



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et Géologie

Memoire de Fin d'Etudes

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

Option : Exploitation Minière

Présenté par

M^r : MERIHAT Boudiaf

M^r : NEMIS Chabane

Thème

***Travaux de développement et d'exploitation du
Gisement de Calcaire Kef Azerou Seghir
« Wilaya de Bordj Bou Arreridj »***

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

Présidente: M. FREDJ M.

Maître-assistant B

Promoteur : M. DJEZAIRIO.

Maître-assistant B

Examineur: M. AIT HABIB Z.

Maître-assistant B

Année Universitaire: 2015-2016

Remerciements

*Nous remercions le bon dieu qui nous a donné le courage et la patience pour terminer
Ce modeste travail.*

Aussi on tient à remercier beaucoup M^r : DJAZAIRI Omar

Et les membres de jurys M^r : FREDJ Mohamed et AIT HABIB Zakari

Pour les efforts considérables et le soutien qu'ils nous ont apportés pour la réalisation de ce travail.

*Nous remercions avec beaucoup de gratitude et reconnaissance tous ceux qui nous ont aidés
de près Ou de loin à élaborer ce modeste travail*

Nous remercions également tous les enseignants du département mines et géologie.

à tous merci .

Dédicaces

Je tien à remercier en premier lieu **Dieu** le tout puissant de m'avoir donné le souffle et l'aptitude pour terminer ce Modest travail.

Je dédie ce travail tout d'abord :

Amon cher père (**Abd el Aziz**) et à ma mère (**Kheroufi Sakina**) qui m'ont aidé et soutenu tout le long de ma vie en m'accordant toute l'attention et l'affection qui m'ont guidés et permettent d'arriver à réaliser tout mes projets.

A mes grands-parents **Saleh ben Taleb** et **Zohra**

A mes sœurs : **Safia** et **Samia**.

A mes tantes, mes oncles : **Houria**, **Hada**, **Fatima**, **Malika**, **Ali** et **Abd ellah**

A mes voisins

Puit à ceux qu'ont contribués de près ou de loin à

A mes collègues **M.Boudiaf**, **M.Hicham**, **B.A.madjid**, **B.Said**, **B.Ayyoub**, **C.Lahcene**, **G.Laid**, **T.Ali**, **S.Yahia**, **Abd Er Raouf**, **A.Seif** et toutes leurs familles.

En fin à mes meilleurs amis : **Dj. Mohamed**, **KH. Ahcene**, **Toufik**, **B.Nourddine**, **A. Mohamed**, **B.mohamed**, **Dj. Hassane**, **L.Rabeh**, **A.Bilal**, **D.Bob**, **B.Karim**, **H.Fahim**, **B.Anis**, **M.Abdelkader**, **I.Abdelhakim**, **A. Rafa**, **M.Ramdhane**, **M.Karim**, **Khalil**, **Ishak**, **Ali**, **Moloud**, **Youcef**, **Sofiane**, **Mohsen**, **Badri**, **Housseem**.

Et particulièrement à tous mes ami(e)s et à tous ceux que j'aime.

Dédicaces

Ce modeste travail je le dédie à :

Ceux qui m'ont indiqués la bonne voie en me rappelant que la Volonté fait toujours les grands hommes, mes parents (Moussa, Naima).

A Celle qui a attendu avec patience les fruits de ma bonne éducation Et qui m'a beaucoup aidé, encouragé et soutenu durant mon Parcours d'études ma tante.

A Celui à qui je souhaite tant de réussite dans l'avenir « Mon Frère Walid », et mes frères Aness et Aymen.

A Ma grande et unique sœur que j'adore et à qui je souhaite tout le Bonheur du monde.

A tout mes proches : Pour les grands-parents Hadj Rabah (que dieu l'accueille dans son vaste paradis) et Mohammed, pour mes grands-mères Fatma et Saadâ.

A mes oncles et tantes Rachid, Hafid, Ali, Krimo, Said, Fakhro, Nabil, Mounir. et leurs enfants.

A la famille de Merihat et Babouche.

A mes meilleurs amis de l'université: Oussama, Hichem, Othmane, Slimane, Chabane, Yahia Ramdhane, A. madjid, Brahim, Ayoub, Said, Lahcen, Mouade et Seif.

Pour tous les amis du quartier et ceux qui j'ai fait mes cursus d'études dès la 1ere années jusqu'au terminal.

A Tous mes enseignants qui ont assurés ma formation.

Sommaire	Page
Liste d'abréviation.....	
Liste des figures.....	
Liste des tableaux.....	
Introduction générale.....	
Chapitre I : présentation du site	
I.1 Introduction.....	02
I.2 Situation géographique du gisement de la carrière AGREM.....	02
I.3 Contexte géologique.....	04
I.3. 1 Géologie de la région.....	04
I.3.2 Géologie de Gisement.....	06
I.4 Conditions Climatiques.....	06
I.5 Réseau hydrographique.....	06
I.6 Hydrogéologie.....	07
I.7 Topographie.....	07
I.8 Conclusion.....	09
Chapitre II : Propriétés et caractéristiques des massifs rocheux.....	
II.1 Structure et comportement mécanique des massifs rocheux.....	10
II.1.1 Structure géométrique des massifs rocheux.....	10
II.1.2 Modèles géométriques des discontinuités.....	13
II.1.3 Classification géologique des roches.....	14
II.1.4 Comportement mécanique des roches.....	14
II.2 Estimation des réserves du gisement	15
Chapitre III : Travaux d'ouverture de la carrière.....	
III.1 Introduction.....	18
III.2 Travaux d'ouverture	18
III.2.1 Facteurs de choix du mode d'ouverture.....	18
III.2.1.1 Facteurs géologiques.....	18
III.2.1.2 la Topographique de la surface.....	19
III.2.1.3 Conditions technico –économique.....	19
III.3 Mode d'ouverture de la carrière de Kef Azerou Sghir.....	24
III.3.1 Caractéristiques de la piste principale.....	25
III.4 Conclusion.....	29
Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du Gisement.....	
IV.1 Introduction.....	30

IV.2 Méthodes d'exploitation.....	30
IV.2.1 Méthodes d'exploitation basée sur la morphologie du gisement.....	30
IV.2.1.1 Méthodes d'exploitation par fosse (tranchée, excavation globale).....	31
IV.2.1.2 Méthodes d'exploitation par tranchées successives.....	31
IV.2.1.3 Méthodes d'exploitation a flanc de couteau.....	31
IV.2.2 Méthodes d'exploitations basées sur les moyens de déplacement des stériles.....	31
IV.2.3 Méthodes d'exploitation de la carrière Kef Azerou Sghir.....	32
IV.3 Principaux éléments de système d'exploitation.....	32
IV.3.1 Le gradin.....	32
IV.3.1.1 La hauteur du gradin.....	34
IV.3.1.2 L'angle de talus du gradin.....	35
IV.3.2 Plate-forme de travail.....	35
IV.4 Principaux indices de la méthode d'exploitation.....	39
IV.4.1 La vitesse de déplacement d'un chantier.....	39
IV.4.2 Avancement annuel du front de travail.....	40
IV.4.3 le temps d'extraction d'un bloc.....	40
IV.4.4 production annuelle.....	41
IV.5 Technologie d'exploitation du gisement.....	41
IV.5.1 Abattage de la roche.....	42
IV.5.2 Travaux de chargement.....	64
IV.5.3 Transport des charges.....	66
IV.6 Préparation mécanique.....	68
IV.6.1 concassage.....	68
III.7 Prévision et planification des travaux d'exploitation pour l'année 2017.....	69
IV.7.1 Déroulement des travaux d'exploitation pour l'année 2017.....	70
IV.7.2 Besoins annuelle des explosifs et accessoires.....	72
IV.7.3 Besoins annuelle des engins.....	72
IV.7.4 Planning et programme pour traitement.....	74
VI.8 Conclusion.....	74
Conclusion générale.....	75
Références bibliographiques.....	
Résumé.....	

Liste d'abréviation

UTM : Universel Transversal Mercator.(Universal Transversale Mercator)

RN : Route Nationale.

ha : Hectare.

DMR : Détonateur Micro-Retards.

DEI : Détonateur Electrique Instantané.

Km : kilo-mètre .

Kgf/m². : kilo gramme force par mètre carré.

ml : mètre linéaire.

min: minute.

h: heure.

ρ : Masse volumique (kg/m³,g/cm³).

H c_{max} : hauteur de creusement maximale.

ρ : Masse volumique de la roche, (t/m³).

a : Largeur de la benne du camion, (m).

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

X: Distance entre les bennes des camions, (m).

i : Pente de la piste d'accès, (%).

T_v : Durée de vie de la carrière, (ans).

R_{exp} : Réserves exploitable, (t).

P_a : Production annuelle, (t/an).

K_{irr} : Coefficient d'irrégularité de travail.

N_{m/an} : Nombre de mois ouvrable par an, (mois/an).

P_j : Production journalière, (t/jour).

P_h : Production horaire, (t/heure).

H_g : Hauteur du gradin, (m).

A : Largeur de l'enlevure, (m)

W : Ligne de moindre résistance, (m).

b : Distance entre les rangées de trous, (m).

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

K_f : Coefficient de foisonnement des roches dans le tas.

H_t : Hauteur du tas des roches abattus, (m).

Z : Largeur de prisme d'éboulement, (m).

γ : Angle du talus de gradin en liquidation, ($^\circ$).

α : Angle du talus du gradin en activité, ($^\circ$).

L_b : Longueur du bloc, (m).

V_{ch} : Vitesse de déplacement du chantier, (m/jour).

V_f : Vitesse d'avancement annuelle du front de taille, (m/an).

T_{ex} : Temps d'extraction d'un bloc, (j).

R_s : Rendement de la foreuse, (trous/poste).

K_u : Coefficient d'utilisation de la foreuse, (%).

V_a : Vitesse d'avancement, (m/min).

N_s : Nombre de foreuses.

K_r : Coefficient de réserve de la foreuse.

Q_{trou} : Quantité de la roche abattue par un trou, (tonne/ trou).

V_{trou} : Volume abattu par un trou, (m^3).

γ : Densité de la roche minéralisée.

W_{max} : Ligne de moindre résistance, (m).

E : Espacement, (m).

β : Inclinaison du trou par rapport à la verticale, ($^\circ$).

q_s : Consommation spécifique d'explosif, (Kg/m³).

V_{tr} : Volume de roche abattu par un trou, (m³/trou).

Q_{tr} : Quantité de la roche abattue, (t).

N_{tr} : Nombre de trous forés en une semaine, (trous).

K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse.

K_u : Coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail, (%).

t_c : Durée d'un cycle de chargement, (s).

t_r : Temps de remplissage du godet, (s)

t_{mc} : Temps de marche à charge, (s).

V_{mc} : Vitesse du camion à charge, (Km/h).

$t_{déch}$: Temps de déchargement, (s).

t_{mv} : Temps de marche à vide, (s).

V_{mv} : Vitesse du camion à vide, (Km/h).

N_{ch} : Nombre de la chargeuse.

t_{mn} : Temps de manouvres, (s).

Liste des figures	Page
Chapitre I	
Figure I.1 : situation géographique du gisement (Extrait de Google Map).....	03
Figure I.2 : situation géographique du gisement.....	03
Figure I. 3: Vue de gisement (extrait de Google Map).....	08
Chapitre II	
Figure II.1 : Mesures de l'orientation du plan de discontinuité, différents types repérage.....	11
Figure II.2 : Modèles géométriques des discontinuités.....	13
Chapitre III	
Figure III.1 : Station de concassage de la carrière AGREM (photo ; 2016).....	23
Figure III.2 : Représenter la largeur de la voie de circulation (photo ; 2016).....	25
Figure III.3 : Schéma de la largeur de la piste.....	25
Figure III.4: Voies de circulation (principale et secondaire) (Photo ; 2016).....	27
Figure III.5 : Pente des voies de circulation (prise le 04/05/2016).....	28
Chapitre IV	
Figure IV.1 : Eléments géométriques et technologiques d'un gradin.....	33
Figure IV.2 : Front de du gradin avec 14 m de hauteur (Photo ; 2016).....	35
Figure IV.3: schéma de plate-forme de travail (Abattage à l'explosif).....	36
Figure IV.4 : Représenter la largeur de la plate-forme de travail (photo Mars, 2016).....	39
Figure IV.5 : Opération de Foration à l'aide d'un chariot (photo ; 2016).....	44
Figure IV.6 : Schéma générale montant les différents paramètres du plan de tir.....	47
Figure IV.7: Distribution des charges et disposition des trous.....	63
Figure IV.8 : Schéma de préparation mécanique (concassage).....	69
Figure IV.9: L'exploitation prévisionnelle pour l'année 2017.....	70
Figure IV.10 : Les équipements minières dans la carrière (photo ; 2016).....	73
Figure IV.11 : Station de concassage METSO (Photo ; 2016).....	74

Liste des tableaux	page
Chapitre I :	
Tableau I.1 : cordonnées du périmètre de gisement en système UTM.....	02
Chapitre III :	
Tableau III.1 : les caractéristiques des équipements.....	24
Tableau III.2 : Représentations des caractéristiques des pistes.....	26
Tableau III.3: Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté.....	28
Chapitre IV :	
Tableau IV.1 : hauteur des gradins de chaque niveau.....	34
Tableau IV.2 : Classification de la tirabilité des roches.....	49
Tableau IV.3 : Le coefficient K_c en fonction de la ténacité de roche.....	51
Tableau IV.4 : Le coefficient K_{sd} en fonction de la surface libre.....	51
Tableau IV.5 : les paramètres de plan de tir pour deux cas.....	62
Tableau III.6 : Le programme des travaux d'exploitation prévue pour l'année 2017	69
Tableau IV.7 : Les besoins des explosifs et accessoires annuelle.....	72
Tableau IV.8 : Les engins disponibles dans la carrière.....	73
Tableau IV.9 : Les équipements nécessaires pour le traitement.....	74



• *Introduction
générale*

Introduction générale

La société SARL AGREM titulaire d'un permis d'exploitation N°2601/2007, Mr l'ingénieur AIT KAID Yassine a proposé le sujet, objet du présent mémoire, a pour vocation, des travaux de développement et d'exploitation de gisement de calcaire dénommé Kef Azerou Sghir, située dans la commune d'el M'Hir, Wilaya de Bordj Bou Arreridj, a été mise en exploitation depuis 2007, actuellement elle se trouve en phase d'exploitation.

Pour continuer l'exploitation de ce gisement jusqu'à la limite de la carrière il est indispensable d'assurer à la fois l'évaluation des réserves restantes et de chercher la possibilité d'extraction en sécurité de ces dernières. Cela nécessite une approche technique sur la base des travaux d'estimation des réserves, et d'élaborer des études d'exploitation et développement des travaux avec un plan prévisionnel d'exploitation annuel. Dans son ensemble, le mémoire est structuré en quatre chapitres :

Le premier chapitre est consacré à la présentation du cadre géologique du gisement, dans lequel on a fait une synthèse des études géologiques du gisement concerné.

Le deuxième chapitre traite les propriétés et les caractéristiques des massifs rocheux, essentiellement leur comportement mécanique ainsi que celui de la matrice rocheuse et discontinuités de ces derniers.

Le troisième chapitre traite les facteurs de choix d'un mode d'ouverture, à savoir ; les conditions géologiques et les facteurs technico-minières de la carrière, ainsi que, les paramètres des pistes principale et secondaire destinée au roulage et l'accès aux différents niveaux d'exploitation.

Le quatrième chapitre comporte, les processus d'exploitation du gisement, pour cela nous avons commencé par la description de la méthode l'exploitation adéquate pour ce gisement ainsi que, la technique d'abattage à l'explosif. Un plan de tir sera étudié ainsi que les prévisions en matière première et la nécessité du matériel et des engins d'extraction pour atteindre les objectifs de la production souhaitée en 2017.

Nous terminons notre travail par une conclusion générale.



- *Chapitre 01*

- *Présentation du site*

Chapitre I : Présentation du site

I.1 Introduction

Dans ce chapitre un aperçu sur la géologie de la région où se situe le gisement de calcaire dénommé Kef Azerou Seghir, commune d'el M'Hir wilaya de Bordj Bou Arreridj, et une étude détaillée de la zone du site toute en mentionnant la nature des différentes formations qui constituent ce dernière, les différents formes structuraux, et enfin un aperçu sur la tectonique qui affecte la zone du site.

I.2 Situation géographique du gisement de la carrière AGREM

La wilaya de Bordj Bou Arreridj est située à environ 250 KM au Sud-Est de la capitale. Elle est limitée au Nord par la wilaya de Bejaia, à l'Est par Sétif, au Sud par Batna et M'Sila et enfin à l'Ouest par Bouira. La carrière de Kef Azerou Seghir est située à 5 kms à vol d'oiseau au Nord de chef lieux de la commune d' El M'Hir.

Le gisement de calcaire se situé à 5 KM à vol d'oiseau au Nord de chef lieu de la commune d'El M' Hir, occupant une superficie de 21 Ha.

Ce gisement exploité par la SARL AGREM titulaire d'un permis d'exploitation N°2601 PM. Les coordonnées géographiques du site dans le système U.T.M sont les suivants :

Tableau I.1 : cordonnées du périmètre de gisement en système UTM.

