

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

**MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA
RECHERCHE SCIENTIFIQUE**

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

Département Génie Minier



PROJET DE FIN D'ETUDES

Thème

**Travaux d'arpentage relatifs à
l'exploitation des réserves du contour de la
carrière de Keddara**

Proposé par :

ENOF (ALGRAN)

Dirigé par :

Dr. Mohamed Aguid

BACHAR ASSAD

Réalisé par :

Salah GACEM

Zakaria BOUCHAIR

Promotion 2012

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à mes parents, pour leur, amour, soutien, encouragement et sacrifices.

A mon cher frère Azzedine, et à qui je souhaite beaucoup de réussite.

A mes chères sœurs, ainsi qu'à toute ma promotion, pour les bons moments qu'on a passé ensemble.

Zakaria

Dédicaces

Je dédie ce modeste travail à :

- *Mes très chers parents pour leur compréhension, sacrifice, patience leur soutien et encouragements, sans eux je n'aurai pas pu arriver à ce stade ;*
- *Mes frères et à mes sœurs;*
- *Toute ma famille;*
- *Tous mes amis de l'école nationale polytechnique.*

S.GACEM

Remerciement

Nous voudrions avant d'entamer la présentation de ce mémoire remercier DIEU tout puissant de nous avoir donné la volonté et le courage d'établir ce travail.

Nous adressons également nos vifs remerciements à tous ceux et celles, de près ou de loin, qui nous ont aidé à élaborer ce mémoire.

Notre gratitude va plus particulièrement à :

*Notre promoteur **Dr Mohamed Aguid BACHAR ASSAD** car ses appréciations et ses conseils ont été précieux pour mener à terme ce travail.*

Notre immense reconnaissance à toute l'équipe travaillante à la carrière de Keddara, leur contribution en données et leurs générosités méritent un grand éloge. Et particulièrement à Monsieur Bourghoud Zahir chef d'exploitation.

Ainsi que l'ensemble des enseignants qui nous ont suivis durant notre cycle d'étude, plus spécialement ceux du département Génie Minier.

ملخص

ان الهدف من هذا المشروع يتمثل في الاعمال الطبوغرافية المتعلقة باستغلال مخزون محجرة قدارة التابعة للشركة الجزائرية للحصى, وهذا بعد تحديد العوامل الجيولوجية المنجمية والتقنية, تقييم مخزون المحيط القابل للاستغلال ومدة دوامها مقسمة على خمس مخططات طبوغرافية سنوية, وذلك بإنتاج سنوي خام مقدر بحوالي 700000 طن وهذا قادنا الى استخراج حوالي 85000 طن مع مراعاة معامل الامن لحدود المحجرة ومختلف خسائر الاستغلال. .

كلمات مفتاحية: محجرة, حدود, مخزون, مخطط طبوغرافي, إنتاج سنوي, معامل الامن.

Résumé

L'objectif de ce travail consiste à mettre en relief les travaux d'arpentages des mines relatifs à l'exploitation des réserves du contour de la carrière de Keddara appartenant à la Société Algérienne des Granulats ALGRAN après avoir apprécié les conditions géologiques minières et techniques, estimer les réserves du contour exploitables et la durée de vie projeter sur 5 plans annuels d'arpentages des mines avec une projection planifié en produit fini de 700 000 t dont l'assurance nous conduit à planifier une extraction de 850000 t compte tenu de facteur de stabilité de bords et des différentes pertes d'exploitation.

Mots clés : carrière, bords, réserves, plan d'arpentages des mines, production annuelle, facteur de sécurité.

Abstract

The objective of this work is to highlight the work of mining surveys related to the exploitation of reserves of Keddara open-pit mine contour, belonging to the Algerian Society of Aggregates ALGRAN. After assessing the geological conditions and mining technology, estimate the reserves of the exploitable-contour and life duration projected in 5 annual plans of mining survey with a planned projection for final product of 700 000 t which leads us to the insurance for planning extraction of 850 000 t in view of the stability factor of edges and different exploitation losses.

Key words: open-pit mine, edges, reserves, plan of mining survey, annual production, stability factor.

Table des matières

INTRODUCTION GÉNÉRALE.....	1
Chapitre I : Conditions géologique, minières et les caractéristiques des roches du massif de la carrière.	
I.1- Présentation de l'unité de Keddara.....	2
I.2- Situation géographique	2
I.3- Conditions géologiques	6
I. 3.1- Cadre géologique régionale	6
I.3.1.1- Lithostratigraphie	6
I.3.1.2- Tectonique	8
I.3.2- Géologie du gisement	10
I.3.3- Caractéristiques hydrogéologiques.....	11
I.3.4- Caractéristiques hydrographiques	11
I.4. Propriétés et caractéristiques du massif rocheux de Keddara	11
I.4.1. Propriétés physico-mécaniques	11
I.4.1.1. Propriétés physiques de la roche calcaire	12
I.4.1.2- Propriétés mécaniques de la roche calcaire	13
I.4.1.3- Propriétés mécaniques du schiste	17
I.4.1.4- Propriétés mécaniques du massif rocheux	17
I.4.2. Propriétés intrinsèques	19
I.4.2.1. Coefficient Los- Angeles (LA)	19
I.4.2.2. Coefficient Micro-Deval	20
I.4.3. Propriétés technologiques	20
I.4.3.1. Dureté de la roche	20
I.4.3.2. Coefficient de foisonnement	21
I.4.3.3. Degré de fissuration des roches.....	21
I.4.3.4. Indice de forabilité (If).....	22

Table des matières

I.5. Conditions minières	24
I.5.1. Réserves géologiques	24
I.5.2. Planification et système d'exploitation	26
I.5.2.1. Méthode d'exploitation	26
I.5.2.2. Paramètres technico-minière	26
I.5.2.3. Conditions Technico-minières de la Carrière	26
I.5.2.4. Principaux éléments du système d'exploitation	27
I.5.2.5. Abattage	28
Chapitre II : Appréciation des réserves du contour de la carrière	
II.1-Analyse des conditions d'exploitation	31
II.1.1- Paramètres du système d'exploitation	31
a- Gradin	31
b- Angle de talus du gradin	31
c- Plate-forme de travail	31
d- Dimension maximale des blocs abattus	31
e- Schéma de tir	31
II.1.2- Caractéristiques des explosifs	33
a- TEMEX I	33
b- Anfomil	34
c- Accessoires de tir	34
II.1.3- mécanisation et processus des travaux d'exploitations	35
II.1.3.1- Terrassement	35
II.1.3.2- Foration	35
II.1.3.3- Chargement	35
II.1.3.4- Transport.....	35
II.2- Appréciations des réserves du contour.....	36

Table des matières

Introduction.....	36
II.2.1- Récapitulatif des caractéristiques mécaniques du massif rocheux.....	36
II.2.2-Etude de Stabilité des talus des gradins et des bords de la carrière.....	37
II.2.2.1- Position du problème.....	37
II.2.2.2- Angle général du talus.....	37
II.3- Appréciations de la stabilité des talus et des bords en liquidation de la carrière de keddara.....	38
II.3.1- Angles des talus des gradins et des bords de la carrière.....	38
II.3.2- Banquette en liquidation.....	39
II.3.3- Méthodes de calcul de la stabilité des talus.....	40
II.3.3.1- Définition du coefficient de sécurité.....	40
II.3.3.2- calcul du coefficient de sécurité.....	41
II.4- calcul des réserves exploitables restantes du calcaire.....	44

