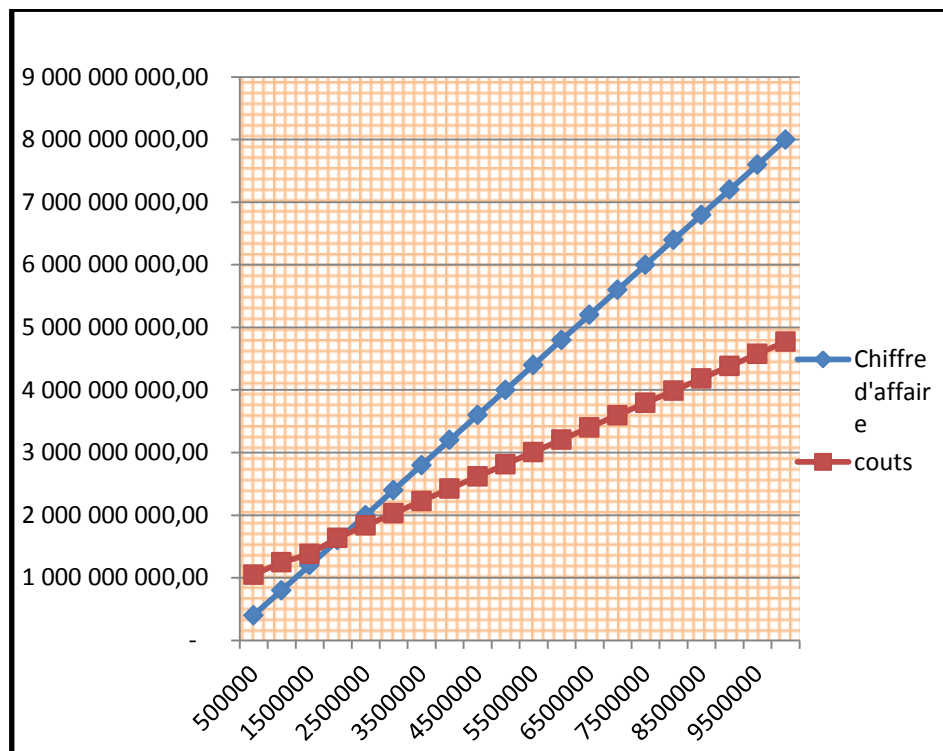


Figure V.10 : Seuil de rentabilité.

D'après le graphe ci-dessus on constate que l'entreprise atteint le seuil de rentabilité à une production de l'ordre de 2500000T ce qui montre que l'entreprise aura des bénéfices dès la deuxième année et on remarque que l'unité sera bénéficiaire d'une marge importante (chiffres d'affaires réalisée durant plus de 7 ans).

V.13. Conclusion

A la fin de ce chapitre, dans un premier temps, nous avons construit la structure des coûts de l'entreprise pour les différentes étapes de la production, tout en se basant sur les investissements et les coûts variables pour le site d'El Hajeb (ancien site de production de la même entreprise, avec les mêmes conditions de travail), afin d'arriver à évaluer les coûts pour une production projeté pour l'exploitation du gisement Koudiet El-khechba.

La deuxième étape est de prendre la décision, dans cette partie de travail, on a fait appel aux critères de décision économique, l'analyse résultante de cette étude montre une marge

bénéficiaire d'où la meilleur décision pour l'exploitation de la carrière Koudiet El-Khechba.

Conclusion générale

Conclusion générale

Au terme de notre projet de fin d'études : "étude technico-économique du projet d'exploitation de la carrière de Koudiet El-Khechba" nous sommes arrivés aux conclusions suivantes:

- Les travaux d'exploration effectués au niveau du gisement de Koudiet El-Khechba ont permis de donner une description générale sur la formation géologique de la zone étudiée, qui est composé de deux formations calcaire et calcaire marneux aptes à la production de granulats pour la confection des bétons hydrauliques et des corps de chaussées.
- Pour entamer l'exploitation, une piste d'accès a été réalisée partant du bas vers le haut tandis que l'exploitation de gisement se fait dans le sens contraire, par gradins de 15 m de hauteur dont l'orientation global est Sud-Est, les travaux d'ouverture de ce gisement vont commencer avant l'épuisement total de l'ancien gisement (El Hadjeb).
- Le mode d'abattage convenable pour l'exploitation de ce site est celui d'abattage à l'explosif, un plan de tir sera implanté avant la réalisation des trous de mines et l'exécution du tir, dans lesquels nous avons défini les paramètres géométriques et énergétiques en suivant les règles de LANGEFORS en vue d'assurer la production souhaité.
- Les résultats d'évaluation des réserves donnent une estimation de l'ordre de 10 047 000 de tonnes comme réserve exploitable. La production annuelle prévue est de l'ordre de 1 000 000 tonne/ans, d'où la durée de vie de ce gisement peut atteindre 10 ans.
- Un autre maillon très important dans la chaîne de production, c'est le processus de chargement et de transport qui dépend beaucoup plus du rendement de matériel utilisé. A cet effet nous avons déterminé les paramètres concernant ce processus afin d'assurer la production prévue par l'ENG.
- l'évaluation de la rentabilité des actions étudiées nous a mené à déduire que la station de concassage fixe est favorisée que la station de concassage mobile d'une marge de l'ordre 114 450 000 DA.