Points	UTM fuseau 31	
	X (m)	Y(m)
1	619 200	4000 200
2	619 200	3999 800
3	619 100	3999 800
4	619 100	3999 700
5	618 700	3999 700
6	618 700	4000 000
7	618 800	4000 000
8	618 800	4000 100
9	618 900	4000 100
10	618 900	4000 200

Le chemin de wilaya N° 41 qui mène vers les deux communes de Haraza et Bendaoud. A cette dernière longe une route asphaltée sur près de 02 km pour enfin emprunter une piste carrossable qui mène droit au gisement située à 4.5 km au nord de CW 41 [1].



Figure I.1 : situation géographique du gisement (Extrait de Google Map).



Figure I.2 : situation géographique du gisement (Extrait de Google EARTH).

I.3 Contexte Géologique

I.3.1 Géologie de la région

La géologie de la région de BORDJ BOU ARRERIDJ se compose de deux grands ensembles :

- Les Flysch Numidiens
- Le domaine tellien

Les flysch numidiens se localisent au nord de la wilaya de BORDJ BOU ARRERIDJ (ensemble montagneux) et se compose de formations allochtones qui affleurent au niveau de Djebel Morissan, il est constitué principalement d'alternance des grès et d'argiles.

Le domaine Tellien occupe le territoire de la commune de BORDJ BOU ARRERIDJ à l'endroit où se localise le site de la station. Ce domaine est constitué de formations telliennes à prédominance marneuses et schisteuses. C'est une série très plissée à grand rayon de courbure.

La série stratigraphique de la région est la suivante :

➤ **MESOZOIQUE :**

– **TRIAS :**

Il affleure particulièrement dans le secteur nord de la wilaya et il est représenté par des argiles, des marnes bariolées du gypse avec enclave dolomitique.

– **JURASSIQUE :**

Les séries des jurassiques sont constituées de marnes et de calcaires. Elle s'observe, en quelque point, aux cœurs des grands anticlinaux formant les édifices montagneux du sud de la wilaya.

– **CRETACE :**

Il est constitué essentiellement de facies marneux et carbonates. Il affleure largement sur tout le territoire de la wilaya.

➤ **TERTAIRE**

– **EOCENE**

Il contient des calcaires à silex, avec quelque phosphate passant à des marnes, des calcaires dolomitiques et des argiles gypsifères.

Ils affleurent aux limites des villes de Sidi-M'Barek, Taghrout, M'Zita, Ain Soltane, Ras El Oued et au sud du territoire dans les monts du Hodna.

– **Eocène Supérieur Oligocène**

Les formations numidiennes représentant la transition confuse entre l'éocène supérieur et l'oligocène. Elles sont constituées par des argiles marneuses passant à des grès fluviatiles.

Ces dépôts affleurent dans la partie nord de la wilaya : Djebel M'Zita, Djebel Moutène, Djebel Morissane.

L'oligocène est composé de dépôts alluvionnaires fluvio-lacustres et lagunaires représentés par des poudingues, des sables, des graviers, des limons et des argiles.

– **MIOCENE**

Ces formations sont constituées par des marnes noirs et des grès quartzeux affleurant sur une bonne partie de la haute plaine.

– **Mio-Pliocene**

Il affleure à l'est d'Ain Taghrout. Il est représenté par des sables, des limons, des graviers et des argiles.

➤ **Quaternaire**

Il est formé par des dépôts alluvionnaires ; les terrasses d'Oued et les dépôts de recouvrement des dépressions intra-montagneux répandues dans les hautes plaines.

I.3.2 Géologie de Gisement

Les formations composantes le gisement exploité sont constituées de calcaires parfois marneux et de dolomies datés du crétacé inférieur.

L'assise utile du gisement est exclusivement constituée des niveaux rocheux calcaro-dolomitiques. C'est donc une puissante série (environ 50 m) de calcaires et dolomies grossièrement stratifiés, en bancs d'épaisseurs décimétriques à plusieurs métriques. Elle est très homogène et ne renferme aucun joint ou intercalation de roches tendres.

Sur le plan structural, le gisement correspond à une vaste cuesta à regard sud et sa surface structurale présente un pendage moyen de 20° Nord-Ouest. La direction générale des couches est SW-NE suivant l'orientation générale du gisement.

L'assise utile du gisement n'est pas affectée par des failles et accidents tectoniques majeurs mais elle repose en contact anormal chevauchant sur les sédiments marno-calcaire de l'éocène. Ces derniers présentent d'ailleurs une structure tout à fait différente avec un pendage renversé et sub-vertical des couches (70 à 85° sud).

I.4 Conditions Climatiques

La région de Bordj Bou Arreridj est caractériser par un climat méditerranéen continental à étage bioclimatique "semi-aride". qui offre des températures chaudes en été et très froides en hiver, parmi les plus basses d'Algérie.

Pour l'analyse des paramètres climatiques de la zone d'étude nous avons utilisé les données de la station climatologique ONM de BORDJ BOU ARRERIDJ

I.5 Réseau Hydrographique

Le réseau hydrographique de la wilaya constitué par deux sens d'écoulement opposés.

La limite naturelle correspond à la limite de deux bassins versants : Soummam et Chott El Hodna.

- **Le bassin versant de la Soummam** : le sens d'écoulement principal est sud-nord, il couvre la moitié septentrionale de la wilaya.

- **le bassin versant Chott du Hodna** : il s'étend sur la moitié méridionale de la wilaya où l'on trouve de nombreuses sources. Le principal écoulement est constitué par l'Oued Boussellam.

La ville de Bordj Bou Arreridj est parcourue par trois (03) oueds s'écoulant dans le même sens du nord-sud, en plus d'autres apports en provenance de la zone Est qui coulent d'est vers l'ouest.

Dans les limites de la carrière le réseau hydrographique est représenté par des cours d'eau à caractère temporaire.

I.6 Hydrogéologie

Dans la région de Bordj Bou Arreridj, les terrains susceptibles de constituer des aquifères dans certaines variétés de calcaires poreux ou fissurés du crétacé et de l'Eocène, les grès du Miocène et les grès Medjaniennes. Ils constituent un réservoir idéal pour les eaux d'infiltration, il en est de même pour les grès quartzeux, massifs, de l'éocène supérieur-oligocène.

Le long de contacts entre ces grès et les marnes ou argiles inférieures surgissent de nombreuses sources d'eau limpide.

Dans le secteur Ouest de la wilaya, les eaux sont souvent thermo-minérales. Elles sont souillées par les sulfures au contact des formations gypseuses du traï (Hammam-Bibans).

I.7 Topographie

Le relief de la wilaya de Bordj Bou Arreridj est réparti en trois grandes zones

I.7.1 Zone des hauteurs plaines

Elle s'étend de la chaîne des Bibans jusqu'à l'Oued Boussellam, elle constitue la partie centrale de la wilaya de Bordj Bou Arreridj.

Les altitudes varient entre 825 m et 1006 m soit une dénivellée de 181 m, cet ensemble cerné par un relief moyennement élevé est traversé par la RN5.

I.7.2 Zone montagneuse

La partie Nord de la wilaya est constituée de montagnes moyennes. Cette zone montagneuse longe la partie Nord des hautes plaines de Ouled Sidi Brahim à l'Ouest jusqu'à Bordj Zemourah à l'Est.

I.7.3 Zone steppique

Elle constitue la zone Sud-Ouest de la wilaya, elle est caractérisée par des sols légers vocation agro-pastoral.

La topographie de gisement est représentée par une succession de collines avec des pentes fortes dans quelques endroits.

Les cotes absolues dans les limites de gisement varient de 1005 m à 1140 m. [1]

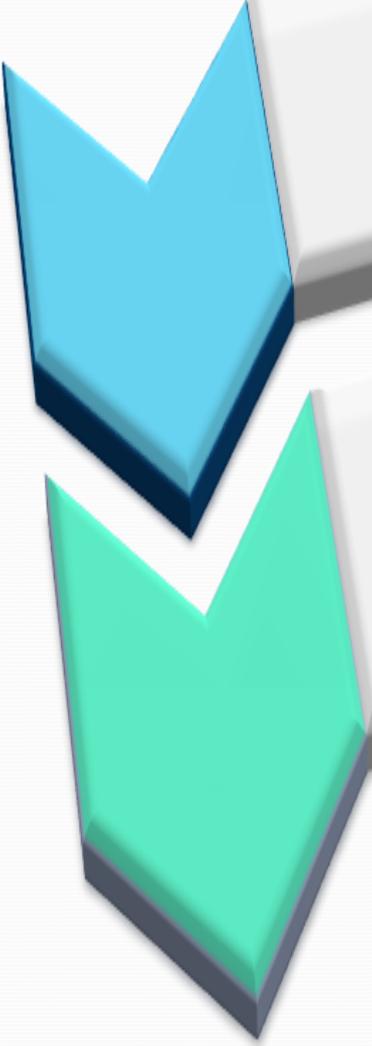


Figure I. 3: Vue de gisement (extrait de Google Map)

I.8 Conclusion

D'après l'étude géologique, climatique, hydrogéologique et topographique, on conclut que notre gisement Kef Azerou Seghir a une formation constituée de calcaire parfois marneux et dolomies datés du crétacé inférieur.

Il a un climat « semi-aride » qui offre des températures chaudes en été et très froid en hiver, parmi les plus basses d'Algérie. Avec des sources d'eaux thermaux minéral souillées par les sulfures aux contacts des formations gypseuses du trias (Hammam Bibans). Notre gisement est situé dans les zones des hauteurs plaines.



- *Chapitre 02*

- *Propriétés et caractéristiques des massifs rocheux*

Chapitre II : Propriétés et caractéristiques du massif rocheux

II.1 Structure et comportement mécanique du massif rocheux

Les constituants d'un massif rocheux établis, concerne la structure géométrique des discontinuités, leur comportement mécanique ainsi que celui de la matrice rocheuse.

Pour la définition des :

- familles de fractures pour lesquelles l'application de la méthode d'homogénéisation est pertinente.
- paramètres élasto-plastiques définissant les lois de comportement d'une matrice rocheuse ainsi que de leurs valeurs appropriées figurant dans la littérature.
- Caractéristiques géométriques des fractures.
- paramètres caractérisant le comportement élastoplastique des discontinuités ainsi que de leur ordre de grandeur.

II.1.1 Structure géométrique des massifs rocheux :

Formé d'une juxtaposition de matériaux hétérogènes, les massifs rocheux sont d'une 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.

Le comportement mécanique des massifs rocheux est un facteur déterminant dans le dimensionnement des ouvrages qui y sont exécutés.

Afin de comprendre, expliquer et modéliser ce comportement, il est nécessaire de connaître la structure géométrique ou plus précisément le modèle de distribution géométrique des fractures, ainsi que les propriétés mécaniques de chacune des composantes que sont la matrice rocheuse et les discontinuités.

La modélisation de la distribution spatiale et de l'emplacement des familles de fractures dans un massif rocheux fracturé est fondée principalement sur la connaissance des paramètres géométriques des discontinuités :

a. Orientation

Les orientations des discontinuités déterminent la forme de blocs individuels existant dans un massif rocheux et par suite elles sont responsables de leur anisotropie qui gouverne leur comportement hydraulique et mécanique.

La géométrie des discontinuités consiste à supposer que ces surfaces sont des plans. La représentation d'un plan dans l'espace se fait de diverses manières à partir du vecteur pendage ou de la normale orientée (Figure II.1). C'est l'angle que fait la ligne de plus grande pente avec l'horizontale. Quant à la direction, ou l'azimut, c'est l'angle que fait l'horizontale du plan de la discontinuité avec le Nord magnétique.

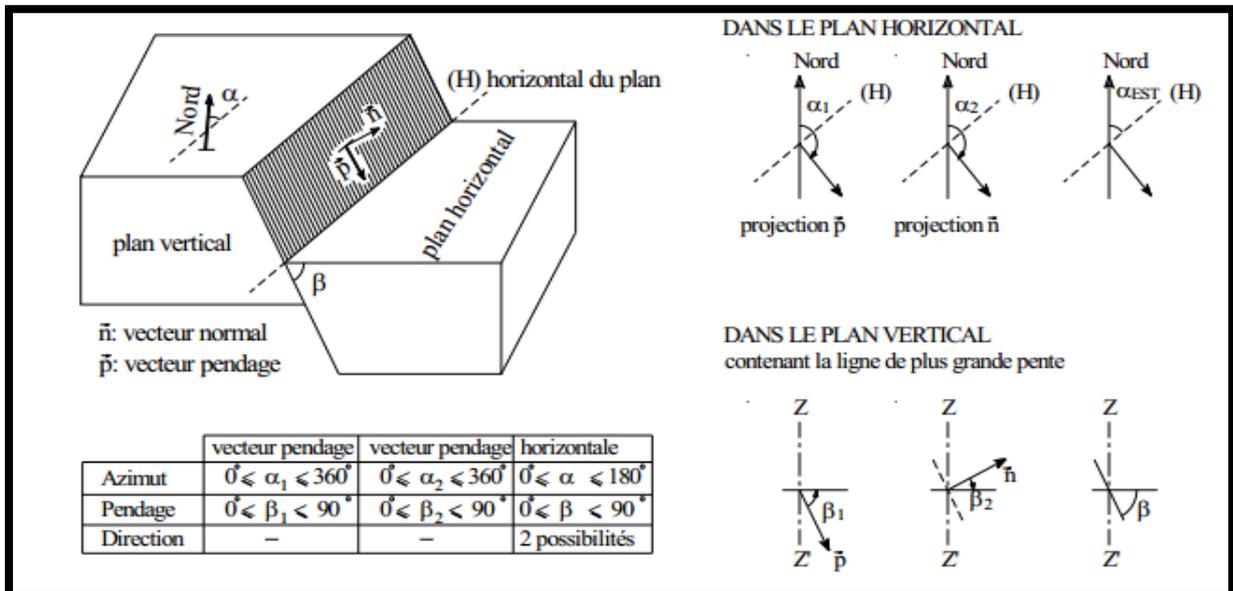


Figure II.1 : Mesures de l'orientation du plan de discontinuité, différents types repérage.[2]

La distribution de l'orientation et du pendage est souvent représentée par une loi hémisphérique, normale ou log-normale.

b. Extension

La taille des fractures conditionne, avec leur orientation et leur espacement, leur probabilité d'intersection. Par conséquent, elle joue un rôle essentiel dans la connectivité des blocs.

Une fracture est souvent assimilée à une forme géométrique simple dont une dimension particulière définit son extension (exemple : diamètre d'un disque dans l'espace

ou longueur d'un segment dans un plan). Cette dimension n'est pas accessible directement. Cependant un moyen simple pour la déterminer indirectement se présente en observant les traces des fractures sur l'affleurement. À noter que les diamètres obéissent souvent une loi exponentielle décroissante ou log-normale.

c. Espacement

C'est la distance moyenne qui sépare deux intersections successives d'une ligne droite, appelée également ligne d'échantillonnage, avec les traces des fractures d'un affleurement. Cette grandeur dépend de la ligne de levé et de l'extension des discontinuités. En effet, pour un nombre constant de traces sur une surface, les plus longues ont plus de chance d'être intersectées par la ligne de levé et semblent être plus rapprochées.

d. Densité

Cette grandeur est en relation directe avec l'espacement et le nombre de fractures dans un volume fini. Souvent exprimée par une loi uniforme, la position dans l'espace des discontinuités est décrite en localisant un point représentatif du modèle géométrique considéré, par exemple, le centre d'un disque ou d'un segment. Dans ce cas là, le nombre de centres considérés dans un volume ou sur une surface définit, respectivement, la densité volumique et la densité surfacique des fractures. Quant à la densité linéique, elle est définie comme étant l'inverse de l'espacement ou le nombre d'intersections entre les discontinuités et la ligne d'échantillonnage.

e. Ouverture

Ce paramètre affecte largement la perméabilité des discontinuités et par suite leur comportement hydromécanique.

Il est défini comme étant la distance entre les deux épontes d'une discontinuité mesurée perpendiculairement à son plan moyen et obéit généralement une loi exponentielle décroissante ou log-normale. La détermination de l'ouverture est limitée souvent aux relevés examinés directement sur un affleurement ou sur des carottes de sondages.

f. Remplissage des failles et des diaclases

Des matériaux broyés viennent souvent combler les vides entre les lèvres d'une fracture. Ces matériaux peuvent être recimentés et donner une brèche (brèche de faille).

II.1.2 Modèles géométriques des discontinuités

Les lois caractérisant le processus de répartition des fractures dans l'espace ainsi que les paramètres géométriques des fractures sont estimés à partir du traitement statistique ou géostatistique des discontinuités. Ces lois sont introduites dans des modèles géométriques de simulation qui génèrent les fractures dans un espace tridimensionnel.

Plusieurs modèles géométriques existent dans la littérature. A savoir, les plans poissonniens de Dershowitz [1984] (Figure II.2-a) et les disques de Baecher *et al.* [1977] (Figure II.2-b) qui sont les plus utilisés grâce à leur traitement mathématique simple. L'intérêt de modèle se concrétise par la possibilité d'estimer la loi de distribution des diamètres des disques à partir de la longueur des traces.

Le modèle des salves est plus complexe que celui de Poisson à densité uniforme. Il a été utilisé par plusieurs auteurs pour simuler des réseaux de fractures (Massoud [1987] et Billaux [1990]). Dans ce modèle, les fractures sont régionalisées dans l'espace et leur n'est pas constante (Figure II.2-c).