Chapitre III : Plan d'exploitation des réserves du contour

III.1- analyse de la production annuelle des réserves de contour de Keddara.....	50
Introduction.....	50
III.1.1- Réserves industrielles.....	50
III.1.2- production annuelle planifié.....	50
a- Production mensuelle.....	51
b- Production journalière.....	52
c- Production horaire.....	52
d- Durée de vie de la carrière.....	52
III.2- Technologie d'exploitation du gisement.....	53
III.2.1- Abattage.....	53
III.2.1.1- Abattage à l'explosif.....	53
III.2.1.2- Plan de tir.....	53
III.2.1.3- Paramètres de plan de tir.....	53
III.2.1.4- Répartition de charge.....	57

Table des matières

III.2.1.5- Protection des constructions et la Projection des roches.....	62
III.2.2-Chargement.....	64
III.2.2.1- Capacité de godet de la chargeuse.....	64
III.2.2.2- Rendement de la chargeuse.....	64
III.2.2.3- Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion.....	65
III.2.2.4- Durée de chargement d'un camion.....	65
III.3.2.5- Nombre des chargeuses nécessaires pour assurer la production.....	66
III.2.3- Transport.....	66
III.2.3.1-Rendement d'un camion.....	66
III.2.3.2-Nombre des camions nécessaires pour assurer la production.....	67
III.2.4- Mise à terril.....	67
Chapitre IV : Travaux d'arpentage des mines	
Introduction.....	68
IV.1- Réseaux d'appui et de levé.....	69
IV.1.1- Réseaux d'appui.....	69
IV.1.2- Réseaux de levés.....	71
IV.1.2.1- Cheminements au théodolite.....	71
IV.1.2.2- Relèvements directs et indirects.....	72
IV.2- Levés de détail.....	73
IV.3.1- Levés tachéométriques.....	73
IV.3.3-Méthodes polaires.....	73
IV.3- Travaux spécifiques d'arpentage des mines.....	75
IV.4- Mise à jour périodique des documents graphiques miniers.....	75
IV.5- Etude suivi et contrôle de la stabilité des talus des gradins et des bords de la carrière...75	
IV.6- Organisation des services d'arpentage des mines.....	76
CONCLUSION GENERALE.....	77

Liste des figures

Figure I.1: Localisation de l'unité ALGRAN de Keddara.

Figure I.2 : Localisation topographique de la zone de d'étude.

Figure I.3 : Carte géologique de la région de Keddara (Echelle 1/50000).

Figure I.4 : Dispositif expérimentale.

Figure I.5 : Principe de compression uniaxiale.

Figure I.6: Traction directe.

Figure I.7 : Dispositif expérimental (Essai Brésilien).

Figure I.8 : Schéma de la Traction indirecte.

Figure I.9 : plan topographique de la carrière.

Figure I.10 : schéma de la plate-forme de travail (abattage en explosif).

Figure II.1 : Schéma du plan de tir de l'extraction.

Figure II. 2 : Schéma de disposition des trous de mines

Figure II.3 : Définition d'un talus minier.

Figure II.4 : Angle général d'un talus.

Figure II.5 : Influence de l'angle général sur le volume de stérile extrait (volume de terrain économisé par tanche unitaire en faisant passer l'angle de 45, à 50 et à 55°).

Figure II.6 : Bermes de nettoyage et de sécurité.

Figure II.7 : Surface de rupture.

Figure II.8 : Equations d'équilibre le long de la discontinuité.

Figure II.9: détermination de facteur de sécurité du massif calcaire

Figure II.10 : détermination de facteur de sécurité de massif schiste.

Figure IV.1 : Etablissement des réseaux d'appui.

Figure IV.2 : Les cheminements au théodolite (fermé, encadré, antenne)

Figure IV. 3 : Relèvement

Figure IV.4 : La méthode polaire.

Figure IV.5 : levé de détail avant le tir

Figure IV.6 : levé de détail après le déblayage.
Sur le terrain.

Liste des tableaux

Tableau I.1:Coordonnées UTM des points du périmètre du gisement de Keddara.

Tableau I.2. Les valeurs moyennes de la masse volumique, la porosité, la teneur en eau, le coefficient d'absorption de la roche calcaire.

Tableau I.3 : caractéristiques mécaniques du massif rocheux de keddara.

Tableau I.4 : Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara

Tableau I.5: Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat (NFP 18-573)

Tableau I.6 : Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara.

Tableau I.7: Classification des massifs suivant la fissurité.

Tableau I.8 : indice de forabilité des roches et leur classement.

Tableau I.9 : les différentes zones dans le site du keddara.

Tableau I.10 : Les réserves géologiques et exploitables du gisement de Keddara.

Tableau I.11 : Le volume de découverte réalisé et resté.

Tableau II.1: Paramètres principaux de tir pour la découverte et l'extraction.

Tableau II.2: Caractéristiques des explosifs utilisés.

Tableau II.3 : caractéristiques mécaniques du massif rocheux de keddara.

Tableau II.4 : Les angles des talus des gradins et des bords de la carrière.

Tableau II.5 : Calcul de volume de calcaire du gisement de Keddara.

Tableau II.6: Calcul du volume de calcaire ferrugineux.

Tableau II.7 : Calcul du volume de schiste.

Tableau III.1 : Dommages prévisibles aux personnes selon les zones de dangers

Tableau III.2 : rayons des zones de dangers correspond aux type de charge

Tableau IV.1 : Caractéristiques des réseaux d'appui.

Tableau IV.2: coordonnées de réseau d'appui

INTRODUCTION GENERALE

La carrière de Keddara située dans la wilaya de Boumerdès a été mise en exploitation depuis 1978, actuellement elle se trouve en phase d'épuisement. Pour continuer l'exploitation 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'arpentage des mines.

Dans ce cadre nous avons choisi notre thème ci-haut intitulé et qui vise l'étude et la géométrisation des conditions géologiques minières et techniques afin d'évaluer les réserves dans les contours stables et de procéder au choix de la technologie appropriée de leur extraction.

Autrement dit notre projet a pour objectif :

- L'étude du cadre géologique et minière afin d'évaluer les réserves restantes de la carrière de Kedddara ;
- La délimitation du contour stable de la carrière à l'état finale en liquidation ;
- l'évaluation des réserves et des stériles de ce contour à partir des plans d'arpentage des mines de 2012 et du plan du contour final en liquidation.
- L'analyse de la production annuelle et l'assurance de la capacité en produit fini demandé ;
- La planification et le choix de la technologie d'exploitation de ces réserves ;
- Et enfin l'ébauche des travaux d'arpentage des mines, appelés à cadrer, à, à apprécier les réserves du calcaire et des stériles et enfin analyser et planifier la production annuelle des réserves restantes et concevoir une technologie appropriée de leur extraction.

La structure de notre travail intimement liée à l'arpentage des mines est la suivante :

- **Chapitre 1** : Les conditions géologiques, minières et les caractéristiques des roches et du massif de la carrière ;
- **Chapitre 2** : Appréciation des réserves du contour de la carrière ;
- **Chapitre 3** : Plan d'exploitation des réserves du contour de la carrière ;
- **Chapitre 4** : Les travaux d'arpentage des mines.