Références bibliographiques

REFERENCE BIBLIOGRAPHIQUE

- [1] ABD ELLAH, EL HADJ Bilal. « Reprise de l'exploitation à ciel ouvert de carbonate de calcium », mémoire fin d'étude, Ecole Nationale Polytechnique. juin 2010
- [2] AFTES. « Caractéristiques des massifs rocheux utile à l'étude et à la réalisation des ouvrages souterrains ». 2003
- [3] AMARI, G. « Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoula Sidi Ali Benyoub (Sidi Bel Abbès) ». Mémoire de fin d'études, école nationale polytechnique. 2010
- [4] AIT KAID, Y. « 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 », mémoire de fin d'études, école nationale supérieure polytechnique. 2009
- [5] AIT YAHIATENE. « Le cout fixe », Cours d'économie. Département Génie Minier, école nationale polytechnique d'Alger.
- [6] BOUSSAID, B. « Caractéristiques d'un massif rocheux et anomalies de tir. Carrière de gypse de sidi boutbal, plateau de boufatis, oran. (Entreprise knauf plâtres) », mémoire présentée pour l'obtention du grade d'ingénieur d'état en sciences de la terre et de l'univers, Université Abou Bekr Belkaïd , Tlemcen. 2015
- [7] BACHAR ASSED, M.A. « Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert », ENP. 2004/2005
- [8] BERDOUDI, S. « Etude de la mécanique de tir des roches par utilisation des modèles réduits dans les conditions Algériennes », thèse de doctorat, université Badji Mokhtar Annaba.
- [9] BOKY, B. « Exploitation des mines ». Edition Mir, Moscou. 1968
- [10] BOUZAROUR, Y. « Développement d'une application pour le calcul de la fonction de coûts par régression linéaire », projet de fin d'études, école nationale polytechnique d'Alger. 2008
- [11] Calembert, L et al. « Géologie de l'ingénieur et mécanique des roches », Annales des travaux publics de Belgique. 1978

- [12] CARLA SOLSONA, A. « Confrontation de modèles mécaniques et géologiques à la réalité d'un chantier du creusement d'un tunnel dans un massif rocheux fracturé », L'école des mines d'Alès. 2011
- [13] CECILE C. « Analyse et optimisation des pratiques d'abattage à l'explosif dans une carrière de granulats », école des mines de Paris, rapport d'option. 2011
- [14] CHELOUCHE, F. « Ouverture et l'exploitation du gisement de baryte de draissa (Wilaya de Bechar) ». Mémoire de fin d'étude, l'école nationale polytechnique. 2010
- [15] CHIBKA, N. « Exploitation des gisements métallifères ». Edition Office des publications universitaires, Alger. 1980
- [16] Code général des impôts (loi n° 2012-31 du décembre 2012)
- [17] Cours de vente, « Chapitre I : Les outils d'analyse des ventes, Séquence 4 : Le calcul du seuil de rentabilité. L'école de management du Lille.
- [18] DJARFOUR, D. « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar Ain Smara, W. Constantine », mémoire de fin d'études de l'école nationale polytechnique. 2006
- [19] DOLOMIQUE, S. « La comptabilité analytique ». 2006
- [20] Entreprise National Des Granulats, documents internes.
- [21] FRONCOIS, M. « Mécanique des roches et travaux souterrains », edition ENS Cachan. 2012
- [22] GHARBI, K. « L'adaptation du plan de tir à la blocométrie: Un enjeu capital pour un haut rendement minier », mémoire de fin d'étude de l'école nationale polytechnique. 2007
- [23] Gilles, B. Cristian, K. « Economie d'entreprise », 8ème Edition. 2006
- [24] GOKHALE, B V. « Rotary Drilling and Blasting in Large Surface Mines ». CRC Press/Balkema P.O. Box 447, 2300 AK Leiden, the Netherlands. 2011
- [25] « Guide de mise en œuvre des produits explosifs en milieu subaquatique ». 2008