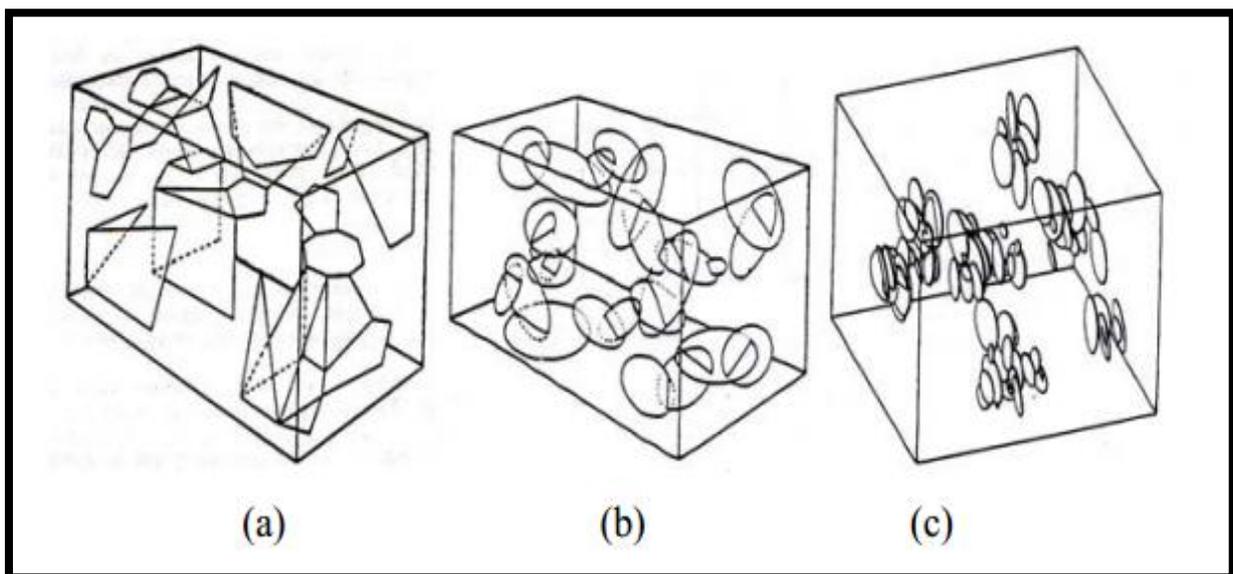


Figure II.2 : Modèles géométriques des discontinuités. a) modèle polygonal de Dershowitz [1984 ; (b) modèle de disque de Baecher *et al.* [1977],], c) modèle de salves (d'après Billaux [1990]). [2]

II.1.3 Classification géologique des roches

Le Comité Français de Mécanique des Roches (CFMR-MMR [2000]) définit la roche comme étant « un assemblage de minéraux qui ont acquis des liaisons plus ou moins fortes au cours de leur histoire géologique ».

Trois catégories principales sont à l'origine de la classification des roches :

1. Roches magmatiques : elles résultent du refroidissement du magma (granite, basaltes, etc.).
2. Roches sédimentaires : elles résultent de la décomposition des roches d'origine magmatiques ou métamorphiques et couvrent plus de trois quarts de la surface des continents et presque la totalité des fonds des océans. Elles sont caractérisées par leur épaisseur limitée (calcaires, grés, roches argileuses, etc.).
3. Roches métamorphiques : leur formation est due à un phénomène de transformation à l'état solide des roches sédimentaires ou magmatiques sous l'effet de hautes pressions et/ou augmentation de la température (marbre, quartzites, schistes et micaschistes, gneiss..).

II.1.4 Comportement mécanique des roches

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

Un comportement réversible ou élastique et un comportement irréversible marquant, suivant le cas, l'endommagement, la plasticité ou la rupture de la roche.

Dans ce qui suit, nous décrivons sommairement chacune de ces phases séparément.

II.1.4.1 Elasticité des roches

Le comportement global d'un massif fracturé est fortement anisotrope. Toutefois l'anisotropie de la matrice rocheuse est relativement faible et négligeable par rapport à celle qui est induite par la présence des fractures. Pour cette raison, nous admettons que le comportement de la roche est isotrope et caractérisé par un module de Young E et un coefficient de Poisson ν .

II.1.4.2 Résistance des roches

Un critère très courant et souvent utilisé dans le domaine de la mécanique des sols et des roches est celui de Mohr-Coulomb. Ce critère est représenté dans le plan des contraintes tangentielles et normales (τ , σ) par deux droites symétriques par rapport à l'axe des contraintes normales. [2]

Il est caractérisé par deux paramètres qui sont la cohésion C et l'angle de frottement interne Φ de la roche. L'équation de la courbe intrinsèque s'écrit :

$$|\tau| \leq C + \sigma \tan \Phi$$

τ et σ représentent respectivement la contrainte de cisaillement et la contrainte normale à la rupture.

II.1.4.3 Modèle élasto-plastique parfait

Une formulation analytique traduisant le comportement fragile à la compression d'une très grande majorité de roches est la loi élasto-plastique avec radoucissement (appelée également écrouissage négatif). Elle est régie par le critère de Mohr-Coulomb. Cette loi est définie par trois phases: [2][3]

- 1- phase élastique,
- 2- phase de post-rupture,
- 3- phase résiduelle.

II.2 Estimation des réserves du gisement

La prospection détaillée est l'étude définitive des réserves d'un minerai et de sa répartition suivant les parcelles isolées.

Dans le processus de prospection détaillée, on précise également les caractéristiques du gisement de minerai, on détermine, avec une précision suffisante sa puissance sur l'ensemble du gisement et par parcelles isolées, on effectue l'échantillonnage détaillé et une subdivision du minerai suivant la qualité.

De plus, les caractéristiques qualitatives sont données conformément aux conditions exigées par l'industrie pour un produit naturel brut; on détermine les conditions minières techniques de l'exploitation des gisements.

Selon la constitution du gisement d'un minerai, la prospection détaillée est réalisée soit par des excavations minières, soit par les trous de sondage de recherche.

Alors les réserves sont divisées en trois catégories :

A, B et C, suivant le degré de prospection et d'étude du gisement, qui est caractérisé par la quantité et le caractère des coupes du gisement avec les ouvrages miniers; suivant le degré d'étude de la structure géologique du gisement des renseignements quantitatifs et qualitatifs relatifs à la technologie des méthodes d'utilisation.

Catégorie A (réserve certaines) :

A1 : réserves entièrement prospectées, étudiées et préparées pour l'exploitation; ces réserves peuvent servir pour le calcul des travaux d'exploitation.

A2 : réserves entièrement prospectées et étudiées; elles peuvent servir à la planification et à l'organisation de la partie minière des entreprises.

Catégorie B (réserves probables) :

Réserves étudiées géologiquement, relativement prospectées et partiellement délimitées par des ouvrages miniers et sondages, échantillonnés pour étudier la composition et les propriétés du minerai et pour obtenir des renseignements qualitatifs sur la technologie des méthodes d'utilisation :

Ce sont des réserves technique- minières de l'exploitation.

On peut utiliser ces données comme bases des projets de grands travaux des mines et des entreprises utilisant les produits miniers bruts et pour l'établissement des programmes.

Catégorie C (réserves possibles) :

C1 : réserves établies par l'étude géologique, d'après les affleurements naturels ou quelquefois artificiels ou d'après les données géophysiques, relatives à la structure géologique du gisement et à l'échantillonnage approximatif; on peut utiliser ces données pour la réalisation

des travaux de la prospection détaillée et pour l'établissement des plans d'une éventuelle exploitation industrielle.

C2 : réserves relatives aux régions entières ou bassins, calculées d'après leur étude géologique; les réserves des gisements isolés ou de leurs groupes sont déterminées d'après la p révision géologiques;

Ces données peuvent être utilisées pour la planification de perspective de l'économie nationale et pour la planification de perspective des travaux de recherche géologiques.

Suivant le degré de prospection et d'étude du gisement, qui est caractérisé par la quantité et le caractère des coupes du gisement avec les ouvrages miniers; suivant le degré d'étude de la structure géologique du gisement des renseignements quantitatifs et qualitatifs relatifs à la technologie des méthodes d'utilisation. [4]

On conclut que notre gisement est classé parmi **catégorie A (les réserves certaine)** d'après la prospection



- *Chapitre 03*

- *Travaux d'ouverture de la carrière*

Chapitre III : Travaux d'ouverture de la carrière

III.1 Introduction

Dans ce chapitre un aperçu sur les travaux d'ouverture de la carrière dénommée Kef Azerou Seghir, commune d'el M'Hir wilaya de Bordj Bou Arreridj, et une étude détaillée sur le mode de choix d'ouverture, conditions technico-économiques, capacité de production... etc.

III.2 Travaux d'ouverture

Dans l'exploitation à ciel ouvert, l'ouverture des gisements est assurée par le creusement des excavations, ces excavations on les appelle tranchées ou demi-tranchées.

La tranchée est une excavation ciel ouvert de grande longueur par rapport à sa largeur et de profondeur, de section trapézoïdale. Ses parois latérales s'appellent bords et la paroi inférieure et dite sole de tranchée. Les tranchées peuvent être pentes, horizontales ou pente et horizontale ensuite. Cette pente varie attends jusqu'à 12%, pour le transport par camions.

Les modes d'ouvertures de carrière sont classés généralement suivant le type d'ouvrages donnant l'accès au gisement, leur disposition par rapport au champ de carrière, leur nombre et destination.

L'ouverture de la carrière dépend à des facteurs qui donnent le choix du mode d'ouverture réalisable. [4] [6]

III.2.1 Facteurs de choix du mode d'ouverture

Le choix du mode d'ouverture dépend de :

- Facteurs géologiques ;
- Topographiques ;
- Technico-économique.

III.2.1.1 Facteurs géologiques

Les caractéristiques géologiques d'un gisement et des terrains encaissants sont prépondérantes, dans le choix du mode d'ouverture, la méthode et des matériels d'exploitation. En effet, on procède à une identification du gisement en déterminant les aspects suivants:

- **Dimension de gisement** : la superficie du périmètre est de 21 ha.
- **Puissance** : L'assise utile de gisement exclusivement constitué des couches rocheux calcaro-dolomitiques. C'est donc une puissance série (environ 50 m) de calcaire et dolomies grossièrement stratifiés, en banc d'épaisseurs décimétrique à pluri métrique. Elle est très homogène et ne renferme aucun joint ou intercalation de roche tendre.
- **profondeur finale de la carrière**: C'est la somme des hauteurs des gradins :

$$H_f = \sum_{i=1}^n H_g$$
ou bien

$$H_f = \text{Courbe de niveau supérieur (Cn}_{sup}) - \text{courbe de niveau inférieur (Cn}_{inf}) \text{ (m).}$$

$$H_f = 624 - 572 = 52 \text{ m}$$

$$\mathbf{H_f = 52 m}$$
- **Réserve en minéraux utiles**
Les réserves initiales sont de 15894 655 T.
- **Conditions physique du gisement** : Les formations composant le gisement exploité sont constituées de calcaire (la dureté $f = 6$) ; parfois marneux et de dolomies datés du crétacé inférieur.

III.2.1.2 la Topographique de la surface : le gisement de Kef Azerou Seghir est situé dans les zones des hauteurs plaines, avec une forme de relief montagneux dont l'altitude varie entre les niveaux 572 -624 m. [7]

III.2.1.3 Conditions technico –économique

Les paramètres de la carrière nécessitant d'être retenue et qui doivent faire l'objet d'une étude détaillée sont : [1]

- rapport de découverte ;
- production annuelle ;
- durée de l'exploitation de la carrière (durée de vie) ;
- caractéristique des engins et moyen de transport.

a. Rapport de découverte

La découverte d'un gisement se fait par le creusement des tranchées principales qui donnent accès à la couche minéralisée et des tranchées de découpage qui préparent le champ de la carrière à l'exploitation.

Le rapport de découverte est le taux entre la quantité de stérile dans un tonne de minerai extraite simultanément dans un projet ou phase d'exploitation. Ce rapport apparaît comme une caractéristique moyenne réalisée à un stade d'exploitation ou réalisée à partir de ce stade. Lorsque le gisement est stratiforme ou subhorizontal et ayant un recouvrement superficiel (ou mort terrain), on parle de taux de recouvrement ou de découverte. Mathématiquement, le rapport de découverte est défini par :

$$\mathbf{Rd} = \frac{Q_s}{Q_m} (\%)$$

Avec :

- Rd : le rapport de découverte ;
- Q_s : la quantité de stérile extraite ou excavée ;
- Q_m : la quantité du minerai extraite.

Le rapport de découverte peut être exprimé :

- Soit en m³/ m³, on parle du taux de découverte volumétrique
- Soit en t/t, on parle du taux de découverte pondérale
- Soit en m³/t, on parle du rapport de découverte qui représente le cubage du stérile excavé pour extraire une tonne de minerai.

Le rapport de découverte dépend de la morphologie du gisement et de la profondeur à laquelle celui-ci se trouve [4].

$$\mathbf{Rd} = \frac{4\ 4768\ 396}{11\ 126\ 258}$$

$$\mathbf{Rd} = \mathbf{42\ \%}$$

b. Régime de fonctionnement de la carrière

L'exploitation du gisement de Kef Azerou Seghir (SARL AGREM), programmé selon un régime de fonctionnement comme suite : [1]

Le nombre de jours ouvrables par semaine.....	6jours
Le nombre de poste de travail par jour.....	2 postes
Le nombre d'heures de travail par poste.....	7 h
Le nombre de mois de travail par an.....	12 mois

c. Production annuelle de la carrière**➤ Capacité de production (station de concassage)**

La SARL AGREM dispose d'une station de 250 t/h.

Pour satisfaire les besoins de la station, on tiendra compte d'un taux de stérile de 42%.

➤ Production horaire

La capacité réelle de la station de concassage a été estimée par 148 T/h:

$$\mathbf{Ph = 148 \text{ T/h}}$$

➤ production journalière

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

$$\mathbf{Pj = Ph \times Np \times Tp}$$

- Pj : la production journalier (t/jour) ;
- Ph : la production horaire (Ph = 148 t/h) ;
- Np : le nombre du poste par jour (2 poste par jour) ;
- Tp : le temps de travail par poste (7 H).

$$\mathbf{Pj = 148 \times 2 \times 7}$$

$$\mathbf{Pj = 2072 \text{ T/ jour.}}$$

➤ production mensuelle

La production mensuelle (Pm) est déterminée par la formule suivante :

$$\mathbf{Pm = Pj \times Njr}$$

Pj: la production journalier (Pj = 2072t/jour) ;

Njr : nombre des jours ouvrable par mois (24 j/ mois) ;

$$\mathbf{Pm = 2072 \times 24}$$

$$\mathbf{Pm = 49728 \text{ T/mois}}$$

➤ **production annuelle**

La production annuelle de la carrière est déterminée par la formule suivante :

$$\mathbf{Pa = Pm \times Nm}$$

Pm : la production mensuelle de la carrière (49728t/mois) ;

Nm : nombre des mois ouvrables par an ($Nm = 12$ mois/an).

$$\mathbf{Pa = 49728 \times 12}$$

$$\mathbf{Pa = 596736 \text{ T/ an.}}$$

d. Durée de vie de la carrière T

– La durée de vie de la carrière est estimée par la formule suivante : [4]

$$\mathbf{T = \frac{Q_{exp}}{Pa \times K_{irr}} ; \text{Ans}}$$

Où :

- Q_{exp} : Réserves exploitables (t);
- Pa : production annuelle en tout venant de carrière (t/an) ;
- K_{irr} : coefficient d'irrégularité (0,9).

$$\mathbf{T = \frac{Q_{exp}}{Pa \times K_{irr}} = \frac{15\ 894\ 655}{596\ 736 \times 0.9} = 29.59 \text{ ans}}$$

$$\mathbf{T \approx 30 \text{ ans}}$$

– La durée de vie restante est calculée par la formule suivante :

$$\mathbf{T = \frac{Q_{res}}{Pa \times K_{irr}} ; \text{An}}$$

Depuis 2007, jusqu'à la fin d'année 2013, la société extrait une quantité de tout venant annuel moyenne de **616 235 T**.

La production durant l'année 2014 = **732 499.2 T**

La production durant l'année 2015 = **850 000 T**

Selon le programme de travaux prévus pour cette année 2016, la quantité extraite est de **596 736 T**.

➤ **les réserves exploitées**

La quantité des réserves exploitées depuis 2007 à 2016 est estimée $Q_{ex} = 6131393.2 \text{ T}$

➤ **les réserves restant**

La quantité de roche restant est calculée par la formule suivante :

$$Q_{Res} = Q_{ini} - Q_{ex}$$

Avec :

- Q_{Res} : Quantité de roche restant (T) ;
- Q_{ini} : Quantité de roche initiale (T) ;
- Q_{ex} : La quantité de roche à extraire (T).

$$Q_{Res} = 15\,894\,655 - 5\,876\,654,2$$

$$Q_{Res} = 10\,018\,009,8 \text{ T}$$

$$T = \frac{10\,018\,009,8}{596\,736 \times 0.9}$$

$$T = 18.65$$

$$T = 19 \text{ Ans}$$



Figure III.1 : Station de concassage de la carrière AGREM (photo ; 2016).

- e. **Caractéristique des engins et moyen de transport** : les caractéristiques des engins mentionné dans le tableau ci-après.