Chapitre I

Conditions géologiques,
minières et les caractéristiques
des roches et du massif de la
carrière

I.1- Présentation de l'unité de Keddara [1]

La Société Algérienne des Granulats (ALGRAN) est une Filiale du Groupe ENOF, activant dans le secteur des mines, spécialisée dans la production d'agrégats et compte dans son portefeuille 9 unités d'agrégats implantées sur tout le Nord de l'Algérie. La Filiale ALGRAN a pour objet la recherche, le développement et l'exploitation des carrières, la production, et la commercialisation des agrégats

L'unité de Keddara est chargée de l'exploitation, la production, et la commercialisation des agrégats.

I.1.a- Historique du gisement de Keddara

L'unité de Keddara (gisement de calcaire de Keddara) a été mis en évidence, étudié et évalué en 1974 par l'unité de recherche de Tizi Ouzou de l'Entreprise Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière (SONAREM), les travaux de terrains tel que l'ouverture de la carrière, préparation de premiers gradins et montage de la station de concassage ont été réalisés entre 1975 et 1978.

Une prospection détaillée a aussi été réalisée fin 1978 début 1979. L'entrée en production de la carrière a eu lieu dès Novembre 1978. Après les grandes opérations de restructuration industrielle de la décennie 80, et en particulier de la SONAREM, l'unité de Keddara a été rattachée à l'Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances Utiles ENOF.

Une seconde opération de restructuration est produite en Janvier 2002 qui a donné naissance à la nouvelle filiale baptisée ALGRAN Groupe ENOF.

I.2- Situation géographique [2]

L'unité ALGRAN de Keddara est située à 45 Km à l'est d'Alger et à 12 Km au sud de la ville de Boudouaou, chef-lieu de Daïra-Wilaya de Boumerdès. L'accès au site se fait par la route nationale N°29 reliant Boudouaou à Lakhdaria.

Chapitre I : Conditions géologiques, minières et les caractéristiques des roches et du massif de la carrière



Figure I.1: Localisation de l'unité ALGRAN de Keddara.

Ces limites géographiques sont les suivantes :

- Au Nord et à l'Est, des terrains privés à vocation agricoles et des forêts
- A l'Ouest, le barrage de Keddara
- Au Sud, l'oued de Keddara

La localisation du centre du gisement est définie plus exactement par les coordonnées

Lambert suivantes : $X = 568,600$

$Y = 369,000$

Le périmètre de Keddara d'une superficie de (65 ha) est délimité par 10 points de coordonnées UTM ci-après :

Borne	Coordonnées	
	X	Y
A	540 800	4 053 000
B	541 100	4 053 000
C	541 100	4 052 900
D	542 000	4 052 900
E	542 000	4 052 300
F	541 100	4 052 300
G	541 100	4 052 400
H	541 000	4 052 400
I	541 100	4 052 700
J	540 800	4 052 700

Tableau I.1:Coordonnées UTM des points du périmètre du gisement de Keddara.

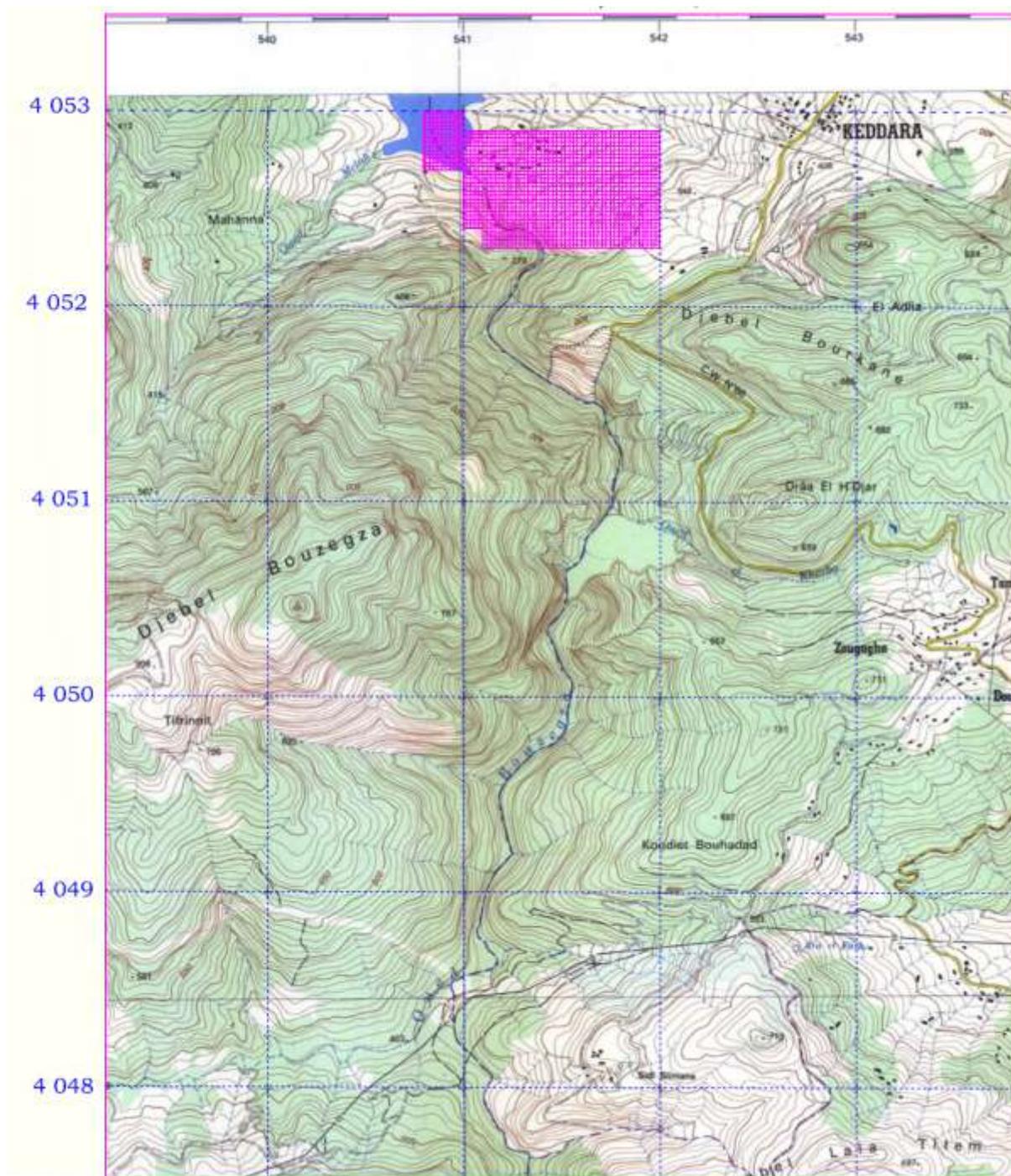


Figure I.2 : Localisation topographique de la zone d'étude.

(Extrait de la carte topographique de la feuille de Roniba NJ-31.IV.34 Est à l'échelle 1/ 25 000, INC).