- [26] GUILLAUME, M. « Méthodologie d'analyse financière ». 1998
- [27] Hadji, abdelhakim. « Amélioration des paramètres des travaux de forage et de tir et traitement des résultats par analyse blocométrique »université Badji Mokhtar Annaba. 2013
- [28] HEINIÖ, M. « Rock Excavation Handbook». 1999
- [29] HERRMANN, K. « Précis de forage des roches ». Edition DUNOD, paris. 1971
- [30] HOANG, T. « Etude du comportement d'un milieu rocheux fracturé : application à la réalisation du tunnel de st béat », thèse de doctorat, école des ponts paris Tech. 2010
- [31] IRIS KAPINGA, K. « Caractérisations structurale et mécanique du massif rocheux de la fosse tiriganiaq du projet meliadine à l'aide de la modélisation synthétique du massif rocheux ». Mémoire pour l'obtention du grade de Maître des sciences de l'université de Laval Québec. 2013
- [32] JACQUES, L. « Cours de la géotechnique », Institut National Des Sciences Appliquées de Toulouse. 2006
- [33] Jérôme, A. « Exploitation du congrès de la société de l'industrie minérale ». 2002
- [34] Journal officiel de la république algérienne démocratique et populaire, N° 53. 2015
- [35] KEDJEM, A. « Plan de développement de l'exploitation », rapport de l'ENG.2014
- [36] KERKEBANE, H. « Etude des vibrations dues aux tirs de mines, apport de la modélisation », école nationale polytechnique. 2008
- [37] KOVALENKO, K.AMBARTSOUMIAN, N. M LAHMER, K. « Exploitation des carrières ». Edition Office des publications universitaires. 1986
- [38] LOUNIS, F. « projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de kef batha (tissemsilt) ». Projet de fin d'études, école nationale polytechnique. 2006/2007.
- [39] MATIN, F. SAITA, A. « Mécanique des roches travaux souterrains ».Huitième édition, ENS Cachan. 2012
- [40] M'ZOUGHEM, K. CHENAFI, W. « Etude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière de ain el kebira (sétif) », mémoire de magister, universite ferhat abbas. 2006

- [41] MENACER, K. « Influences des discontinuités et de l'emplacement du détonateur sur les résultats de l'abattage des calcaires sur modèle réduit (cas de Chouf-Amar M'SILA) », mémoire de magister, Université Badji Mokhtar Annaba. 2011
- [42] NEFIS, M. « Modèle d'un plan de tir », mémoire de magister, université Badji Mokhtar Annaba. 2010
- [43] NEGGAZI, A. « Projet d'exploitation de la colline Est de dolomie calcaire à El Maleh Ain Timouchent », thèse de doctorat, école national supérieur polytechnique d'Alger. 2009
- [44] OFFICE NATIONAL DES SUBSTANCES EXPLOSIFS, « Techniques d'utilisation des explosifs ».
- [45] OLOFSSON, S O. « Applied explosives technology for construction and mining». 2002
- [46] OUMENKHACHE, N. « Progiciel de structuration des dépenses de production des agrégats et des sables sous forme de fiche de coûts (Application carrière de Keddara ALGRAN)». Projet de fin d'études, Ecole Nationale Supérieure Polytechnique. 2009
- [47] Résultats des essais et commentaires exécutés sur le gisement de Koudiet El Khechba. Laboratoire centrale de l'ENG, El Khroub, Canstantine.
- [48] RIZZI, M. « Une nouvelle méthode d'aide à la décision en avenir incertain », revue française d'automatique, d'informatique et de recherche opérationnelle. Recherche opérationnelle tome 16. n°4 .1982
- [49] ROGER, D. « Livre explosif et techniques de minage »
- [50] SAADA, H. « Travaux effectués pour l'ENG ». janvier 2014
- [51] SAADOUN, A. « Contribution à l'analyse des effets des tirs d'abattage dans les conditions de la carrière de calcaire Chouf-Amar. M'sila ». Mémoire de Magister, Université Badji Mokhtar Annaba. 2012
- [52] SCHROEDER, Ch. « Etude de stabilité des parois rocheuses », revue de société belge de géologie de l'ingénieur et de mécanique des roches (SBGIMR). 2010
- [53] STELLMAN J.M « Encyclopédie de sécurité et de santé au travail », Volume III, 2000
- [54] THIARD, R. BLANCHIER, A. « Utilisation des explosifs dans le génie civil ».