Tableau III.1 : les caractéristiques des équipements.[1]

Désignation	Marque	Type	Nombre	Capacité/rendement
Station de concassage	Metso	-	01	250t/h
Chargeur sur pneu	Caterpillar	966H	01	3.5m ³
Chargeur sur pneu	Komatsu	WA500	02	3.5 m ³
Pelle hydraulique	Caterpillar	365CL	01	4 m ³
Pelle hydraulique	Liebherr	944B	01	4 m ³
Pelle hydraulique	Volvo	480	01	4 m ³
Pelle hydraulique	Komatsu	PC450	01	4 m ³
Brise roche	Komatsu	PC450	01	/
Dumper	Komatsu	HD325	01	35 t
Dumper	Komatsu	HD255	02	25 t
Chariot de Foration	Atlas Copco	Rock D7 (Ø76 et 89 mm)	01	24 ml/h D = 76 mm
Chariot de Foration	Atlas Copco	T35	01	24 ml/h D = 76 mm
Camion de transport des manœuvres	Hyundai	HD35	01	14 Personnes
Véhicule utilitaire	Toyota	4x4	04	5 Places

III.3 Mode d'ouverture de la carrière de Kef Azerou Seghir

Vue la topographique et les caractéristiques géologiques du gisement (pendage, puissance et profondeur finale du gisement), ainsi que les conditions technique- économique de l'entreprise, l'ouverture du gisement de Kef Azerou Seghir se fait par demi-tranchée, la forme générale de l'ensemble de ces demi-tranchées d'accès principales (trace, ou piste principale), prennent la forme droite a deux côtés. Cet ensemble de demi-tranchées on les appelle aussi, piste principale.

III.2.1 Caractéristiques de la piste principale (demi-tranchée d'accès)

L'efficacité du travail du transport par camion en carrière dans une grande mesure se détermine par l'état des pistes.

- **La largeur :** la largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation, du nombre de voies de circulation. Elle peut être déterminée d'après les formules suivantes :



Figure III.2 : Représenter la largeur de la voie de circulation (photo ; 2016).

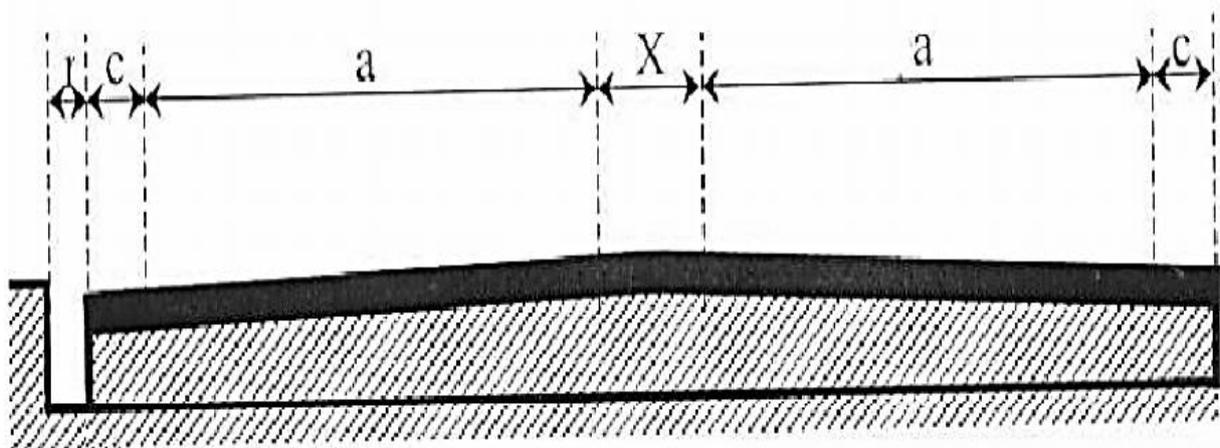


Figure III.3 : Schéma de la largeur de la piste [4].

➤ **Circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires)**

$$T = a + (2 \times C)$$

$$T = 4.52 + 2 \times 0.62$$

$$T = 5.77 \text{ m}$$

Où :

- T : c'est la largeur de la piste ;(m)
- a : largeur de la benne du camion, (4.52m).
- C : largeur de la bande de sécurité, (m)

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

$$C = 0.5 + 0.005 \times 25$$

$$C = 0.62 \text{ m}$$

Où :

- V : c'est la vitesse moyenne de circulation des camions ; V= 25 km/h

➤ **Circulation à double voie (pour la piste principale) :**

$$T = 2 \times (a + C) + X ; \text{ m}$$

➤ Où :

- X: distance entre les bennes des camions,

$$X = 2 \times C ; \text{ m}$$

$$X = 2 \times 0.62$$

$$X = 1.25 \text{ m}$$

Donc ;

$$T = 2 \times (a + C) + X$$

$$T = 2 \times (4.52 + 0.62) + 1.25$$

$$T = 11.53 \text{ m}$$

Tableau III.2 : Représentations des caractéristiques des pistes.

La piste	Largeur (m)
Principale	11.53
secondaire	5.77

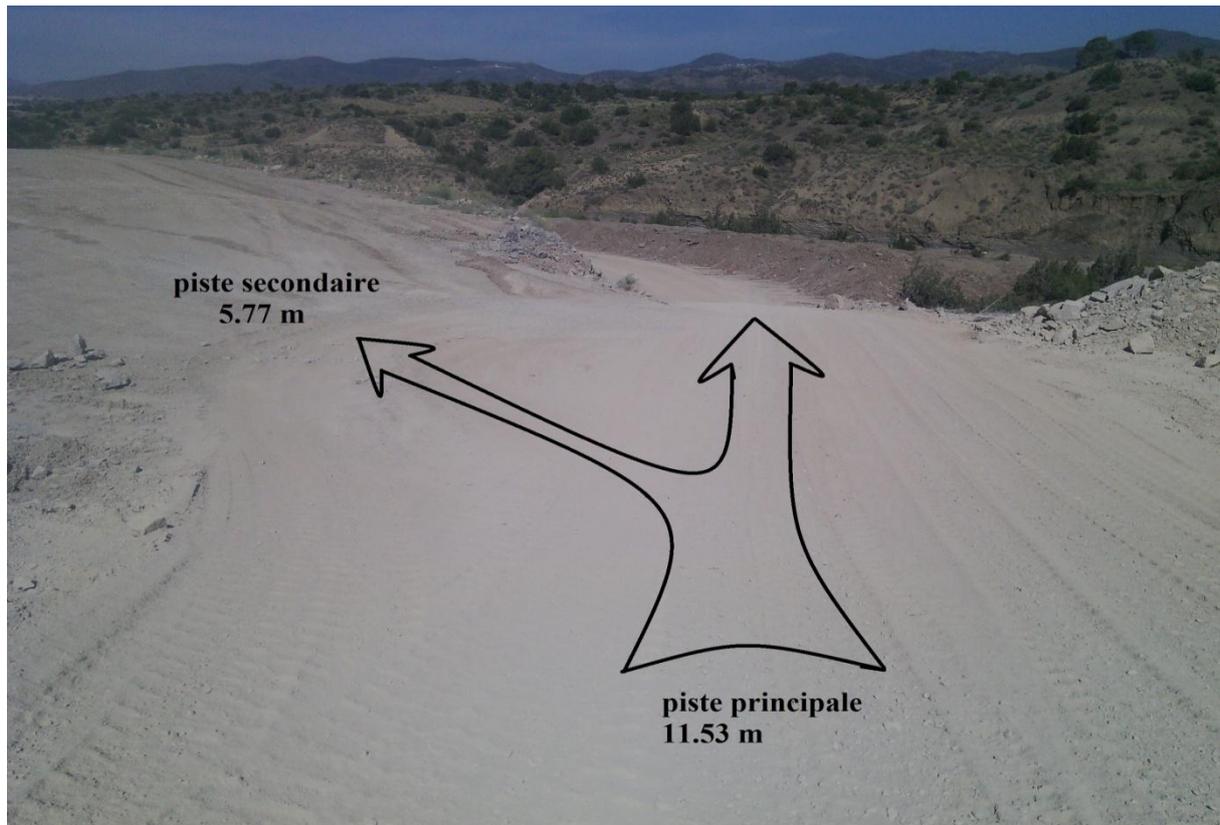


Figure III.4 : Voies de circulation (principale et secondaire)(Photo ;2016).

- **La pente :** La trace 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 vers l'atelier de préparation mécanique.

La réalisation des pistes de circulation des Dumpers pour le transport des roches abattues, doit être bien étudiée avec des pentes limites, (on doit veiller à ne pas dépasser 12%).

La pente (angle longitudinale) de la piste dans notre carrière est de 10%.



Figure III.5 : Pente des voies de circulation (photo Mars 2016).

- **La longueur :** La piste principale possède une longueur totale de **1 km** .A partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de la construction de la plateforme de travail au niveau inférieur de la carrière **572m**.
- **Angle d'inclinaison des bords de la tranchée**

Les angles (α) de talus des parois des tranchées dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches et la profondeur de celle-ci pour assurer la stabilité des talus.

Les valeurs approximatives en fonction de la dureté de la roche est représentées dans le tableau ci-après.

Tableau III.3: Angles du talus de la tranchée en fonction de la dureté.

Types des tranchées	Angles des talus des tranchées			
	Dureté des roches (d'après PROTODIAKONOV)			
	2 – 4	5 – 9	10 - 14	15 - 20
Accès	60°	65°	70°	80°
découpage	60°	70°	75°	80° – 85°

La dureté de la roche de notre gisement est 6 ; et d'après le tableau, l'inclinaison de talus de la tranchée d'accès est 65° .

III.3 Conclusion

Les travaux d'ouverture de la carrière Kef Azerou Seghir dépend des facteurs et qui donnant le choix du mode d'ouverture, après l'étude de ces facteurs, l'ouverture de ce gisement a été faites par demi-tranchées d'accès.



- *Chapitre 04*

- *Processus technologique
d'exploitation du Gisement*

Chapitre IV : Processus technologique d'exploitation du Gisement

IV.1 Introduction

Ce chapitre est consacré à l'étude de travaux d'exploitation du gisement de Kef Azerou Seghir. Pour cela nous avons commencé par, la classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert, avec le choix de la méthode d'exploitation adéquat ; ensuite, la détermination des paramètres des principaux éléments de systèmes d'exploitation, à savoir les éléments du gradin, ce dernier considère l'élément fondamental technologique de l'exploitation à ciel ouvert, et à la fin de chapitre, nous avons exprimé les différents notamment, les travaux d'abattage à l'explosif, le chargement et les travaux de transport.

IV.2 Méthodes d'exploitation

En définissant une méthode d'exploitation comme la progression dans le temps de l'ensemble de gradins à l'intérieur de la fosse ultime.

La méthode d'exploitation doit d'abord :

D'une part, aux moyens mises en œuvre pour déplacer le stérile qui peuvent déterminer les principaux paramètres dans la classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert, et d'autre part par le choix du matériel peut à lui seul caractériser la méthode d'exploitation. Et d'autre part tien compte de la morphologie de cite.

Nous allons distinguer deux catégories des méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

1. une classification qui tient compte de la morphologie du gisement
2. une classification qui tient compte des moyens de déplacement du stérile.

IV.2.1 Méthodes d'exploitation basées sur la morphologie du gisement

Les méthodes d'exploitation dépendant de la morphologie du gisement peuvent être classées en trois types principaux :

- Méthodes d'exploitation par fosse (tranchée, excavation globale) ;
- Méthodes d'exploitation par découverte (tranchées successives) ;
- Méthodes d'exploitation à flanc de couteau.

IV.2.1.1 Méthodes d'exploitation par fosse (tranchée, excavation globale)

Cette méthode s'applique à l'extraction de minerai encaissé dans des roches dures, disséminé ou en veines profondes avec une extension latérale réduite. Elle est réservée aux gisements sous forme amas, filons et, aux couches fortement pentes.

La forme de la fosse ultime généralement prendre la forme d'un cône qui constitue la fosse.

IV.2.1.2 Méthodes d'exploitation par tranchées successives

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

Cette méthode est appelée méthode par tranchées successives, c'est-à-dire des terrains en place qui recouvrent la couche minéralisée sont déplacés et remis en arrière là où on a déjà enlevé du minerai. [5]

IV.2.1.3 Méthode d'exploitation a flanc de couteau.

Cette méthode est utilisée pour l'exploitation des gisements à relief montagneux.

Dans les régions montagneuses, les gradins peuvent être incomplets, donc les gradins sera développer sur un seul côté (flanc),

IV.2.2 Méthodes d'exploitations basées sur les moyens de déplacement des stériles

On distingue cinq méthodes d'exploitation en se basant sur le mode de transport des déblais au sein de la carrière avec formation des terrils intérieurs ou extérieurs.

1. **Méthodes sans transport** : cette méthode peut être soit simple, soit avec remaniement des déblais ou terrils.
2. **Méthode avec emploi d'engins de transport** : la méthode est employée lorsque les déblais sont rejetés dans le terril intérieur au moyen d'engins de transport.

3. **Méthode spéciale** : c'est une méthode où les déblais sont évacués au moyen des engins suivants : Scrapers, Monitors et pompes, Grues et Convoyeurs (remblayeurs).
4. **Méthode avec transport des déblais** : c'est une méthode utilisée dans toutes formes de gisements (horizontal, semi dressant et dressant) et de toute dureté.
5. **Méthode mixte** : elle est employée lors de l'exploitation des couches horizontales ou peu inclinées, de puissance limitée et de recouvrement tendre, meubles ou de dureté moyenne. [5]

IV.2.3 Méthodes d'exploitation de la carrière Kef Azerou Seghir

D'après les données topographiques et géologiques, il est donné que le gisement de Kef Azerou Seghir est situé dans des reliefs montagneux, sous forme de colline.

La méthode de l'exploitation de ce gisement, est à ciel ouvert à flanc de coteau, les travaux d'exploitation se fait de haut vers le bas (du niveau supérieur 624 m vers le niveau inférieur 572 m) avec quatre (04) gradins (trois gradins de 14 m et un de 10 m de hauteur) et une inclinaison du talus de 75°.

Le déplacement du front de taille est orienté dans la direction Nord-Sud et les sens des travaux d'exploitation vers le Sud et Sud-ouest.

IV.3 Principaux éléments de système d'exploitation

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, ces éléments sont :

- Le gradin;
- La plate-forme de travail;
- La zone de travail;

IV.3.1 Le gradin

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

L'élément fondamental des exploitations à ciel ouvert est le gradin. Ils sont caractérisés par :

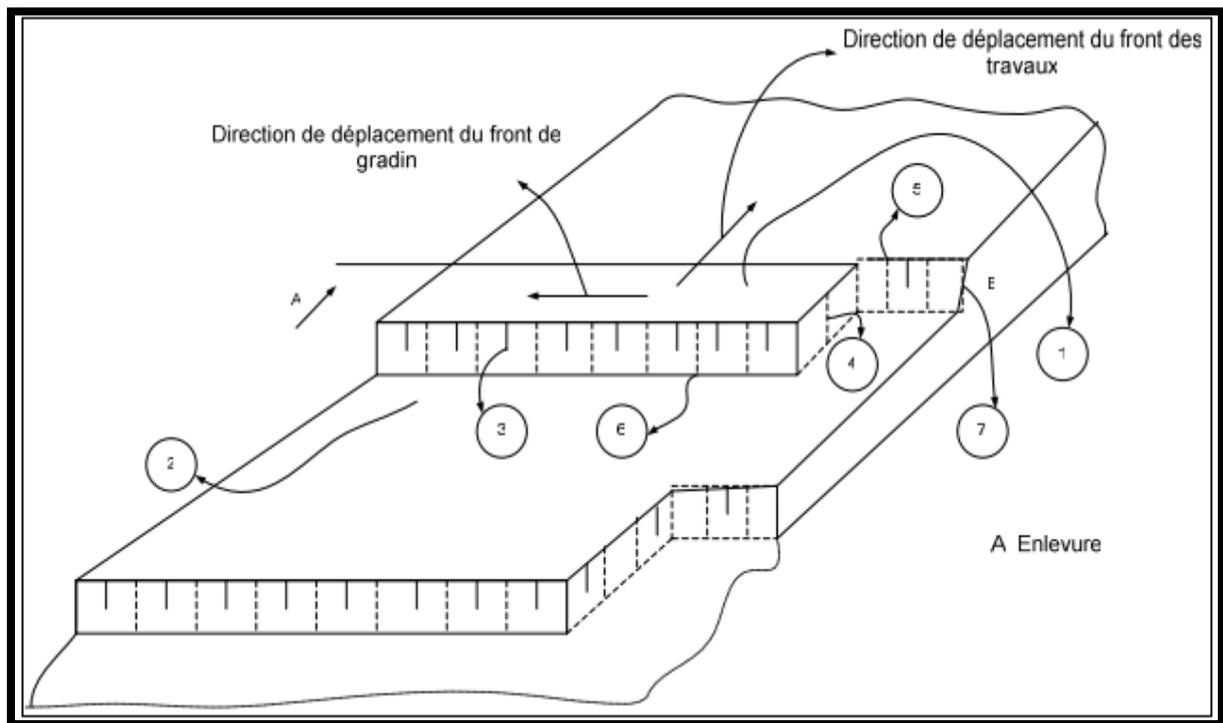


Figure IV.1 : Eléments géométriques et technologiques d'un gradin. [4]

- 1 Toit du gradin ;
- 2 Mur ;
- 3 Talus ;
- 4 Front d'attaque ;
- 5 Arrête supérieure ;
- 6 Arrête inférieure ;
- 7 Angle du gradin.

Un gradin bien dimensionné et de forme bien déterminer présente les avantages suivants :

- 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.

IV.3.1.1 La hauteur du gradin

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin : [4]

- 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.

Dans la carrière Kef Azerou Seghir l'abattage se fait à l'explosif, dont la hauteur du gradin est déterminée par la formule suivante :

$$H_g \leq 1.5 H_{c \max},$$

$$H_g \leq 1.5 \times 10 = 15 \text{ m}$$

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

Pour notre gisement Kef Azerou Seghir on a 04 gradins de la différente hauteur de 10 à 14 m.