I.3- Conditions géologiques [2]

I. 3.1- Cadre géologique régionale

Les roches sédimentaires de la région Est de l'Algérois affleurent sur une grande surface, offrant un très fort potentiel en agrégats, plusieurs carrières exploitent ces matériaux de construction ; elles ont été surtout implantées en grand nombre dans la région de Keddara, dont l'unité ENOF fait partie, en raison de la facilité d'accès et de la proximité du massif montagneux du Bouzagza par rapport à la capitale (Alger).

Sur le plan géologique la région fait partie du territoire de l'Atlas Tellien. Le relief de la région est très complexe et accentué. Il occupe la dorsale de la chaîne qui s'étend du djebel Bouzegza jusqu'à Koudiat el marouane à L'Est.

Les formations géologiques de la région sont caractérisées par des dépôts métamorphiques percées par de petites intrusions de roches acides et basiques ainsi que des roches sédimentaires telles que l'argilite, grès et calcaire, d'âge allant du précambrien au quaternaire.

I.3.1.1- Lithostratigraphie

Les formations de la région sont constituées par des séries du Précambrien (différentes variétés de schistes, calcaires cristallins), Trias, Jurassique, Crétacé, Paléogène et Quaternaire.

Précambrien

Représenté essentiellement par une variété de schistes (phylites) métamorphisés, quartz séricite, chlorites, parfois intercalés par des bancs étroits de quartzites gris et gris clair, ainsi que par des calcaires gris brun au Sud du village de Keddara. La puissance des dépôts dépasse 2000m.

Trias

Très répandu dans les limites de la chaîne calcaire où on rencontre surtout des grès quartzeux et arkoses rouge .Ces terrains renferment des inters couches de gravelites et de poudings, parfois on rencontre des couches d'argiles roses et lilas. Ces dépôts sont de 500 m de puissance environ.

Jurassique

Reconnu par le Jurassique inférieur (Lias) et le Jurassique supérieur (Malm).

➤ **Jurassique inférieur (Lias) :** il est subdivisé en deux unités.

1. unité inférieur L3-6 : constitué essentiellement par des calcaires et de dolomies massives gris clair, la puissance de cette unité est de 500 m environ.
2. unité supérieure L7-6 : repérée sur les versants Sud de Djebel BOUZEGZA et DRA SAHAR en concordance sur les calcaires argileux gris et lilas gris d'une puissance de 150m environ.

➤ **Jurassique Supérieure (Malm) :** rencontré sous forme de petites écailles au niveau d'un grand accident sublatitudinal longeant le versant Sud de la chaîne calcaire entre les

terrains du Crétacé Supérieur et du Paléogène. Constitué par des argiles rougeâtres avec de radiolarites siliceuses de couleur verdâtre et cerise .

Crétacé

Il est représenté par le Crétacé inférieur et le Crétacé supérieur.

- **Crétacé inférieur** : représenté essentiellement par des formations flychoïdes. il est subdivisé en Néocomien Aptien et Aptien albien.
 1. Néocomien aptien N1-5 : représenté en forme de bande sublatitudinale vers l'Ouest de l'oued ISSER. Repose sous forme d'une grande écaille représentée par une alternance régulière de couches de grés quartzeux blancs, gris et d'argilites la puissance de la formation est de 500 à 700 m environ.
 2. Aptien albien N5-7 : constitué de flyschs formés par une alternance régulière des grés et surtout des argilites, d'une puissance de 1000 m environ.
- **Crétacé Supérieur Senomanien c 1-6** : Il est en contact avec les dépôts du crétacé inférieur et du paléogène. Il est surtout séparé de ceux-ci par des accidents disjonctifs. Représenté par des marnes schisteuses uniformes, grises et gris foncé, par endroit assez massives, d'une puissance dépassant le 1000 m.

Paléogène

Subdivisé en deux unités : Eocène et Oligocène.

➤ Eocène

1. Eocène Moyen " Lutétien " e 1-4 a : IL est rencontré sous forme de blocs tectoniques, en nappes et en écailles. Ce sont des calcaires massifs gris et gris clairs, renfermant de nombreux foraminifères. L'assise est d'une puissance de 100m environ.
Au-dessus de cette assise repose une formation flyschoid formée de grés grisâtre, alternée avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 100 m environ.
2. Eocène supérieur –Oligocène inférieur e4b-g : C'est une formation flyschoid incorpore des couches de conglomérats polygéniques (jusqu'à 5m de puissance). La puissance de ces dépôts est de 600 à 800 m environ.

➤ Oligocène (g)

C'est une formation de flyschs (série puissante) alternée par des grés et des marnes .Dans la partie inférieure de la coupe de l'assise au-dessus des marnes prédominent les grés arkoses, calcaires polygéniques grossiers, gris, assez consistants, en gros bancs (jusqu'aux gravelites).

Dans la partie supérieure de la coupe de l'assise, il y a une alternance de bancs puissants de 5 à 10 m de grés gris, calcaire, quartz micacés et de marnes micacées ; la puissance de l'assise atteint 100 m.

Quaternaire (g6)

Représenté par plusieurs types génétiques :

- Type alluvionnaire : Se trouvant dans les lits actuels des oueds et sur les terrasses.
- Type diluvial - pluvial des creux et des versants.
- Travertins formés par les sources qui sortent en surface traversant des couches de roches carbonatées. La puissance des dépôts du quaternaire varie de 1,5 à 3 m.

Roches Intrusives

Représentées essentiellement par des métagabbrodiorites et granitogneiss.

1. Métagabbrodiorites (Ys) : Ce sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonisation etc....
2. Granitogneiss (X) : Ce sont des roches grises à gris clair, rarement rosâtres, comportant du feldspath (jusqu'à 50-70%), du quartz (20-30%) et du micas clair.

I.3.1.2- Tectonique

On note deux types de déformations dans la région :

- a- déformations souples
- b- déformations cassantes

- ✓ Déformations souples : Elles se manifestent par un vaste dôme anticlinal à grand rayon de courbure dont l'axe est de direction E-W.
- ✓ Déformations cassantes : Celles-ci se traduisent par des accidents s'organisant en plusieurs familles suivant leur direction.
 - Les accidents transversaux de direction NW-SE.
 - Les accidents NS qui interceptent les accidents EW.
 - et un grand accident de direction EW, situé au Nord montant en contact de la série des flyschs avec les formations calcaireuses.