[55] ZHAO, J. « Cours de la mécanique des roches ». 2007

[56] ZHAO, J. « Propriétés des discontinuités », part 3, cours de mécanique des roches, l'école polytechnique fédérale de Laussane. 2008

[57] ZINE, L. « Proposition d'une organisation de l'entreprise minière de keddara (méthode des centres des coûts) », projet de fin d'études, école nationale polytechnique. 2010

Annexes

Annexe I : Coûts de la station de concassage fixe

Le matériel ci-dessous désigné est affecté à compter du : 09/02/2009

MATERIELS	marque	Valeurs d'acquisition (DA)	nombre
EXTRACTEUR VIBRANT N°4	SBM	1 752 371	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	7 339 485	01
DETECTEUR DE METAUX	ME-TETEC	1 070 453	02
AIMANT PERMANENT	IFE	1 234 182	02
CRIBLE A BALOURD	SBM	14 192 875	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	2 295 869	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	5 339 542	01
CONCASSEUR A PERCUSSION	SBM	23 090 180	01
PLAN ELECTRIQUE	CONECRANES	1 710 803	04
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	2 140 766	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	4 769 180	01
CRIBLE A BALOURD	SBM	13 614 878	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	2 783 236	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	5 394 967	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	4 315 747	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	6 256 448	01
TREMIE TAMPON	SBM	4 806 931	01
EXTRACTEUR VIBRANT N°5	SBM	2 325 985	01
EXTRACTEUR VIBRANT N°6	SBM	2 325 985	01
EXTRACTEUR VIBRANT N°7	SBM	2 325 985	01
CONCASSEUR A PERCUSSION	SBM	13 995 355	03
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	5 755 225	03
CRIBLE A BALOURD	SBM	13 614 878	03
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	3 036 180	03
SEPARATEUR EN CASCADE	SCHEUCH	6 086 216	02