Tableau IV.1 : hauteur des gradins de chaque niveau.

N°: Gradins	Niveaux (m)	Hauteur (m)
1	572-582	10
2	582-596	14
3	596-610	14
4	610-624	14

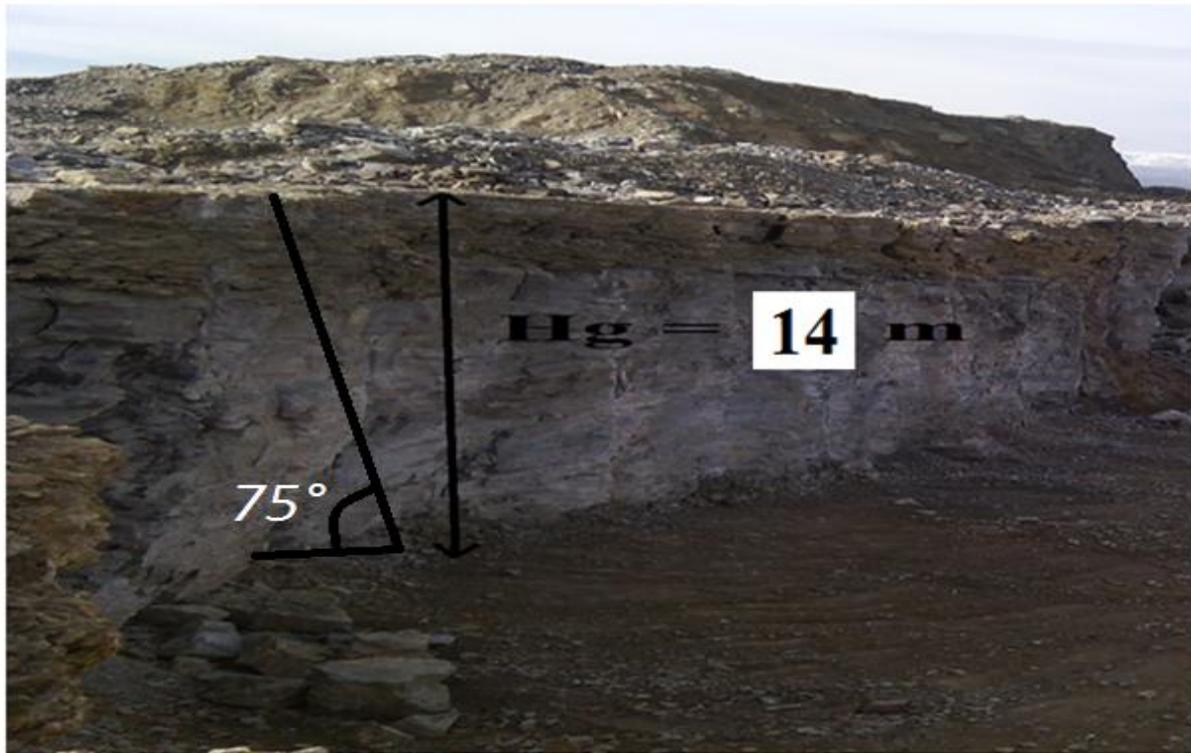


Figure IV.2 : Front de du gradin avec 14 m de hauteur (Photo ; 2016).

IV.3.1.2 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° ; dans notre cas, l'angle du talus $\alpha = 75^\circ$.

IV.3.2 Plate-forme de travail

Elle est déterminée par :

- Les dimensions des engins de chargement et du transport;
- Le mode d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure) ;
- Les éléments du système d'exploitation.

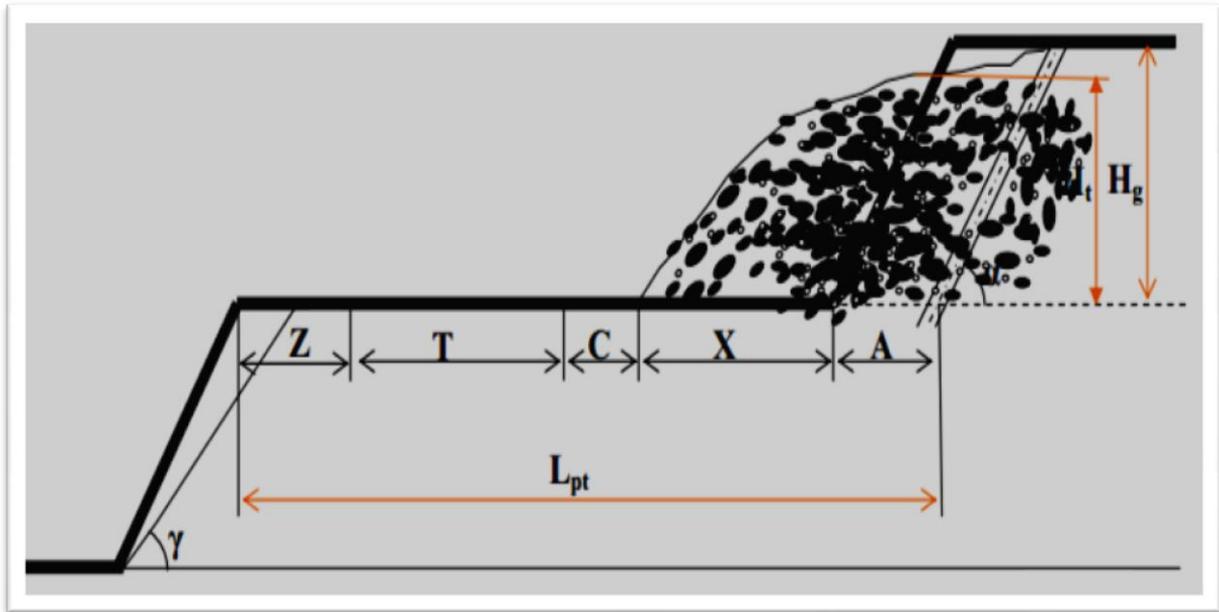


Figure IV.3: Schéma de plate-forme de travail (Abattage à l'explosif). [4]

Au niveau de la carrière de Kef Azerou Seghir, l'abattage se fait par explosif; la largeur minimale de la plate-forme est déterminée par la formule suivante :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z, (m)$$

Où :

- L_{pt} : Largeur de la plate forme de travail, (m);
- A : Longueur de l'enlevure en massif, (m);
- C : Berme de sécurité, (m);
- X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif, (m);
- T : Largeur de la voie de transport (m);
- Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m).

➤ La valeur d'enlevure A est déterminée par la formule suivante :

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

- W : ligne de moindre résistance (m); $W=2.7$ (voir paragraphe page 54).
- n : nombre des rangées.
- b : la distance entre deux rangées.

Pour $H_g = 10$ m

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

$$A = 2.7 + (3-1) \times 2.6$$

$$\mathbf{A = 7.9\ m}$$

Et pour Hg = 14 m

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

$$A = 2.9 + (3-1) \times 2.8$$

$$\mathbf{A = 8.5\ m}$$

➤ La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$\mathbf{C = 0,2 \times Hg, (m)}$$

Pour Hg = 10 m

$$C = 0.2 \times 10$$

$$\mathbf{C = 2\ m}$$

Pour Hg = 14 m

$$\mathbf{C = 2,8\ m}$$

➤ La largeur de X est calculée par la relation suivante :

$$\mathbf{X = A (2 K_f \times Hg / Ht) - 1, (m).}$$

Kf : coefficient de foisonnement des roches; $\mathbf{K_f = 1.6}$;

Hg : hauteur du gradin ;

Ht : hauteur du tas ;

$$\mathbf{Ht = (0.5 \div 0.8) \times Hg, (m);}$$

Pour Hg = 10 m:

$$\mathbf{Ht = 0,8 \times Hg}$$

$$Ht = 0.8 \times 10$$

$$\mathbf{Ht = 8\ m}$$

Pour Hg = 14 m:

$$\mathbf{Ht = 0,8 \times Hg}$$

$$Ht = 0.8 \times 14$$

$$\mathbf{Ht = 11,2\ m}$$

– La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$\mathbf{Z = Hg \times (ctg \gamma - ctg \alpha), (m).}$$

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

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

Pour $H_g = 10$ m

$$Z = 10 \times (c \operatorname{tg}(65) - c \operatorname{tg}(75)), (\text{m}).$$

$$\mathbf{Z = 1,17 \text{ m}}$$

Et :

$$\mathbf{X = A (2 \times K_f \times H_g / H_t) - 1}$$

$$X = 7,9 \times (2 \times 1,6 \times 10 / 8) - 1$$

$$\mathbf{X = 30,6 \text{ m}}$$

Donc :

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

$$L_{pt} = 7,9 + 30,6 + 2 + 11,53 + 1,17$$

$$\mathbf{L_{pt} = 53,2 \text{ m}}$$

Pour $H_g = 14$ m

$$Z = 14 \times (\operatorname{ctg}(65) - \operatorname{ctg}(75)), (\text{m}).$$

$$\mathbf{Z = 1,63 \text{ m}}$$

Et :

$$\mathbf{X = A \times (2 K_f \times H_g / H_t) - 1}$$

$$X = 8,5 \times (2 \times 1,6 \times 14 / 11,2) - 1$$

$$\mathbf{X = 33 \text{ m}}$$

Donc :

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

$$L_{pt} = 8,5 + 33 + 2,8 + 11,53 + 1,63$$

$$\mathbf{L_{pt} = 57,46 \text{ m}}$$



Figure IV.4 : Représenter la largeur de la plate-forme de travail du gradin du 14 m de hauteur ;(photo Mars, 2016).

IV.4 Principaux indices de la méthode d'exploitation

Les principaux indices de la méthode d'exploitation à ciel ouvert sont : [8]

- La vitesse de déplacement d'un chantier ;
- L'avancement annuel du front de travail ;
- Le temps d'extraction d'un bloc ;
- La production annuelle ;

IV.4.1 La vitesse de déplacement d'un chantier

La vitesse de déplacement d'un chantier dépend de largeur d'enlèvement, de la production journalière et de la hauteur du gradin.

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$V_{ch} = \frac{P_j}{A \times H_g} ; \text{ m/jour}$$

Tel que :

- P_j : La production journalière de la carrière (2072 T/ jour = **767.4 m³/jour.**) ;
- A : la largeur de l'enlevure, (m) ;
- H_g : La hauteur du gradin.

Pour H_g = 10 m :

$$V_{ch} = 767.4 / 7,9 \times 10)$$

$$V_{ch} = \mathbf{9.71 \text{ m/jour}}$$

Et pour H_g = 14 m :

$$V_{ch} = 767.4 / 8,5 \times 14)$$

$$V_{ch} = \mathbf{6,45 \text{ m/jour}}$$

IV.4.2 Avancement annuel du front de travail

La vitesse de progression du front de carrière est donnée par la formule suivante :

$$V_f = \frac{Pa}{L_{ef} \times Hg} ; \mathbf{m/an}$$

Avec :

- Pa la production annuelle (Pa= 596 736 T/an = 221013 m³/an) ;
- L_{ef}: longueur totale du front de carrière sur tous les niveaux d'exploitation 1350 m.
- H_g : la hauteur du gradin total (H_g = 52 m).

$$V_f = \frac{596\ 736}{1350 \times 52}$$

$$V_f = \mathbf{9 \text{ m/an}}$$

IV.4.3 Le temps d'extraction d'un bloc

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

Le temps d'extraction d'un bloc est déterminé par la formule suivante :

$$\mathbf{T_{ex} = \frac{L_b}{V_{ch}} ; \text{Jours}}$$

Tel que :

- L_b : La longueur du bloc (m).
- V_{ch} : La Vitesse de déplacement du chantier (m/j).

Pour $H_g = 10$ m

$$T_{ex} = \frac{68,23}{9,71}$$

$$T_{ex} = 7 \text{ jours}$$

Et pour $H_g = 14$ m

$$T_{ex} = \frac{45,29}{6,45}$$

$$T_{ex} = 7 \text{ jours}$$

IV.4.4 Production annuelle

La production annuelle est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$Pa = Pj \times Nja ; T/ an$$

Avec :

- Pa : production annuelle (T/an);
- Pj : production journalière (T/jour);
- Nja : nombre des jours ouvrables par année (jours).

$$Pa = 2072 \times 288$$

$$Pa = 596\ 736 \text{ T/an.}$$

IV.5 Technologie d'exploitation du gisement

On distingue les principales opérations technologiques d'exploitation du gisement en Quatre (04) parties telles que : [4]

1. Abattage de roche;
2. Chargement des roches;
3. Déplacement et transport des roches;
4. Préparation mécanique.

A chaque processus principal correspondant les travaux auxiliaires dont la réalisation permette de faciliter son exécution.

IV.5.1 Abattage de la roche

Le choix de la méthode d'abattage des roches dépend:

- Type de roches, et leur état naturel;
- Les 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.

L'abattage des roches par explosion est très répandu dans les mines à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures. Ce mode d'abattage est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de 600 Kg/cm².

Dans la carrière de Kef Azerou Seghir l'abattage se fait à l'explosif, principalement le Marmanite (70%) et l'Anfomil (30%).

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

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

IV.5.1.2 Conception du plan de tir

- les trous de mines seront disposés suivant plusieurs rangées sur la banquette supérieure;
- L'explosif utilisé sera l'Anfomil en vrac (charge de colonne), et Marmanit de diamètre de cartouche de 50 mm (charge de pied) ;

- L'amorçage de la charge sera latéral par cordeau détonant de 12g/ml et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20 ms.
- Le branchement des charges sera en série. [7]

IV.5.1.3 Travaux de foration

L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement jouent un rôle primordial pour le rendement des tirs.

Il est donc nécessaire de forer les trous de mines à partir du bon endroit, avec la bonne orientation, la bonne longueur et le bon diamètre; la précision avec laquelle ces paramètres seront respectés aura une grosse influence sur les résultats.

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

- Cisaillement ;
- coupe ;
- brasions.

Le forage des trous peut être effectué sans action mécanique des outils lorsqu'on applique les phénomènes de l'action physique sur la roche.

La Foration doit prendre en compte :

- Les caractéristiques mécaniques de la roche ;
- La structure du massif;
- La géométrie du dérochement.



Figure IV.5 : Opération de Foration à l'aide d'une sondeuse (photo ; 2016).

a. Types de perforatrice

On distingue quatre Types différents de perforatrices :

- 1- perforatrices à percussion;
- 2- perforatrices rotatives;
- 3- perforatrices à rotation et percussion;
- 4- perforatrices à fond de trou.

b. Rendement de la sondeuse

✓ **Temps de Foration**

Le temps de Foration est calculé à l'aide de la formule suivante:

$$\mathbf{Tf} = \frac{\mathbf{L_{tr}}}{\mathbf{V_f}} ; \mathbf{Min}$$

Avec :

- V_f : c'est la vitesse d'avancement $V_a = 25 \text{ m/h}$;
- L_{tr} : la longueur de trou, $L_{tr} = 11.11 \text{ m}$.

$$T_f = \frac{11.11}{24}$$

$$= 0.46 \text{ h}$$

$$= 0.46 \times 60$$

$$\mathbf{T_f = 28 \text{ min}}$$

✓ **Nombre des trous**

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

$$\mathbf{N_{tr} = \frac{T \times K_u}{T_f} ; \text{trou/poste}}$$

Avec :

- N_{tr} : nombre des trous, fait par la sondeuse (trou/poste);
- T : durée d'un poste de travail (durée de poste de travail c'est 8 heures avec 1 heure de pause), $T = 480 \text{ min}$;
- K_u : coefficient d'utilisation de la sondeuse, $K_u = 0,85$;
- T_f : Le temps nécessaire pour la foration d'un trou, $T_f = 28 \text{ min}$.

$$N_{tr} = \frac{480 * 0.85}{28}$$

$$\mathbf{N_{tr} = 15 \text{ trous/poste}}$$

On peut déterminer le rendement de la sondeuse durant un poste de travail par le nombre des mètres foré des trous par poste de travail, qui est calculé par la relation suivante :

$$\mathbf{R_s = L_{tr} \times N_{trou}}$$

Avec :

- L_{tr} : longueur de trou (m) ;

Donc :

$$R_s = L_{tr} \times N_{trou} = 11,11 \times 15$$

$$\mathbf{R_s = 167 \text{ m/poste}}$$

✓ **Nombre des sondeuses nécessaires pour assurer la production souhaitée**

Le nombre des sondeuses nécessaires pour assurée la production souhaitée par l'entreprise est déterminé par la formule suivante :

$$N_s = \frac{Pa \times kr}{N_{tr} \times \frac{N_p}{j} \times N_j \times Q_{tr}}$$

Où :

- Pa : puissance de la carrière (la production souhaitée = 596 736 T/an) ;
- kr : coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ; 1.25); en prend (kr = 1,22);
- N_{tr} : rendement de la sondeuse par poste (nombre des trous réalisés = 15 trs/poste);
- p/j : nombre de poste de travail par jour, (02 poste / jour);
- j : nombre de jour de travail de la sondeuse au cours de l'année, (288 jours) ;
- Q_{tr} : Le volume (en tonne) de la roche abattu par un trou.

$$V_{tr} = H_g \times W \times a \times K_f ; m^3/trou$$

Où ;

- K_f : coefficient de foisonnement ; K_f=1.6
- a : Espacement entre deux trous ;
- H_g : hauteur du gradin ;
- W : ligne de moindre résistance (m).