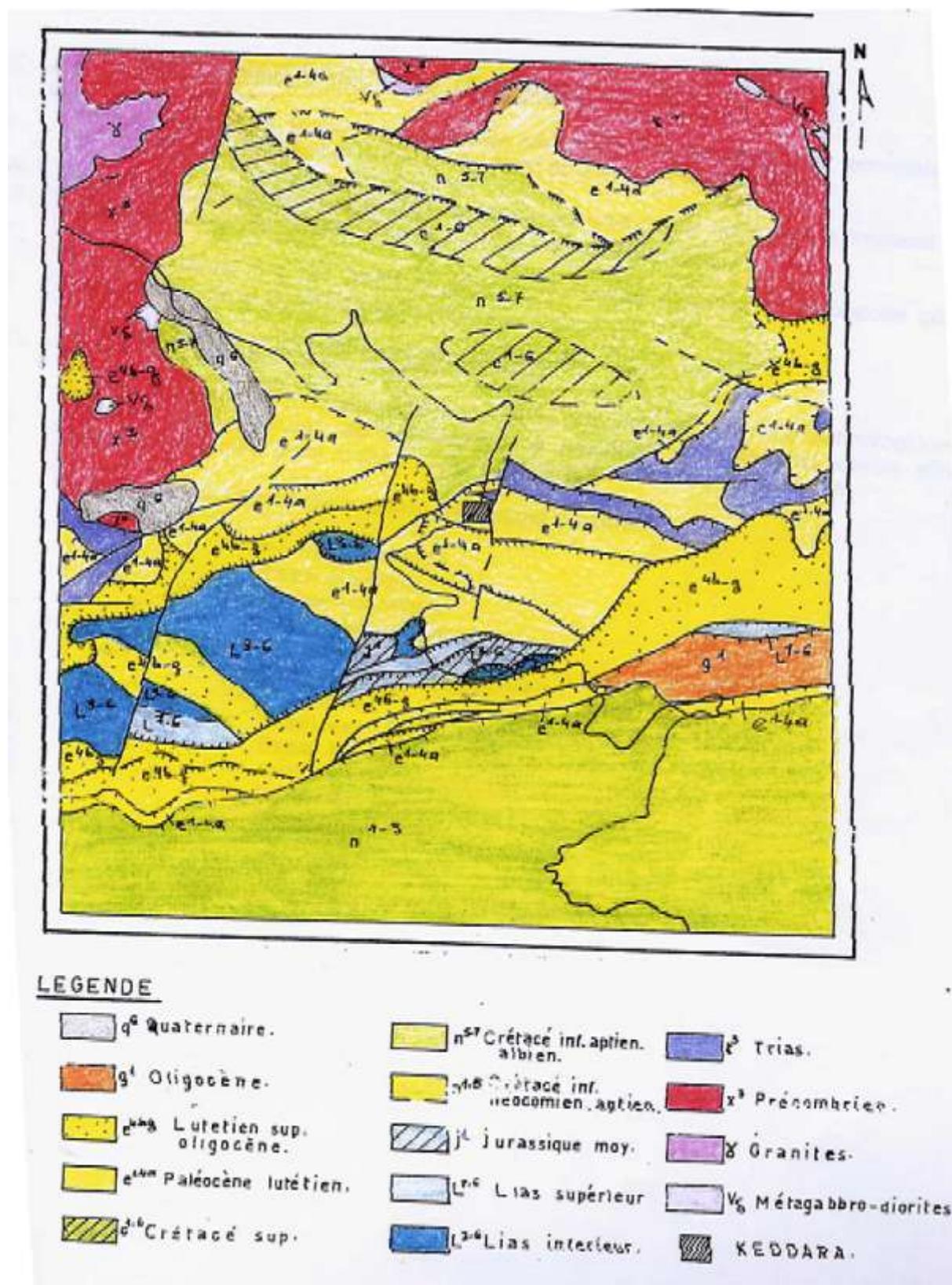


Figure I.3 : Carte géologique de la région de Keddara (échelle 1/50000).

I.3.2- Géologie du gisement

Les travaux de prospection détaillée du gisement de calcaire, ont été entamés pour la fabrication d'agrégats de Keddara, par la Division Recherche de la Société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière (SONAREM)- Base Régionale centre de Tizi-Ouzou (programme de recherche élaboré pour cette division pour les années 1978-1979).

L'objectif des travaux projetés a été de préparer des réserves exploitables de roches calcaires pour alimenter la future station de granulats de grande capacité prévue (un million de tonnes de granulats par an) sur le site de Keddara.

Les travaux de forage ont été exécutés par l'équipe d'intervention extérieure de la SONAREM. L'étude géophysique du chantier et le rattachement des sondages forés ont été menés par les spécialistes de la division recherche qui ont aussi réalisé les travaux de terrain sur le gisement.

Le gisement est associé à un bloc tectonique qui se poursuit sur 20 km en direction Nord-Est constitué de calcaires, qui bute sur une faille à l'Est avec des brèches et des calcaires béchiques et au Nord à des grès, des marnes et des schistes argileux.

Les calcaires d'âges Lutétiens, sont de couleurs gris clair à gris foncé, en petits cristaux avec de nombreuses petites coquilles de nummulites, sont fortement cimentés avec les roches encaissantes.

La roche est massive avec de nombreux filonnets ramifiés de calcite blanche cristalline comportant des intervalles sporadiques de barytine à grand cristaux et parfois une masse à grains moyens de fluorine violacée pale. Les coquilles de nummulites qui constituent de 80-90% de la roche sont cimentées par une calcite à grands cristaux et dolomie. Dans les calcaires ; la dolomitisation s'accroît avec la profondeur.

Dans différentes parties du gisement, se trouvent des brèches tectoniques calcaires cimentées par un agrégat à gros grain de calcite, de dolomie et des brèches tectoniques calcaires cimentées par un agrégat à gros grain de calcite, de dolomie et de barytine ; la barytisation diminue avec la profondeur.

La zone de la faille qui sépare les calcaires nummulites des roches du même âge est nettement continue dans la partie Est du gisement. Ici elle a une direction de 100-290° Nord-Est, un pendage raide de 60° environ et une largeur qui dépasse 100-150 m.

Dans la partie Nord du gisement la faille a une direction sublatitudinale avec l'angle de pendage de 55-65°.

I.3.3- Caractéristiques hydrogéologiques

La recherche hydrogéologique réalisée à partir de la surface et les observations hydrogéologiques effectuées dans certains trous de sondages, montrent à l'évidence qu'aucune nappe d'eau souterraine n'a été rencontrée.

Un forage de 130 mètres de profondeur, réalisé à 1 Km au Nord du gisement par les services de hydraulique de la Wilaya de BOUMERDES, montre que l'on a affaire à une formation épi métamorphique calcaro-schisteuse bleuâtre altérée en surface (dans les 30 premiers mètres) et comprenant des fissures remplies de silice blanchâtre.

L'étude effectuée par la SONAREM a, quant à elle, permis d'individualiser deux grands ensembles.

- Une assise calcaire massive et compacte à Nummulites
- Une assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente

L'assise calcaire massive et compacte à nummulites est dépourvue de sources d'eau et de puits dans les abords du périmètre d'exploitation. Elle occupe la 2/3 du périmètre d'exploitation.

L'assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente est quant à elle, une formation sédimentaire très peu perméable ne permettant pas l'infiltration et ne peut donc constituer de nappe aquifère.

Par contre on note l'existence de deux points d'eaux se trouvant à l'Est et au Sud du gisement au niveau 290 m et 295m qui alimentent l'unité en eau potable.

I.3.4- Caractéristiques hydrographiques

Le réseau hydrographique proche du site s'organise autour de thalwegs (oueds temporaires) qui se jettent dans l'Oued Corso, en dehors du bassin versant de l'oued Keddara et du barrage du même nom de 150 millions de m³.

L'écoulement des eaux dans les deux thalwegs, en période de crue, s'effectue de manière linéaire du Sud vers le Nord et indique un régime torrentiel évident sur un substratum imperméable.

On note que lors des saisons pluvieuses les travaux de découverte dans les niveaux supérieurs (+ 284 m) sont arrêtés à cause des conditions météorologiques.