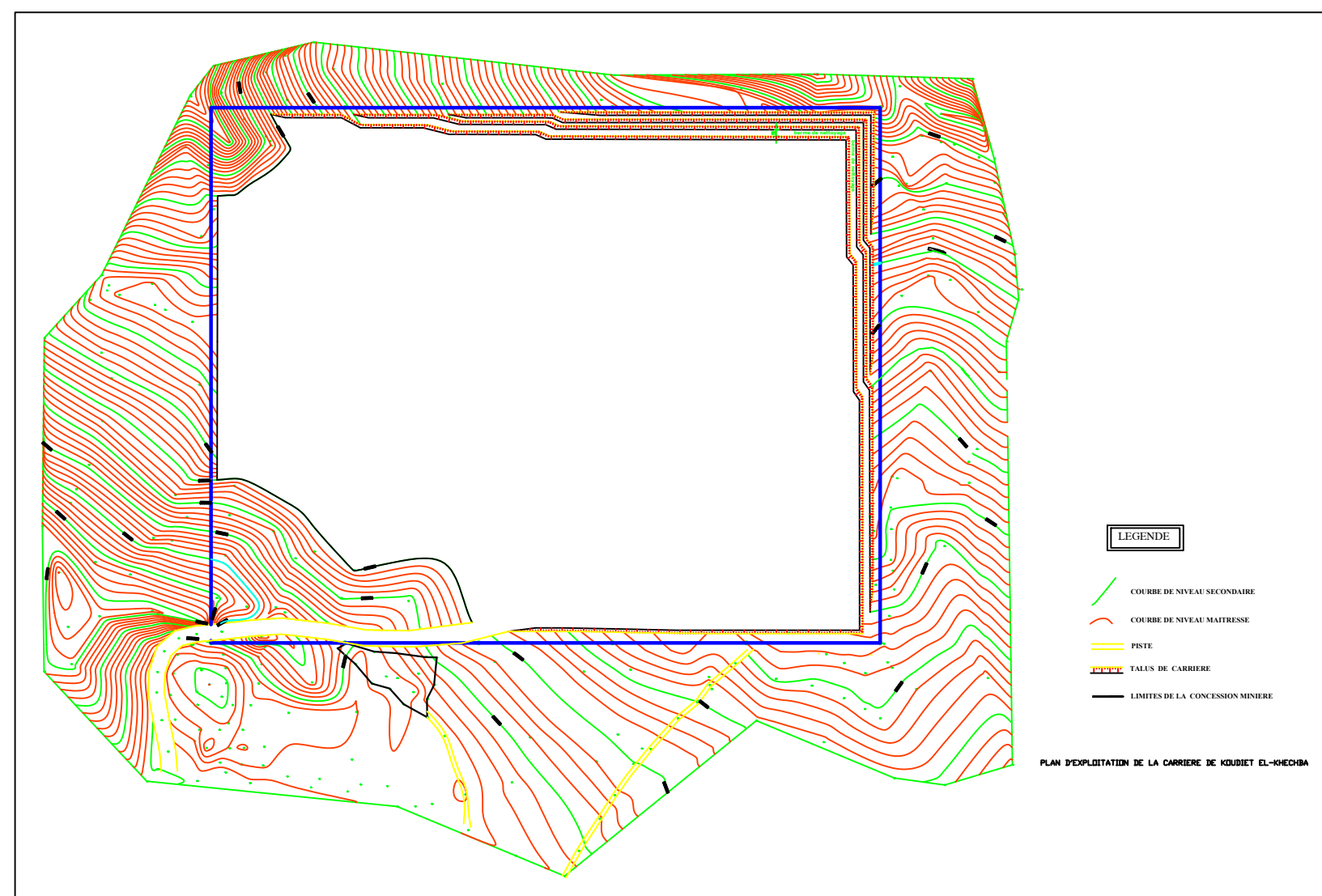
ELEVATEUR A GODET	BBM	13 443 657	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	3 488 341	01
TRANSPORTEUR A BANDE REVERSIBLE	SBM	3 567 660	01
TRANSPORTEUR A VIS	WAM	1 460 828	01
BANDE DOSEUSE	SBM	1 650 995	03
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	4 602 907	01
ELEVATEUR A GODET	BBM	9 018 192	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	2 254 301	01
BASCULE INTEGRATRICE	KUKLA	1 070 453	06
MANCHE DE CHANGEMENT	HENNLICH ENERGINEERING	4 033 040	04
MANCHE DE CHANGEMENT	HENNLICH ENERGINEERING	2 416 756	01
SILO DE STOCKAGE	SARL SOMAIRE	19 501 860	02
SILO DE STOCKAGE	SARL SOMAIRE	17 426 030	02
SILO DE STOCKAGE FILLERS	SARL SOMAIRE	17 741 464	01
CLAPET DE DOSAGE	WÖHWA	1 173 667	04
COMPRESSEUR A VIS	KAESER	2 827 773	01
FILTRE A MANCHES	SCHEUCH	17 569 307	02
VENTILATEUR CENTRIFUGE	SCHEUCH	14 138 865	01
VENTILATEUR CENTRIFUGE	SCHEUCH	15 566 890	01
TRANSPORTEUR A VIS	WAM	1 460 828	01
SAS A ROUE CELLULAIRE	SCHEUCH	1 555 275	01
PC DE COMMANDE	FUJITSU-SIMENS	1 128 225	01
IMPRIMANTE	HP	19 194	01
ONDULEUR	APC	19 198	01
EXTRACTEUR VIBRANT N°3	SBM	1 752 371	01
TREMIS TAMPON	SBM	3 597 917	01
STATION DE SERRAGE DU TRANSPORTEUR ENCC REP28	SBM	1 761 844	01
COMMANDE	SBM	3 603 007	01

D'ENTRAÎNEMENT DU TRANSPORTEUR ENCC REP28			
EXTRACTEUR VIBRANT N°2	SBM	2 317 925	01
EXTRACTEUR VIBRANT N°1	SBM	2 317 925	01
LOCAL ELECTRIQUE	ETB BOUDHAR	527 642	01
LOCAL DE PESAGE	ETB BOUDHAR	1 081 987	01
COFFRET DE COMMANDE	/	2 559 204	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N11	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N10	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N9	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N8	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N7	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N6	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N5	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N4	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N3	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N2	BAUMGARTNER	1 279 602	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE SECONDAIRE+N1	BAUMGARTNER	1 279 602	01
CHAUFFAGE ELECTRIQUE	PROTOTHERM	19 194	01
CLIMATISEUR	AIRWELL	38 388	01