$$V_{tr} = 10 \times 2,7 \times 3,24 \times 1.6 = 140 m^3/tr$$

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 140 \times 2.7$$

$$Q_{tr} = 378 T/tr$$

Donc :

$$N_s = \frac{596\,736 \times 1.22}{15 \times 2 \times 288 \times 378} = 0.22$$

$$N_s = 1 \text{ sondeuse}$$

IV.5.1.4 Paramètres du plan de tir

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

Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de tire, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers ont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés. [9] [10]

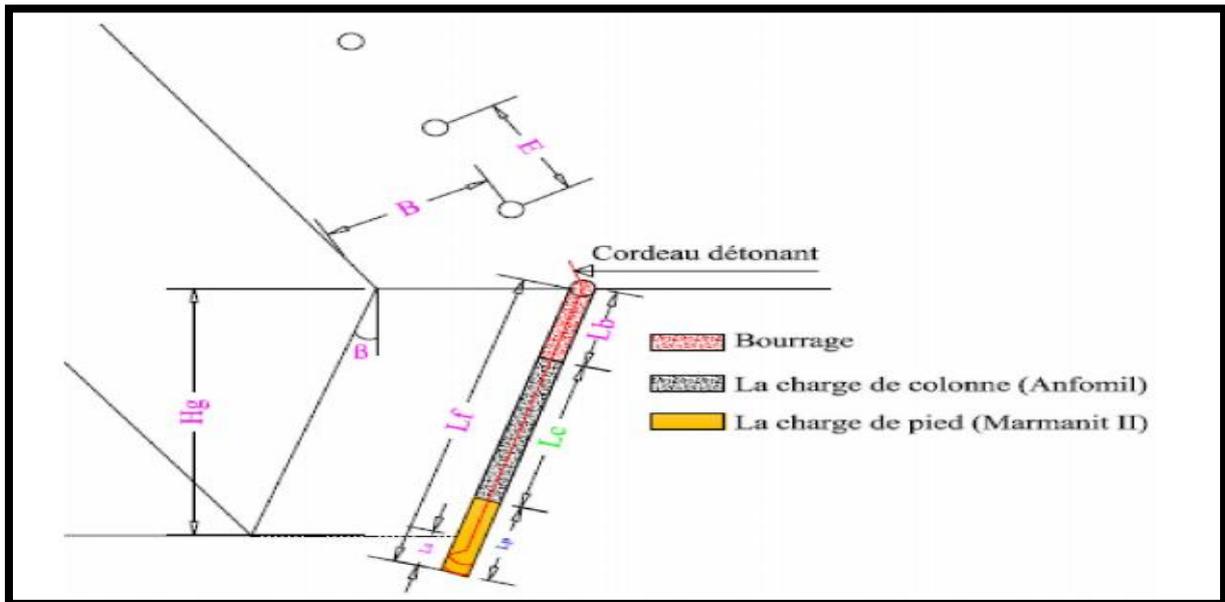


Figure IV.6 : Schéma générale montent les différents paramètres du plan de tir.[9]

- **Hg** : hauteur du gradin ;
- **Lb** : longueur du bourrage ;
- **B** : la banquette ;
- **E** : l'espacement ;
- **Lc** : longueur de charge de colonne ;
- **Lp** : longueur de charge de pied ;
- **Ls** : longueur de sous-foration ;
- **Lf** : longueur de foration ;
- **β**: Angle d'inclinaison du trou ;

Les paramètres géométriques du plan de tir sont les suivants :

- le diamètre du trou (d);
- la profondeur du trou (L_{tr});

- La longueur de sous – foration (L_s);
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, (β) ;
- la ligne de moindre résistance (résistance au pied de gradin), (W) ;
- la maille ou le rapport banquette/écartement entre trous ;
- la distance entre les rangées (b);
- la distance entre les trous (a);
- la qualité et quantité de la charge explosive;
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage, DMR).

➤ **Le diamètre du trou (d)**

Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Dans ce projet on choisit le diamètre du trou selon le diamètre de la tige de la sondeuse de foration, donc le diamètre du trou est : **$D=76 \text{ mm}$** ;

➤ **La longueur de sous – foration (L_s)**

La longueur de 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 et des propriétés d'explosif.

La longueur de sous-foration est donnée par la formule suivant :

$$L_s = [5 \div 10] \times D_{tr}$$

Où :

- L_s : Longueur de sous-foration, (m) ;
- D_{tr} : Diamètre de trou, (m).

Donc :

$$L_s = 10 \times 0.076$$

$$L_s = 0.76 \text{ m}$$

➤ **Consommation spécifique de l'explosif**

Dans les conditions naturelles, on détermine la consommation spécifique de l'explosif par la relation suivant :

$$q = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd} ; \text{ g/m}^3, \text{ kg/m}^3$$

Où :

- Q_{et} : La consommation spécifique étalon corresponde de la résistance de traction, compression, et déplacement ;

$$q_{et} = 0.02 \times (R_c + R_{dp} + R_{tr}) + 2 \times \gamma$$

Avec :

- R_c : Résistance de compression déclaré par le rapport géologique (600 Kgf/cm²) ;
- R_{tr} : résistance de traction $[0.8 \div 0.12] \times R_c$ on prend ($R_{tr} = 60$ Kgf/cm²) ;
- R_{dp} : Résistance de déplacement $[0.2 \div 0.33] \times R_c$ On prend ($R_{dp} = 180$ Kgf/cm²) ;
- P : La masse volumique (2.7 t/m³).

Donc :

$$q_{et} = 0.02 \times (600+60+180) + 2 \times 2.7$$

$$q_{et} = 22.2 \text{ g/m}^3$$

Selon le tableau IV.2 situé ci-après, il s'agit d'un calcaire à tirabilité difficile avec la classe trois et la catégorie 11/12/13/14 et 15.

Tableau IV.2 : Classification de la tirabilité des roches. [9]

Types de tirabilité	Q_{et} gr/m ³	classes	Catégorie
Tirabilité facile	≤ 10	1	1, 2, 3, 4,5
Tirabilité moyenne	10,1÷20	2	6, 7, 8, 9, 10
Tirabilité difficile	20,1÷30	3	11, 12, 13, 14,15
Tirabilité très difficile	30,1÷40	4	16, 17, 18, 19,20
Tirabilité exclusivement difficile	40,1÷50	5	21, 22, 2 3, 24,

- K_{ex} : Coefficient de conversion de l'explosif étalon utilisé ;

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

Avec :

- A_{et} : Aptitude de travail de l'explosif étalon ($A_{et} = 360 \text{ cm}^3/10\text{g}$) ;
- A_{ut} : Aptitude de travail de l'explosif utilisé ($A_{ut} = 260 \text{ cm}^3/10\text{g}$).

Donc :

$$K_{ex} = \frac{360}{260}$$

$$K_{ex} = 1.38$$

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

$$K_f = 1.2 \times L_m + 0.2$$

Avec :

- L_m : Dimension moyenne du bloc dans le massif ($L_m = 2 \text{ m}$).

Donc :

$$K_f = 1.2 \times 2 + 0.2$$

$$K_f = 2.6$$

- K_d : coefficient tenant compte de degré de la fragmentation demandé ;

$$K_d = \frac{0.5}{D_{max}}$$

Avec :

- D_{max} : Diamètre maximale de l'ouverture de la station de concassage primaire.

$$D_{max} = 800 \text{ mm} ;$$

Donc :

$$K_d = \frac{0.5}{0.8}$$

$$K_d = 0.6$$

- K_c : Coefficient tenant compte de degré de la charge, dépende de la tirabilité de roche choisir d'après le tableau IV. 3.

Tableau IV. 3 : Le coefficient K_c en fonction de la t rabilit  de roche. [9]

Tirabilit� de roche	Valeur de K_c
Roche difficile	[0.7 � 0.8]
Roche moyenne	[0.85 � 0.9]
Roche facile	[0.95 � 1]

Donc :

On a roche difficile : $K_c = 0.8$.

K_{sd} : coefficient tenant compte de nombre de surface d gag  est d termin  ; d'apr s le tableau IV.4.

Tableau IV.4 : Le coefficient K_{sd} en fonction de la surface libre. [9]

Nombre de surface libre	Valeur de K_{sd}
1	10
2	8
3	6
4	4
5	2
6	1

Dans notre carri re on a deux surfaces d gag es donc $K_{sd} = 8$

- K_v : Coefficient qui tient compte de l'influence de volume de la roche a fragment  par l'explosif.

$$\text{Si : } Hg > 15 \text{ m donc } \quad K_v = \sqrt[3]{\frac{Hg}{15}}$$

$$\text{Ou bien : } Hg < 15 \text{ m donc } \quad K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{Hg}}$$

Donc: pour $Hg = 10 \text{ m}$

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{10}}$$

$$K_v = 1.14$$

Et pour Hg = 14 m

$$K_v = \sqrt[3]{\frac{15}{14}}$$

$$K_v = 1,02$$

Donc : pour Hg = 10 m

$$q = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}$$

$$q = 22.2 \times 1.38 \times 2.6 \times 0.6 \times 0.8 \times 1.14 \times 8$$

$$q = 350 \text{ g/m}^3 = 0.35 \text{ kg/m}^3$$

Et pour Hg = 14 m

$$q = q_{et} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{sd}$$

$$q = 22.2 \times 1.38 \times 2.6 \times 0.6 \times 0.8 \times 1.02 \times 8$$

$$q = 312 \text{ g/m}^3 = 0.312 \text{ kg/m}^3$$

➤ Ligne de moindre résistance

On donne le nom de la ligne de moindre résistance, la distance entre le trou et la surface libre du gradin. La ligne de moindre résistance s'écrit sous forme :

$$W = \frac{-P + \sqrt{P^2 + 4 \times m \times q \times Hg \times P \times L_{tr}}}{2 \times m \times Hg \times q} ; m$$

Où :

- Hg: Hauteur du gradin, (10 m) ;
- L_{tr} : Longueur du trou, (m).

Avec :

$$L_{tr} = \frac{Hg}{\sin \beta} + L_s ; [m]$$

Où :

- β: l'angle d'inclinaison de trou (75°) ;

Donc :

- pour un gradin de 10 m

$$L_{tr} = \frac{10}{\sin 75^\circ} + 0.76$$

$$L_{tr} = \mathbf{11.11 \text{ m}}$$

- Pour un gradin de 14 m

$$L_{tr} = \frac{14}{\sin 75^\circ} + 0.76$$

$$L_{tr} = \mathbf{15.25 \text{ m}}$$

- P: charge métrique ;

Avec :

$$P = \frac{\pi \times D_{tr}^2 \times \Delta}{4}; [\text{Kg/m}]$$

Où :

- Δ : Densité moyenne de l'explosif, (g/ cm³) ;

Tell que :

$$\Delta = \frac{\Delta_1 \times \%_1 + \Delta_2 \times \%_2}{100}; [\text{Kg/m}^3]$$

- Δ_1 : Densité de Marmanite (0,95 g/cm³) ;
- Δ_2 : Densité d'ANFO (0.85 g/cm³) ;
- $\%_1$: Pourcentage de Marmanite (70 %) ;
- $\%_2$: Pourcentage d'ANFO (30 %).

Alors :

$$\Delta = \frac{0,95 \times 70 + 0,85 \times 30}{100}$$

$$\Delta = \mathbf{920 \text{ Kg/m}^3}$$

Donc :

$$P = \frac{3,14 \times 0,005 \times 920}{4}$$

$$\mathbf{P = 3,61 \text{ Kg/m}}$$

- q : consommation spécifique ;
- m : coefficient de rapprochement des trous.

Avec :

$$\mathbf{m = 1.66 - 0.066 \times f}$$

- f : la dureté de roche.

Tell que :

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

- Rc: résistance de compression.

Alors :

$$f = \frac{600}{100}$$

$$\mathbf{f = 6}$$

Donc :

$$m = 1.66 - 0.066 \times 6$$

$$m = 1.2$$

En fin :

Pour Hg = 10 m

$$W = \frac{-3,61 + \sqrt{13,03 + 4 \times 1,2 \times 0,35 \times 10 \times 3,61 \times 11,11}}{2 \times 1,2 \times 10 \times 0,35}$$

$$\mathbf{W = 2,7 \text{ m}}$$

Et pour Hg = 14 m :

$$W = \frac{-3,61 + \sqrt{13,03 + 4 \times 1,2 \times 0,312 \times 14 \times 3,61 \times 15,25}}{2 \times 1,2 \times 14 \times 0,312}$$

$$\mathbf{W = 2,9 \text{ m}}$$

➤ **Espacement entre les trous (a)**

C'est la distance d'une même rangée qui porte le nom d'espacement. Elle peut être déterminée d'après la relation suivante :

$$a = m \times w; [m]$$

Où :

- a : Espacement entre les trous, (m) ;
- m: Coefficient de rapprochement entre deux trous, m=1,2 ;
- W : ligne de résistance des roches au pied du gradin.

Donc :

Pour Hg = 10 m

$$a = 1,2 \times 2,7$$

$$a = 3,24 \text{ m}$$

Et pour Hg = 14 m

$$a = 1,2 \times 2,9$$

$$a = 3,5 \text{ m}$$

➤ **Distance entre deux rangées (b)**

La distance entre les rangées de trou (*b*) dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin.

➤ pour une maille carrée $b = a; [m]$

➤ pour une maille en quinconce $b = 0,8 \times a; [m]$

Dans la carrière AGREM est utilisée la maille en quinconce.

Donc :

$$b = 0,8 \times a$$

Alors :

Pour Hg = 10 m

$$b = 0,8 \times 3,24$$

$$b = 2,6 \text{ m}$$

Pour Hg = 14 m

$$b = 0,8 \times 3,5$$

$$\mathbf{b = 2,8\ m}$$

➤ **Répartition de la charge**

a) **Quantité d'explosif dans un trou**

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

La quantité d'explosif dans un trou est déterminée par la formule suivante :

$$\mathbf{Q = q \times a \times b \times H_g ; [Kg/trou]}$$

Où :

- a : Distance entre deux trous ;
- b : Distance entre deux rangées de trous ;
- H_g : Hauteur du gradin.

Donc :

Pour $H_g = 10\ m$

$$Q = 0.35 \times 3,24 \times 2,6 \times 10$$

$$\mathbf{Q = 29,5\ Kg/trou}$$

Et pour $H_g = 14\ m$

$$Q = 0.312 \times 3,5 \times 2,8 \times 14$$

$$\mathbf{Q = 42,8\ Kg/trou}$$

b) **Longueur de la charge d'explosif dans un trou**

La longueur de la charge peut donner par la formule suivant :

$$\mathbf{L_{ch} = \frac{Q}{P} ; (m)}$$

Où :

- L_{ch} : longueur de la charge d'explosif dans un trou, (m) ;
- Q: quantité d'explosif dans un trou, (kg/trou) ;
- P : charge métrique, (kg/m).

Donc :

Pour Hg = 10 m

$$L_{ch} = \frac{29,5}{3,61}$$

$$L_{ch} = \mathbf{8,17 \text{ m}}$$

Et pour Hg = 14 m

$$L_{ch} = \frac{42,8}{3,61}$$

$$L_{ch} = \mathbf{11,85 \text{ m}}$$

➤ Bourrage

Le bourrage a pour objectif de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs.

Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile). Le bourrage réalisé avec d'usable fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections.

a) Longueur de bourrage

La longueur du bourrage est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} ; [\mathbf{m}]$$

Où :

- L_b : longueur de bourrage (m) ;
- L_{tr} : longueur de trou (m).

Donc :

Pour Hg = 10 m

$$L_b = 11,11 - 8,17$$

$$L_b = \mathbf{2,94 \text{ m}}$$

Et pour Hg = 14 m

$$L_b = 15,25 - 11,85$$

$$L_b = \mathbf{3,4 \text{ m}}$$

➤ **Volume du bloc**

Le volume de bloc égale à la production annuelle divisée par le nombre d'intervalle de tir par le nombre des mois ou des semaines

$$V_b = \frac{P_{an}}{N_{sem} \times N_{int} \times \gamma} [m^3]$$

- P_{an} : Production annuelle planifiée par la carrière = 596 736 T ;
- γ : la masse volumique (2.7 t/m³) ;
- N_{int} : nombre de tir par semaine ;
- N_{sem} : Nombre des semaines ouvrables par an, $N_{sem} = 41$ semaines ;
- V_b : Volume du bloc abattu.

Donc :

$$V_b = \frac{596\,736}{41 \times 1 \times 2.7}$$

$$V_b = 5390.56 \text{ m}^3$$

➤ **Section de bloc abattue**

La section de bloc abattue est donnée par la formule suivante :

$$S_b = \frac{V_b}{H_g}; [m^2]$$

Où :

- S_b : La section du bloc abattu.

Donc :

Pour $H_g = 10$ m

$$S_b = \frac{5390.56}{10}$$

$$S_b = 539.05 \text{ m}^2$$

Et pour $H_g = 14$ m

$$S_b = \frac{5390.56}{14}$$

$$S_b = 385.04 \text{ m}^2$$

➤ **Largeur d'enlevure (du bloc)**

La Largeur d'enlevure est donnée par la formule suivante :

$$A = W + b (n - 1); [m]$$

Où :

- w : La ligne de moindre résistance, (m) ;
- b : La distance entre les rangés, (m) ;
- n : Nombre de rangés

Donc :

Pour Hg = 10 m

$$A = 2,7 + 2,6 (3 - 1)$$

$$A = 7.9 \text{ m}$$

Et pour Hg = 14 m

$$A = 2,9 + 2,8 (3 - 1)$$

$$A = 8.5 \text{ m}$$

➤ **Longueur du bloc**

La longueur du bloc est donnée par la formule suivante :

$$L_b = \frac{Sb}{A}; [m]$$

Donc :

Pour Hg = 10 m

$$L_b = \frac{539.05}{7,9}$$

$$L_b = 68.23 \text{ m}$$

Et pour Hg = 14 m

$$L_b = \frac{385,04}{8,5}$$

$$L_b = 45.29 \text{ m}$$

➤ **Volume de minerai abattu par un trou**

Le volume de minerai abattu par un trou est donné par la formule suivante :

$$V_{tr} = \frac{Q}{q}; [m^3]$$

Où :

- V_{tr} : Volume de minerai abattu par un trou.