On note aussi que lors des saisons pluvieuses la formation d'un petit lac au fond de la carrière (188 m) d'une profondeur atteignant jusqu'à 2 m à cause de l'absence totale d'un système de drainage d'eau vers l'oued.

I.4. Propriétés et caractéristiques du massif rocheux de Keddara

I.4.1. Propriétés physico-mécaniques [3], [4], [5], [6], [7]

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

résistance à la traction et la résistance au cisaillement, l'angle de frottement interne et la cohésion.

I.4.1.1. Propriétés physiques de la roche calcaire

a- Porosité

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

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

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

Selon la porosité, les roches sont classées en :

Roches de faible porosité : $0 < p < 5$ %

Roches de porosité moyenne : $5 < p < 10$ %

Roches de porosité élevée : $10 < p < 20$ %

Roches de grande porosité : $p > 20$ %

La valeur moyenne de la porosité de roche calcaire du gisement de Keddara $p = 1.334$ %.

Alors la roche à une faible porosité.

b- Masse volumique

C'est la masse de l'unité de volume de la roche (g/cm^3). Suivant l'état du matériau, on définit ρ_s la masse volumique absolue ou masse volumique du solide, ρ_h la masse volumique naturelle, ρ_d la masse volumique sèche et ρ_{sat} la masse volumique saturée.

$$\rho_s = \frac{M_s}{V_s} ; \quad \rho_d = \frac{M_s}{V_t} ; \quad \rho_h = \frac{M_h}{V_t} ; \quad \rho_{sat} = \frac{M_{sat}}{V_t}$$

Avec :

M_s : la masse du matériau sec ; g

V_s : le volume des grains après broyage ; cm^3

V_t : le volume de l'échantillon ; cm^3

M_h : la masse naturelle ; g

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

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

La masse volumique réelle de la roche calcaire est : $\rho_d = 2.766 \text{ t/m}^3$.

c- Teneur en eau

C'est le rapport de la masse d'eau M_w à la masse du solide sec.

$$W = \frac{M_w}{M_s} = \frac{M_{sat}}{M_s} - 1$$

La teneur en eau de la roche calcaire est : $W = 0.671 \%$.

d- Degré de saturation

C'est le rapport du volume de l'eau contenue dans l'échantillon au volume des vides.

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

Avec :

V_w : volume de l'eau dans l'échantillon ; cm^3

V_v : volume des vides ; cm^3

Les résultats des essais au niveau du Centre d'Etudes et de Services Technologiques de l'Industrie des Matériaux de Construction (CETIM) sont donnés dans le tableau I.2.

Code d'échantillon	Masse volumique réelle (t/m^3)	Masse imbibée (t/m^3)	Teneur en eau (%)	Coefficient D'absorption (%)	Porosité (%)
AA.12.00068	2.767	2.780	0.674	0.448	1.350
	2.765	2.778	0.668	0.476	1.370
Moyenne	2.766	2.779	0.671	0.482	1.334

Tableau I.2. Les valeurs moyennes de la masse volumique, la porosité, la teneur en eau et le coefficient d'absorption de la roche calcaire.

I.4.1.2- Propriétés mécaniques de la roche calcaire

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

1.2.1- Résistance à la compression

Elle est déterminée lors des essais de compression simple. Dans cet essai, l'échantillon est pris sous la forme d'une carotte (éprouvette cylindrique), d'élancement L/D (L : hauteur, D : diamètre) compris entre 2 à 2,5 avec deux faces planes, lisses et parallèles obtenues par une rectification soignée. L'échantillon est ensuite placé entre les plateaux d'une presse et la force axiale est augmentée jusqu'à la rupture de l'éprouvette.

On appelle résistance à la compression (notée σ_c) la contrainte maximale supportée par l'échantillon avant la rupture lors d'un essai de compression. Elle est donnée par la formule suivante :

$$\sigma_c = \frac{F_{\max}}{S} \quad ; \text{kgf/cm}^2$$

F : effort (charge) maximale atteinte (juste avant la rupture) ;

S : section ou surface sur laquelle on applique l'effort F.



Figure I.4 : Dispositif expérimental

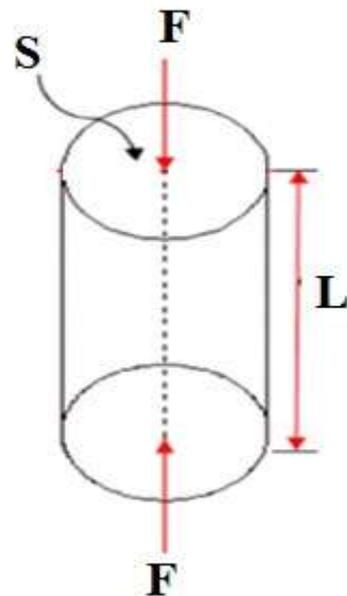


Figure I.5 : Principe de compression uniaxiale.

Pour la roche calcaire de Keddara les essais réalisés au niveau de CETIM sur des échantillons donnent une résistance moyenne à la compression $\sigma_c = 622 \text{ kgf/cm}^2 = 62.2 \text{ MPa}$.

1.2.2- Résistance à la traction

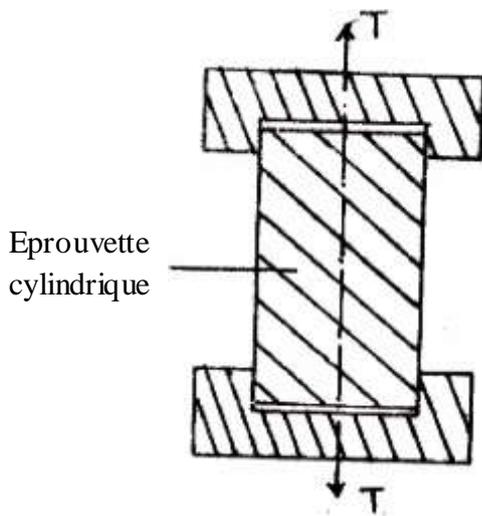
1.2.2.1- Traction directe :

En soumettant une éprouvette cylindrique à une traction uniaxiale, la résistance à la traction simple est égale à la contrainte limite de traction qui produit la décohésion des échantillons des roches massives.

$$\sigma = \frac{P_{\max}}{A_0} \quad ; \text{kgf/cm}^2$$

P_{\max} = valeur finale atteinte par l'effort appliqué.

A_0 = surface transversale.



Eprouvette
cylindrique

Figure I.6 : Traction directe

1.2.2.2- Traction indirecte

L'essai de résistance à la traction indirecte, dit aussi essai brésilien, est réalisé en comprimant entre les plateaux de la presse une éprouvette cylindrique le long de deux génératrices opposées. La rupture est obtenue par traction au centre de l'éprouvette. On évite ainsi les difficultés de collage des têtes nécessaires dans les essais de traction directe. Si F est l'effort fourni par la presse au moment de la rupture, D le diamètre de l'éprouvette et L sa hauteur, la résistance à la traction indirecte est donnée par la formule suivante :

$$\sigma = \frac{2F_{\max}}{\pi DL} ; \text{kgf/cm}^2$$

F_{\max} : la charge maximale appliquée.