CABINE SALLE DE COMMANDE STATION SECONDAIRE	SBM	1 797 969	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE PRIMAIRE +V5	BAUMGARTNER	1 357 094	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE PRIMAIRE +V4	BAUMGARTNER	1 357 094	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE PRIMAIRE +V3	BAUMGARTNER	1 357 094	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE PRIMAIRE +V2	BAUMGARTNER	1 357 094	01
ARMOIRE ELECTRIQUE POSTE PRIMAIRE +V1	BAUMGARTNER	1 357 094	01
ARMOIRE DE COUPLAGE N°2	EDIEL EL ACHOUR	807 407	01
ARMOIRE DE COUPLAGE N°1	EDIEL EL ACHOUR	807 407	01
TRANSFORMATEUR ELECTRISUE N°4	ENEL	1 803 975	01
TRANSFORMATEUR ELECTRISUE N°3	ENEL	1 803 975	01
TRANSFORMATEUR ELECTRISUE N°2	ENEL	1 803 975	01
TRANSFORMATEUR ELECTRISUE N°1	ENEL	1 803 975	01
POSTE DE LIVRAISON	EDIEL EL ACHOUR	12 239 517	01
LOCAL POSTE DE LIVRAISON	ENTREPRISE LASNAMI	6 476 038	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	4 353 687	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	3 314 520	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	5 665 860	01
CRIBLE A BALOURD	SBM	11 840 040	01

TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	4 515 569	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	2 380 772	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	2 530 641	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	7 289 632	01
CONCASSEUR A MACHOIRE	SBM	71 643617	01
PLAN ELECTRIQUE	CONECRANES	3 318 725	01
CRIBLE SCALPER	SBM	13 832 626	01
TRANSPORTEUR A BANDE	SBM	3 180 570	01
ALIMENTATEUR A TABLIER METALLIQUE	SBM	27 529 050	01
TREMIE DE RECEPTION	SBM	20 631 358	01

Annexe II : Plan d'exploitation final de la carrière Koudiet El-khechba



ملخص

هذه المذكرة من شأنها تقديم دراسة تقنية واقتصادية عن مشروع استغلال المحجرة الجديدة المسماة كدية الخشبة التي تقع على بعد 7 كلم عن موقع المحجرة القديمة المسمى الحاجب.

إن الهدف من هذه الدراسة هو المقارنة بين مشروعين قيد الدراسة، وهذا فيما يخص استعمال محطة تكسير الحجارة الثابتة و المتواجدة في الموقع المسمى الحاجب و أخرى متنقلة تستعمل للتكسير الأولي للحجارة في الموقع نفسه ثم نقلها لاستكمال عملية التكسير. هذه الدراسة تمت انطلاقا من تقييم اقتصادي لمردودية كلا من المشروعين لعدة سيناريوهات، تتضمن هذه الدراسة تحديد خصائص الكتلة الصخرية وسيرورة العمل من أجل استغلال المحجرة. و من أجل تثمين هذه الدراسة قمنا بتجميع المعدات الوظيفية مع تحديد مدة حياة المحجرة المذكورة سابقا.

الكلمات الرئيسية: الحجر الكلسي، التعدين السطحي، قواعد لونغفور، الربحية، الاقتصاد.

Résumé

Ce mémoire est consacré à présenter l'étude technico-économique du projet d'exploitation d'une nouvelle carrière dénommé Koudiet El-Khechba de la wilaya de Bouira qui est située à environ 7 Km de son ancien site d'El Hadjeb.

L'objectif de ce travail est de réaliser une étude comparative entre deux actions probable l'utilisation de la station de concassage fixe (déplacement de la matière première vers l'ancienne station) et l'achat d'une nouvelle station de concassage mobile. Cette étude est faite à partir d'une évaluation économique de la rentabilité de chaque action à plusieurs scénarios, en projetons notre étude sur une présentation de l'entreprise, identification des caractéristiques d'un massif rocheux et le processus d'exploitation. Le dimensionnement des équipements de la carrière et l'évaluation de la durée de vie de cette dernière ont été ainsi définis afin de valoriser notre travail.

Mot clés : Calcaire, Exploitation à ciel ouvert, Règles de LANGEFORS, Rentabilité, Economie.

Summary

This memory is dedicated to presenting the technical and economic study of the project to operate a new open pit limestone quarry called Koudiet El- Khechba of Bouira city is located about 7 km from the ancient site of El Hadjeb.

The objective of this work is to conduct a comparative study between two probable actions (fixed and mobile crushing station). This study is made from an economic evaluation of the profitability of each action in several scenarios. We project our study to present the company, identify the characteristics of a rock mass and the operating process. The sizing of the quarry equipment and the assessment of the life of the latter were defined as to enhance our work.

Key words: Limestone, surface mining, Langefors Rules, Profitability, Economy.