Donc :

Pour Hg = 10 m

$$V_{tr} = \frac{29.5}{0.35}$$

$$V_{tr} = \mathbf{84,28 m^3}$$

Et pour Hg = 14 m

$$V_{tr} = \frac{42.8}{0.312}$$

$$V_{tr} = \mathbf{137,17 m^3}$$

➤ **Nombre des trous dans un bloc**

Le nombre des trous dans un bloc est donné par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{vb}{v_{tr}} ; \text{trous}$$

Où :

- N_{tr} : Nombre des trous dans un bloc.

Donc :

Pour Hg = 10 m

$$N_{tr} = \frac{5390.56}{84,28}$$

$$N_{tr} = \mathbf{64 Trous}$$

Et pour Hg = 14 m

$$N_{tr} = \frac{5390.56}{137,17}$$

$$N_{tr} = \mathbf{40 Trous}$$

➤ **Quantité d'explosif totale dans un bloc**

La quantité d'explosif totale dans un bloc est donnée par la formule suivante :

$$Q_{\text{tot}} = Q \times N_{\text{tr}}; [\text{Kg}]$$

Où :

- Q_{tot} : Quantité d'explosif totale dans un bloc.

Donc :

Pour Hg = 10 m

$$Q_{\text{tot}} = 29.5 \times 64$$

$$Q_{\text{tot}} = \mathbf{1888 \text{ Kg}}$$

Et pour Hg = 14 m

$$Q_{\text{tot}} = 42.8 \times 40$$

$$Q_{\text{tot}} = \mathbf{1712 \text{ Kg}}$$

➤ **Longueur total foré**

La Longueur total foré est donné par la formule suivante :

$$L_{\text{tf}} = N_{\text{tr}} \times L_{\text{tr}}; [\text{m}]$$

Où :

- L_{tf} : Longueur total foré.

Donc :

Pour Hg = 10 m

$$L_{\text{tf}} = 64 \times 11.11$$

$$L_{\text{tf}} = \mathbf{711.04 \text{ m}}$$

Et pour Hg = 14 m

$$L_{\text{tf}} = 40 \times 15.25$$

$$L_{\text{tf}} = \mathbf{610 \text{ m}}$$

➤ **Paramètres du plan de tir**

Tous les paramètres de tir de deux cas (cas de hauteur de 10 m et 14 m) représenté dans le tableau ci-dessous

Tableau IV.5 : les paramètres de plan de tir pour deux cas.

Paramètres de plan de tir	1 ^{er} cas	2 ^{eme} cas
Hauteur du gradin	10 m	14 m
Diamètre du trou	76 mm	76 mm
Banquette pratique	2.7 m	2.9 m
Sur foration	0.76 m	0.76 m
Profondeur du trou	11.11 m	15.25 m
Déviations du trou	10°	10°
Espacement entre les trous (a)	3.24 m	3.5 m
Espacement entre les rangées (b)	2.6 m	2.8 m
Nombre de tir par mois	04	04
Type d'explosif utilisé	Marmanite et Anfomil	Marmanite et Anfomil
Quantité d'explosif par tir	1888 Kg	1712 Kg
Consommation spécifique d'explosifs	350 g/m ³	312 g/m ³
Type de cordeau détonant	12grs/ml	12grs/ml
D.E.I	N° 0	N° 0
D.M.R	N° 01 à 12	N° 01 à 12

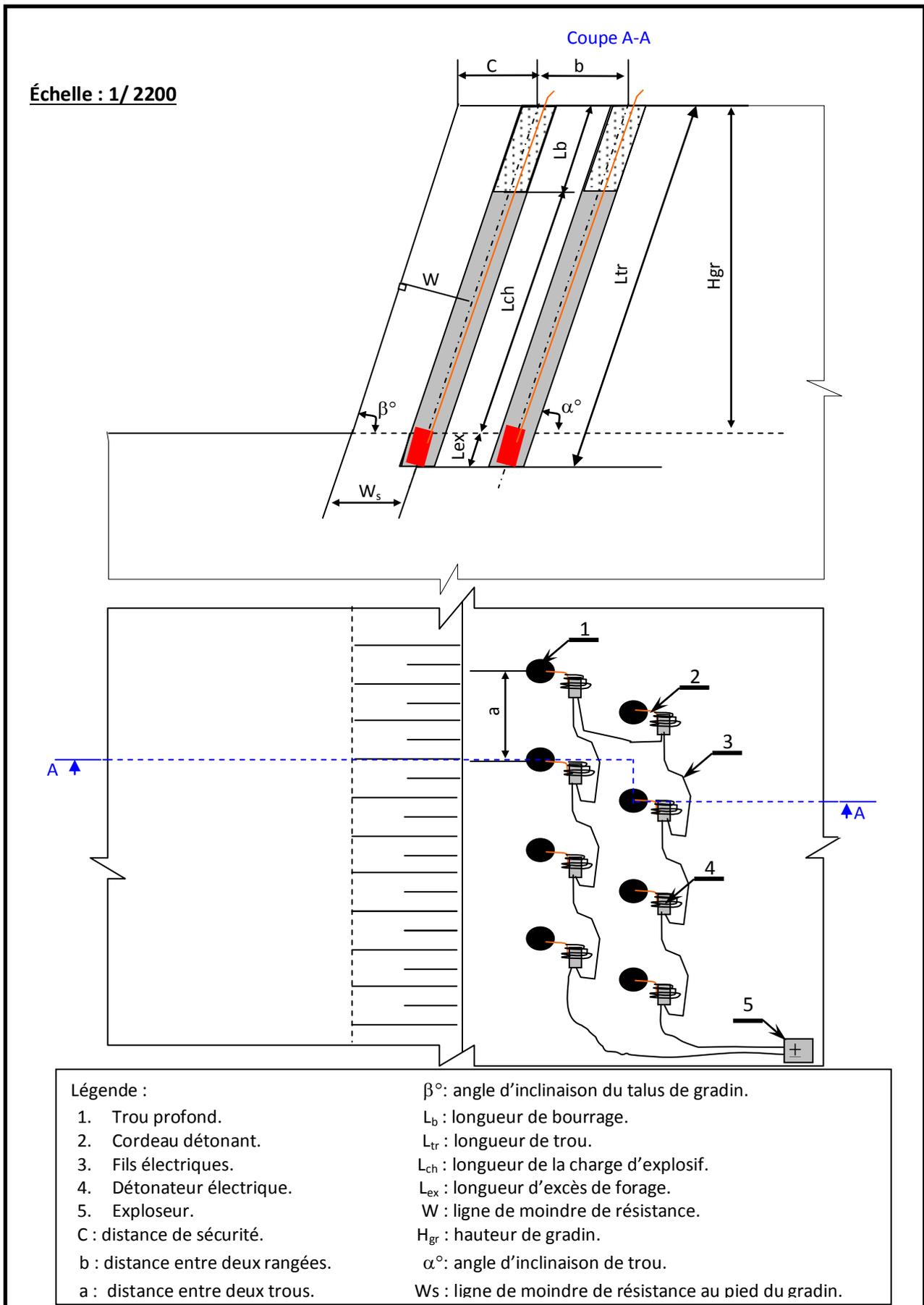


Figure IV.7 : Schéma d'un plan de tir

IV.5.2 Travaux de chargement

Avant de choisir une chargeuse, il faut d'abord examiner la capacité du godet en tenant compte de la production journalière. [3] [11]

IV.5.2.1 La capacité de godet de la Pelle hydraulique

Pour un meilleur choix de type de chargement utilisé on est obligé de calculer la capacité de godet de la pelle hydraulique :

$$V = \frac{Pa \times tc \times kf}{3600 \times ku \times \gamma \times kr \times T} ; m^3$$

Avec :

- Pa : la production souhaitée par l'entreprise, 3500 T/jr ;
- T c : le temps d'un cycle du chargement, secondes ;(40 s) ;
- Kf : coefficient de foisonnement ; Kf = 1.6 ;
- γ : la masse volumique = 2.7 T/m³ ;
- Kr : coefficient de remplissage du godet ; Kr = 0.8 à 0.9 ;
- T : durée d'un poste de travail; (8 heures avec une heure de pause);
- Ku : coefficient d'utilisation ; Ku= 0.9.

$$V = \frac{3500 \times 40 \times 1.6}{3600 \times 0.9 \times 2.7 \times 0.9 \times 7}$$

$$V = 4 m^3$$

IV.5.2.2 Le rendement de la pelle hydraulique

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

$$R_{ch} = \frac{3600 \times ku \times kr \times V \times \gamma \times T}{tc \times Kf} ; T/poste$$

Où :

- V : la capacité du godet de la pelle en V = 4 m³ ;
- Kr : coefficient de remplissage du godet de la Pelle hydraulique (Kr = 0.85) ;
- T : durée d'un poste de travail (T = 08 heures avec une heure de pause) ;
- Ku : coefficient d'utilisation de la pelle durant un poste de travail (Ku = 0.9) ;
- t c : durée d'un cycle de chargement ; t c=40 s.

$$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv} \text{ (s).}$$

- t_r : temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement ($T_r = 25 \text{ s}$) ;
- t_{pc} : temps de parcours (rotation) de la pelle chargée vers le lieu de déchargement ($t_{pc} = 6 \text{ s}$) ;
- t_d : temps de déchargement du godet ($t_d = 4 \text{ s}$) ;
- t_{pv} : temps de parcours (rotation) de la pelle vide vers le lieu de chargement (le tas de roches abattus), $t_{pv} = 5 \text{ s}$.

Donc :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 0.9 \times 0.85 \times 4 \times 2.7 \times 7}{40 \times 1.6} = 3253.2 \text{ T/poste.}$$

$$R_{ch} = 3253.2 \text{ T/poste}$$

IV.5.2.3 Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion

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

$$N_g = \frac{Q_c \times K_f}{V \times k_r \times \gamma} ; \text{ Godets}$$

Avec :

- Q_c : capacité du camion, $Q_c = 25 \text{ T}$;
- K_f : coefficient de foisonnement, $k_f = 1,6$;
- V : capacité du godet de la pelle, $V = 4 \text{ m}^3$;
- K_r : coefficient de remplissage du godet, $k_r = 0,9$;
- γ : Poids volumique de la roche $\gamma = 2,7 \text{ T/m}^3$.

$$N_g = \frac{25 \times 1.6}{4 \times 0.9 \times 2.7} = 4$$

$$N_g = 4 \text{ Godets}$$

IV.5.2.4 La durée de chargement d'un camion

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

$$T_{ch} = t_c \times N_g ; \text{(s)}$$

- t_c : la durée d'un cycle de pelle ; $t_c = 40$ secondes ;
- N_g : nombres de godets nécessaires pour le chargement d'un camion de transport, ($N_g = 4$).

$$T_{ch} = 40 \times 4$$

$$\mathbf{T_{ch} = 160 \text{ s}}$$

Remarque

Pour un meilleur rendement et meilleure marche de la production il faut 02 chargeuse, qui assurent la réalisation du programme lorsque une pelle hydraulique est arrêtée pour entretien préventif ou curative l'autre la remplace.

IV.5.3 Transport des charges

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. [3] [11]

IV.5.3.1 Rendement du camion

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

$$\mathbf{R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times K_{ch}}{t_c} ; T / \text{poste}}$$

D'où :

- Q_c : capacité de la benne du camion, $Q_c = 35 \text{ T}$;
- T : la durée d'un poste de travail ($T = 8$ heures avec une heure de pause) ;
- K_{ch} : coefficient de chargement du camion ; $k_{ch} = 0.85$;
- t_c : le temps de réalisation d'un cycle ;

$$\mathbf{t_c = T_{ch} + T_{tr} + T_d + T_m ;}$$

- T_{ch}: temps de chargement du camion, 160s.
- T_{tr} : temps du trajet (en charge et à vide)

$$T_{mv} = d/V_v; s$$

$$T_{mch} = d/V_{ch}; s$$

- d : la distance entre le lieu de chargement et station de concassage ;

$$\mathbf{d = 1 \text{ KM} ;}$$

- V_v : vitesse de camion à vide ; V_v = 30 km/h ;
- V_{ch} : vitesse de camion a charge ; V_{ch} = 20 km/h ;

Donc :

$$t_{mv} = 1/30$$

$$t_{mv} = 0.033 \text{ h}$$

$$\mathbf{t_{mv} = 120 \text{ s}}$$

Et:

$$t_{mch} = 1/20$$

$$t_{mch} = 0.05 \text{ h}$$

$$\mathbf{t_{mch} = 180 \text{ s}}$$

On obtient que:

$$t_{tr} = T_{mv} + T_{mch}$$

$$t_{tr} = 120 + 180$$

$$\mathbf{t_{tr} = 300 \text{ s}}$$

- T_{ch}: temps de déchargement du camion, 22 s;
- T_m : temps de manœuvre, 45 s ;

$$t_c = 300 + 45 + 22 + 160$$

$$\mathbf{t_c = 527 \text{ s}}$$

Donc :

$$R_c = \frac{3600 \times 25 \times 7 \times 0.85}{527}$$

$$\mathbf{R_c = 1016, 12 \text{ T / poste}}$$

IV.5.3.2 Le nombre des camions nécessaires pour assuré la production:

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

$$N_c = \frac{P_j \times K_{irr}}{R_c} ; \text{Camion}$$

Avec :

- N_c : nombre des camions ;
- P_j : la production journalière souhaité par l'entreprise, 3500 T/jr ;
- K_{irr} : coefficient d'irrégularité de travail, ki varie entre 0.8 et 1.2 en prend 0.9;
- R_c : rendement du camion durant un poste de travail, $R_c = 1235.1T/p$.

$$N_c = \frac{3500 \times 0.9}{1016,12} = 3$$

$$N_c = 3 \text{ camions}$$

Remarque

Il faut tenir compte aussi un camion en réserve, pour garantir et améliorer la production de la carrière.

IV.6 Préparation mécanique

La préparation mécanique est une opération par laquelle on cherche à réduire la dimension du bloc, soit pour préparation a une autre opération soit pour des bossions commerciales. Son efficacité est toujours évaluée par une mesure de l'accroissement de la finesse. [12]

IV.6.1 Concassage

Le concassage constitue la première étape du traitement. Son objectif n'est pas la libération des minéraux, mais simplement la réduction de dimension afin de faciliter la manipulation ultérieure du minerai. Il est normalement fait à sec en deux ou trois étapes. L'alimentation provient de la carrière et à une dimension pouvant allé jusqu'à 1 m. Des fois on utilise aussi le concassage comme étape intermédiaire dans certains circuits de broyage autogène.

La première étape de concassage opère normalement avec la même cédule horaire de la carrière et souvent se déroule dans la carrière même. Cette opération se fait toujours en circuit ouvert et permet de réduire la dimension des roches jusqu'à 10 à 15 cm, permettant ainsi son transport à la trémie. Le concassage secondaire et tertiaire est toujours accompli dans cette dernière.

Comme mentionné déjà, le concassage peut se faire en circuit fermé ou ouvert; le choix dépend fondamentalement du produit final désiré.

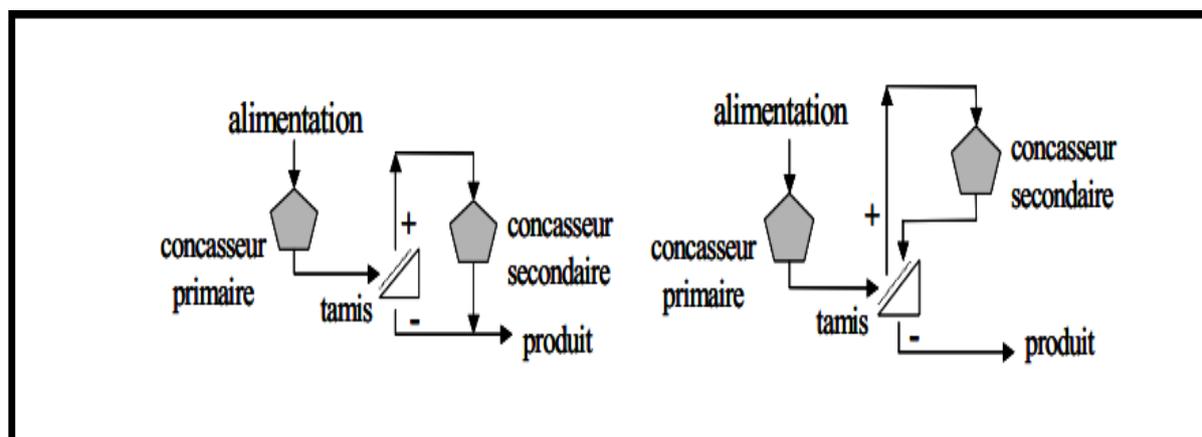


Figure IV.8 : Schéma de préparation mécanique (concassage). [11]

III.7 Prévision et planification des travaux d'exploitation pour l'année 2017

Pour une prévision en matière première au niveau de la carrière de 732 499.2 tonnes, par l'entreprise de Kef Azerou Seghir, on doit prendre en considération toutes les besoins annuelle en matière de :

- Produits d'explosifs et accessoires,
- Des engins d'extraction, de chargement, de transport ;
- Les équipements utilisés dans l'opération de préparation mécanique.