D et L : dimensions de l'éprouvette cylindrique.



Figure I.7: Dispositif expérimental (Essai Brésilien)

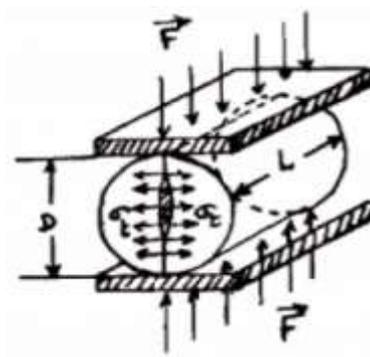


Figure I.8 : Schéma de la Traction Indirecte.

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

$$\sigma_t = \frac{\sigma_c}{10} ; \text{kgf/cm}^2$$

$$\sigma_t = \frac{622}{10} = 62.2 \text{ kgf/cm}^2.$$

$\sigma_t=62.2 \text{ kgf/cm}^2$ est la résistance à la traction moyenne.

1.2.3. Résistance au cisaillement

La résistance au cisaillement représente la contrainte tangentielle limite avant la rupture dans un essai de cisaillement.

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

$$\sigma_{cis} = \frac{\sigma_c}{3} = \frac{622}{3} = 207.33 \text{ kgf/cm}^2$$

$\sigma_{cis}=207.33 \text{ kgf/cm}^2$ est la résistance au cisaillement.

1.2.4. Angle de frottement interne (φ)

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

$$\varphi_{ech} = \text{arc.sin} \frac{\sigma_c - 4 \times \sigma_t}{\sigma_c - 2 \times \sigma_t}$$

Où :

σ_c : résistance à la compression, (kgf/cm^2).

σ_t : résistance à la traction, (kgf/cm^2).

$$\varphi_{ech} = \text{arc.sin} \frac{622 - 4 \times 62.2}{622 - 2 \times 62.2} = 48.5^\circ$$

$\varphi_{ech}=48.5^\circ$.

1.2.5- Cohésion(C) :

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, la cohésion d'un échantillon est donnée par la relation suivante :

$$C_{ech} = \frac{\sigma_c \times \sigma_t}{2\sqrt{\sigma_c \times \sigma_t - 3 \times \sigma_t^2}} ; \text{kgf/cm}^2$$

$$C_{ech} = \frac{622 \times 62.2}{2 \times \sqrt{622 \times 62.2 - 3 \times 62.2^2}} = 117.55 \text{ kgf/cm}^2$$

$C_{ech}=117.55 \text{ kgf/cm}^2$.

I.4.1.3- Propriétés mécaniques du schiste

Vu que l'unité de Keddara n'a pas fait des essais mécaniques sur des échantillons de schiste, et d'après le rapport réalisé par SONAREM en 1979 on a trouvé que le type de schiste est un schiste gréseux, alors on va calculer ses propriétés mécaniques théoriquement.

a- Résistance à la compression

La relation qui donne la dureté de la roche est celle du professeur PROTODIAKONOV est la suivante :

$$f = \frac{\sigma_c}{100} \Rightarrow \sigma_c = f \times 100$$

La dureté du schiste gréseux est 5 sur l'échelle de la dureté des roches du professeur PROTODIAKONOV.

$$\sigma_c = 5 \times 100 = 500 \text{ kgf/cm}^2.$$

b- Résistance à la traction

$$\sigma = \frac{\sigma_c}{10} = \frac{500}{10} = 50 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\sigma_c = 50 \text{ kgf/cm}^2.$$

c- Résistance au cisaillement

$$\sigma_{cis} = \frac{\sigma_c}{3} = 166.67 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\sigma_{cis} = 166.67 \text{ kgf/cm}^2.$$

d- Cohésion

$$C = \frac{\sigma_c \times \sigma_t}{2 \times \sqrt{\sigma_c \times \sigma_t - 3\sigma_t^2}} = \frac{500 \times 50}{2 \times \sqrt{500 \times 50 - 3 \times 50^2}} = 94.5 \text{ kgf/cm}^2$$

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

e- Angle de frottement interne

$$\varphi = \arcsin \frac{\sigma_c - 4 \times \sigma_t}{\sigma_c - 2 \times \sigma_t} = \frac{500 - 4 \times 50}{500 - 2 \times 50} = 48.6^\circ$$

$$\varphi = 48.6^\circ.$$

I.4.1.4- Propriétés mécaniques du massif rocheux

Pendant le calcul des caractéristiques mécaniques (la cohésion(c) et l'angle de frottement interne(φ) du massif), on doit tenir compte de beaucoup de facteurs parmi lesquels on trouve :

- Facteur de fissuration du massif ;

Chapitre I : Conditions géologiques, minières et les caractéristiques des roches et du massif de la carrière

- Facteur d'humidité des roches ;
- Facteur temps.

La valeur de la cohésion du massif est donnée par la formule suivante :

$$C_m = c_{ech} \cdot k_f \cdot k_w \cdot k_t \quad ; \text{ kgf/cm}^2$$

C_m : cohésion du massif rocheux ;

C_{ech} : cohésion de l'échantillon ;

k_f : degré de fissuration du massif rocheux $k_f = 0.01 \div 1$

on prend $k_f = 0.15$ pour les calcaires (moyenne fissuration)

$k_f = 0.1$ pour les schistes (grande fissuration) ;

k_w : coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause de l'humidité $k_w = 0.2 \div 1$

(on prend la moyenne $K_w = 0.6$) ;

K_t : coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause du temps $k_w = 0.7 \div 0.8$ (on prend la moyenne $k_w = 0.75$).

Pour les calcaires

$$C_m = 117.55 \times 0.6 \times 0.15 \times 0.75 = 7.93$$

$$C_m = 7.93 \text{ kgf/cm}^2.$$

Pour les schistes

$$C_m = 94.5 \times 0.6 \times 0.1 \times 0.75 = 4.25$$

$$C_m = 4.25 \text{ kgf/cm}^2.$$

La valeur de l'angle de frottement du massif est donnée par la formule suivante :

$$\varphi_m = k \cdot \varphi_{ech} ; \text{ degré}$$

k : coefficient de diminution de la valeur de l'angle de frottement interne des roches, généralement il est pris égal à 0.8 ($k = 0.8$).

Pour les calcaires

$$\varphi_m = 48.5 \times 0.8 = 39^\circ$$

$$\varphi_m = 39^\circ.$$

Pour les schistes

$$\varphi_m = 48.6 \times 0.8 = 39^\circ$$

$$\varphi_m = 39^\circ.$$

Le tableau suivant récapitule les caractéristiques mécaniques du massif rocheux de Keddara.

Massif rocheux	La cohésion (C_m) Kgf/cm ²	L'angle de frottement interne (φ_m), degré
Calcaire	7.93	39
Schiste	4.25	39

Tableau I.3 : Caractéristiques mécaniques du massif rocheux de Keddara.