Les niveaux d'exploitation avec les volumes des roches à extraire prévue pour l'année 2017, sont mentionnés dans le tableau Ci-dessous :

Tableau III.6 : Le programme des travaux d'exploitation prévue pour l'année 2017.

Niveau	Hauteur du gradin	Volume de roche à	Quantité de roche
niveau 572-582 m	10	35 450	95 715
niveau 582-596 m	14	163 000	440 100
niveau 696-610 m	14	14 688	39 657.6
niveau 610-624 m	14	58 158	157 026.6
Total		271 296	732 499.2

Les lieux d'exploitation pour chaque niveau figuré dans la figure ci-après, avec une estimation de la quantité des roches exploitée pour chaque niveau.

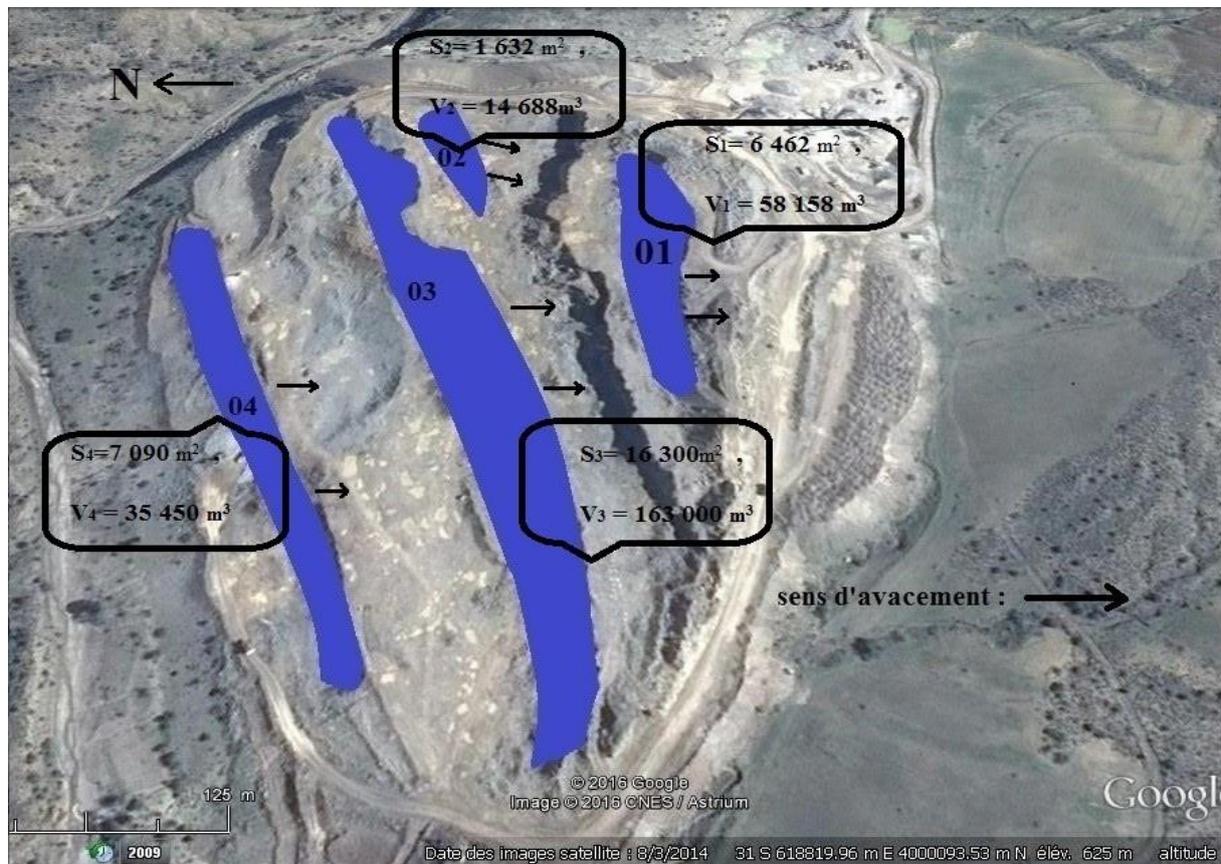


Figure IV.9: L'exploitation prévisionnelle pour l'année 2017.

IV.7.1 Déroulement des travaux d'exploitation pour l'année 2017

Le déroulement des travaux d'exploitation prévus pour l'année 2017, au niveau de la carrière de Kef Azerou Seghir, se effectués niveau par niveau, ces travaux réalisent comme suit :

Niveau 610-624m

Ce niveau va évoluer par les travaux de développement dans ce niveau orienté vers le Sud-est, la hauteur du gradin est de 14 m. A partir de ce niveau ce gradin évoluera jusqu'à la limite Sud de la carrière.

Des travaux de d'extraction et de déplacement des marnes et couche des argiles seront effectués à l'aide d'un bulldozer.

Au fur et à mesure des travaux d'exploitation au même niveau seront réalisés pour satisfaire les besoins en matière première de l'Entreprise, le volume de la roche a extrait est de l'ordre de 58 158 m³.

Niveau 596-610m

Le développement des travaux d'exploitation dans ce niveau (gradin), est orienté vers le Sud-est, l'exploitation est effectuée avec une hauteur de 14 m, le volume de la roche a extrait en 2017 est environ de 14 688 m³.

Des travaux d'extraction et de déplacement des marnes et des argiles seront effectués, pour nous permettre d'élargir la plate-forme de travail et exploiter la couche de calcaire

Niveau 582-596m

Le développement des travaux d'exploitation dans ce niveau (gradin), est orienté vers le Sud la hauteur du gradin de ce niveau est de 14 m, le volume de la roche a extrait est 163 000 m³.

Des travaux d'extraction et de déplacement des marnes et des argiles seront exécutés.

Niveau 572-582 m

Le développement des travaux d'exploitation dans ce niveau, est orienté vers le Sud. La hauteur utiliser dans ce gradin est de 10 m. le volume de la roche a extrait pour l'année prochaine sera 35 450 m³.

Remarque :

Pendant l'exploitation, le sens général de développement des travaux se fera de haut vers le bas, et de Nord vers le Sud, l'horizon supérieur est exploité toujours avec avancement par rapport à l'horizon inférieur.

Pour assurer meilleur déroulement des travaux d'exploitation, il faut organiser les chantiers de travail de telle manière d'assurer la continuité de travail, c à dire, un gradin en préparation (nettoyage, foration) et l'autre en production (chargement et transport de la matière).

Dans l'opération de chargement et le transport pour assurer la continuité des travaux au niveau du front de travail, il faut utilisée deux (02) pelles hydraulique pour satisfaire les besoins de trois (03) dumper et une pelle pour le nettoyage des volés préparer pour la foration, avec brise roche pour réduire la dimension des blocs hors gabarits.

Les stériles extraits dans les différents niveaux, stockés à la périphérie du périmètre de la carrière, et seront utilisés ultérieurement pendant la remise en état des lieux.

Les travaux de découvertures doit être des marnes et couche des argiles réaliser pendant les saisons sèches.

IV.7.2 Besoins annuelle des explosifs et accessoires

L'opération de minage est une opération fondamentale dans l'exploitation minière à ciel ouvert pour les roches dure. Pour une bonne fragmentation des roches, l'entreprise doit être satisfaite en matière d'explosifs et ces accessoires.

Les besoins en matière des explosifs et accessoires annuelle pour l'année prochaine sont mentionné dans le tableau ci-après.

Tableau IV.7 : Les besoins des explosifs et accessoires annuelle.

Explosifs et accessoires	Nature	Quantité	Unité
Nature des explosifs	Marmanit 1/50	115 200	KG
	Anfomil	143 232	
Cordeaux	12grs	67 200	MI
D.E.I	N° 0	96	Unité
D.M.R	N° 01 à 12	5 952	Unité
Fil de tir 2cd	02 Conducteur	/	MI

IV.7.3 Besoins des engins

Le tableau ci-dessous mentionne les équipements existants à l'unité et qui seront utilisés pour assurer l'objectif de l'entreprise en matière première pour l'année prochaine.

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production souhaitée par l'entreprise est trois (03) camions, mais il faut tenir compte aussi un camion en réserve, pour garantir l'avancement des travaux de transport ainsi que, il faut tenir compte l'état de chaque engins.



Figure IV.10 : Les équipements miniers dans la carrière (photo ; 2016).

Tableau IV.8 : Les engins disponibles dans la carrière.

Engin	Marque	Type	Capacité	Nombre	N _{br} de poste
Sondeuse	Atlas Copco	Rock D7	24 ml/h	01	02
Sondeuse	Atlas Copco	T 35	24 ml/h	01	02
Pelle hydraulique	Caterpillar	365 CL	4 m ³	01	02
Pelle hydraulique	Liebherr	944 B	4 m ³	01	02
Pelle hydraulique	Volvo	480	4 m ³	01	02
Pelle hydraulique	Komatsu	PC 450	4 m ³	01	02
Brise roche	Komatsu	PC 450	/	01	02
Dumper	Komatsu	HD 325	35 T	01	02
Dumper	Komatsu	HD 255	25 T	02	02

IV.7.4 Planning et programme pour traitement

Le tableau ci-après mentionne les équipements nécessaires pour atteindre l'objectif visé dans l'opération de préparation de concassage.

Tableau IV.9 : Les équipements nécessaires pour le traitement.

Désignation	Marque	Type	Capacité	Nombre	N _{br} de poste
Station de concassage	Metso	/	250 t/h	01	05
Chargeur sur pneu	Cat	966 H	3.5 m ³	01	01
Chargeur sur pneu	Komatsu	WA 500	3.5 m ³	02	02



Figure IV.11 : Station de concassage METSO (Photo ; 2016).

VI.8 Conclusion

La technologie de l'exploitation minière est un facteur de succès de plus en plus important dans le domaine minier. Les améliorations technologiques peuvent changer notre évaluation d'un gisement

Les paramètres de forage dépendent de : la nature du terrain et les autres de performance des engins de foration et de chargement.

Le processus de la fragmentation des roches à l'explosif est difficile à expliquer par des analyses mécaniques.



● Conclusion
générale

Conclusion Générale

L'exploitation minière à ciel ouvert est le plus répandu dans l'exploitation de carrières, elle a des paramètres il faut respecte.

Au terme de notre projet de fin d'études : Travaux de développement et d'exploitation de la carrière Kef Azrou Sghir, Commune d'El M'Hir, Wilaya de Bordj Bou Arreridj.

Nous somme arrivés aux conclusions suivantes:

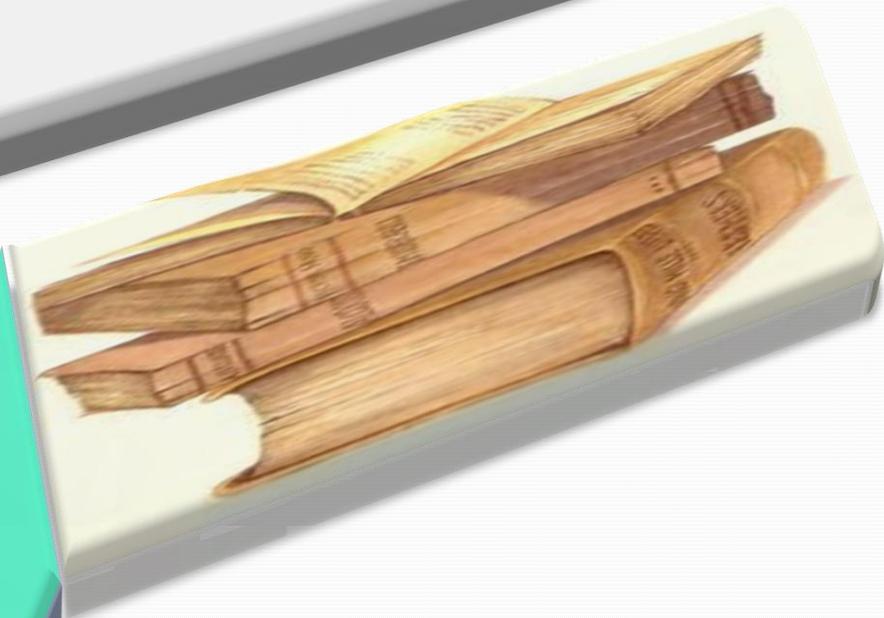
- L'étude géologique du gisement de Kef Azrou Sghir, nous a permis l'évaluation de ses réserves exploitables qui sont estimées à 15 894 655 tonnes.
- Les conditions géologiques, minières et techniques du gisement sont favorables pour son exploitation.
- Nous avons choisi et défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, à savoir :
 - l'emplacement, l'aménagement et des paramètres de la piste d'ouverture et de transport
 - Les éléments du système d'exploitation ;
 - L'exploitation se fait de haut vers le bas, avec trois (03) gradins de 14 m et un (01) gradin de 10 m, dont le sens d'orientation global est Sud-Est.

Nous avons défini tous les paramètres de mode d'ouverture et du système d'exploitation, et spécialement la détermination des paramètres du plan de tir par la méthode de Soviétique.

Le volume total des réserves à exploiter est 6 131 393.2 tonne. La production annuelle est de 596 736 T/ an. Ce que présente une durée de vie de la carrière estimée à 19 ans.



● *Bibliographie*



Références Bibliographiques

- [1] **ALIOUAT B**; Plan d'exploitation prévisionnelle de la carrière, EURL Minéral Services 2016.
- [2] **CHALHOUB M**, Massifs rocheux Homogénéisation et classification numériques, Paris 2010.
- [3] **MENACER K**, Influence des discontinuités et l'emplacement des détonateurs sur les résultats de l'abattage du calcaire sur module réduit, Mémoire Magister en mine, UBM Annaba 2011.
- [4] **DJARFOUR D**, Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de djebel Sadjar–Ain Smara, W. Constantine, PFE, ENP d'Alger 2006.
- [5] **KAMULETE M** ; Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert.
- [6] **AMARI G** ; Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de Kraoulade Sidi Ali ben youb- Sidi Bel abbès, PFE, ENP, Alger 2009.
- [7] **KEDJEMA** ; Expert minier, Rapport géologique du gisement de calcaire de Kef Azerou Seghir, 2014.
- [8] **DJEZAIRI O**, Cours technologie d'exploitation Minière à Ciel Ouvert, Université de Bejaia 2016.
- [9] **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 en Mines UBM ; Annaba, 2012.
- [10] **NEFIS M**, « Modèle d'un plan de tir », mémoire Magister en mines, UBM Annaba, 2010.
- [11] **Ecoles des Mines de DOUAI Ceficem** ; Charger, Transporter (Première partie) ; page 21 à 65.
- [12] **Olivier LECOQ**, Mécanique de concassage, Université de Technologie de Compiègne, 1994.
- [13] **B.Boky**, Exploitation des mines, Moscou, 1968.
- [14] **ONEX** ; Caractéristique de substance explosive.

[15] **KOUVALENNKO V, AMBARTSOUMIAN N et M.LAHMERK.**Exploitation des carrières, Edition OPU-Algérie.

Résumé

Le but de ce travail est de réaliser une étude sur les travaux de développement et d'exploitation de la carrière de Kef Azerou Sghir, commune EL M'Hir, Wilaya de Bordj Bou Arreridj.

Ce gisement a fait l'objet d'exploitation par la Sarl AGREM depuis 2007, les réserves géologiques restantes de ce gisement sont estimées à l'ordre de 9763261.8 Tonne, le mode d'ouverture choisi de ce gisement est par demi-tranchée d'accès commune, d'une largeur de 11.53 m, la forme générale de l'ensemble de ces demi-tranchés est rectiligne. L'accès au site est assuré par une piste d'accès principale à double voies sur une distance de 1 km.

Vu la morphologie des reliefs, la méthode d'exploitation est par flanc de couteau avec 4 gradins, la hauteur moyenne de ces gradins est 10 m. L'abattage de la roche est se fait à l'explosif, la production annuelle est de 596 736 T/an. Ce qui traduit une durée de vie de la carrière est de 19 ans.

Mots clés : Roche, Calcaire, Réserve, Exploitation, Méthode, Processus, Explosif.

ملخص

تهدف هذه المذكرة الى تحقيق دراسة حول أعمال تطوير واستغلال منجم أزرو الصغير, بلدية المهير, ولاية برج بوعرييج.

هذا المنجم هو مستغل من طرف مؤسسة أقرام منذ عام 2007, الاحتياطي الجيولوجي المتبقي لهذا المنجم قدر ب 9763261.8طن.

نمط الفتح المختار لهاته المحجرة تم بواسطة نصف خندق مشترك بعرض 11.53 متر, الشكل العام لمجموعة هذه الخنادق مستقيم, خط الدخول للموقع يتحقق ب طريق دخول أساسي مزدوج على طول 1.

الرؤية المرفولوجية للتضاريس , طريقة استغلال هاته المحجرة بواسطة جناح سكين ذو 4 مدرجات , الارتفاع المتوسط لهاته المدرجات هو 10 متر. هدم الصخور يتم بواسطة المتفجرات الانتاج السنوي يقدر ب 596 736 طن/عام, مدة حياة المحجرة هي 19 سنة.

الكلمات المفتاحية: صخرة, كلس, احتياطي, استغلال, طريقة, عمليات, متفجرات.