I.4.2. Propriétés intrinsèques [4], [5]

I.4.2.1. Coefficient Los- Angeles (LA) :

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

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

Le coefficient Los Angeles est le rapport de la masse du tamisât à la masse avant essai. Le granulat est donc d'autant plus rigide que son coefficient de Los Angeles est faible. Le coefficient Los- Angeles est donné par :

$$LA = \frac{m}{M} \times 100 \text{ ;}(\%)$$

Avec :

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

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

La résistance aux chocs des gravillons a été testée par l'essai Los Angeles (LA). Les valeurs obtenues sont regroupées dans le tableau ci-après :

Désignations	Echantillon (1)	Echantillon (2)	Moyenne	Observations
LOS ANGELES (%)	21.7	20.3	21	< 25 %

Tableau I.4 : Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara.

Chapitre I : Conditions géologiques, minières et les caractéristiques des roches et du massif de la carrière

On remarque que LA est < 25% donc le granulat de Keddara a des qualités en conformité avec le tableau des normes utilisé ci-après :

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

Tableau I.5: Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat.

I.4.2.2. Coefficient Micro-Deval :

L'essai Micro-Deval sert à la détermination de la résistance à l'usure.

L'essai utilisé est le Micro Deval à sec ou en présence d'eau. Cette mesure quantifie à la fois l'usure qui se produit par frottement réciproque des gravillons dans une assise (attrition) et celle survenant entre le pneumatique et le gravillon à la surface des revêtements (usure). Comme l'usure est très influencée par la présence d'eau, l'essai le plus représentatif est le Micro Deval en présence d'eau (M.D.E).

L'essai consiste à mesurer l'évolution granulométrique du granulat sous l'effet abrasif d'une charge de billes en acier dans un tambour. L'échantillon est traité comme dans l'essai Los Angeles et conduit à la détermination du coefficient M.D.E.

Désignations	Echantillon (1)	Echantillon (2)	Moyenne	Observations
MICRO-DEVAL (%)	15	15.6	15	< 35 %

Tableau I.6 : Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara.

I.4.3. Propriétés technologiques [4], [5]

I.4.3.1. Dureté de la roche :

La dureté représente l'une des particules les plus importantes. Elle se caractérise par la capacité de la roche de résister à la pénétration d'un autre corps.

La relation qui donne la dureté de la roche est celle du professeur PROTODIAKONOV est la suivante :

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

Où :

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

La valeur de la dureté dépend de la solidité, de la viscosité, de la structure ainsi que de la composition minéralogique.

La dureté de la roche calcaire de Keddara varié entre 6 et 8, on prend la dureté $f=7$ comme la dureté moyenne.

I.4.3.2. Coefficient de foisonnement :

Le coefficient de foisonnement exprime l'indice de fragmentation du volume après l'abattage du massif, pendant l'exploitation des roches. Ce coefficient s'exprime par la formule suivante :

$$C_f = \frac{V_f}{V_P} > 1.$$

Où :

Cf: le coefficient de foisonnement de roche.

Vp: volume des roches en place.

Vf : volume des roches foisonnées.

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

Les hautes valeurs du coefficient de foisonnement, en général, influent négativement sur les processus de l'exploitation minière. Elles diminuent le degré de remplissage des godets des excavateurs et des chargeuses, l'utilisation de la capacité des bennes des moyens de transport et augmente la surface nécessaire des terrils et des stocks piles. Pour les roches calcaires on prendra la valeur $C_f=1,6$.

I.4.3.3.D egré de fissuration des roches :

En général les massifs des roches dures et mi-dures sont divisés en blocs naturels par les systèmes de fissures, appelé la fissuration. Cette dernière joue un rôle important et la connaissance de la fissuration permet de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle, résoudre correctement le problème de stabilité des bords et des gradins des carrières et d'autres problèmes y compris le processus de la préparation des roches à l'extraction.

L'indice de fissuration est égal à la distance moyenne entre les fissures et donné par la formule suivante :

$$ID = \frac{L}{n}$$

Où :

L : longueur de la partie du massif mesuré (en m).

Chapitre I : Conditions géologiques, minières et les caractéristiques des roches et du massif de la carrière

n : nombre de fissures sur la partie mesurée.

D'après la distance moyenne (m) et la classification des massifs suivants la fissuration (tableau I.7) on peut établir approximativement la catégorie des roches.

Catégorie de fissuration des roches	Degré de fissuration du massif en blocs	Distance moyenne entre les fissures, [m]	Proportion dans le massif des blocs (%) avec les dimensions en mètre			
			0,3	0,5	0,7	1,0
I	Roches exclusivement fissurées	Jusqu'à 0,1	Jusqu'à 10	Jusqu'à 5	à peu près 0	Ne contient pas
II	Roches de grandes fissurations	0,1– 0,5	10–70	5– 40	Jusqu'à 30	Jusqu'à 5
III	Roches de moyenne fissuration	0,5–1,0	70–100	40–100	40– 80	5– 40
IV	Roches de faible fissuration	1,0–1,5	100	100	80– 90	40– 80
V	Roches pratiquement monolithiques	>1,5	100	100	100	100

Tableau I.7: Classification des massifs suivant la fissuration.

D'après la classification des roches selon le professeur PROTODIAKONOV la dureté du calcaire varie entre 6 et 8 et en comparaison avec le tableau précédent on déduit que la catégorie de la roche est intermédiaire entre la catégorie III et IV.

I.4.3.4. Indice de forabilité (I_f)

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif. Ceci exige beaucoup de dépenses des forces humaines ainsi que les machines.

Chapitre I : Conditions géologiques, minières et les caractéristiques des roches et du massif de la carrière

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

1. Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage ; par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé;
2. Vu le petit diamètre des trous, la fissurité n'influe guère sur la forabilité;
3. Considérant que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique.

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

$$I_f = 0.007 \times (\sigma_c + \sigma_{cis}) + 0.7 \times \gamma$$

Avec :

σ_c : résistance à la compression.

σ_{cis} : résistance au cisaillement.

γ : la masse volumique.

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes, dont chacune se répartit en 5 catégories: (Tableau I.8).

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

Tableau I.8 : Indice de forabilité des roches et leur classement.

$$I_f = 0.007 \times (\sigma_c + \sigma_{cis}) + 0.7 \times \gamma = 0.007 \times (622 + 207.33) + 0.7 \times 2.69 = 7.69$$

$$I_f = 7.69.$$

Alors la forabilité est facile.

I.5. Conditions minières

I.5.1. Réserves géologiques [2], [8]

Les réserves minières du gisement de Keddara sont limitées :

- Au Nord par la présence d'une formation importante de calcaire ferrugineux
- A l'Est par la présence de schistes et schistes argileux
- Au Sud et à l'ouest par les limites du périmètre minier

En fait la partie utile appelée carrière centrale à une superficie de 12,65 ha.

La carrière centrale est située au Sud et Sud-est du périmètre. Cette zone est limitée entre le niveau 188 m en bas (fond de la carrière) et 320 le niveau le plus haut. Elle reconstruira aux dix gradins d'extraction.

Le reste de la surface du site est d'environ 52.4 ha composé de :

- Un massif de calcaire ferrugineux ;
- Le barrage ;
- L'ossature administrative ;
- La station de concassage.

atelier de maintenance et parking d'engin	Direction de la carrière	Gardiennage du site	Terrain de calcaire ferrugineux	Zone dite yougoslave	zone de Concassage et stocke fini
4 ha	2.5 ha	3.1 ha	5.7 ha	3.1 ha	3.5 ha
barrage	Zone d'exploitation	Mise à terril	Habitation	Zone aux bords d'oued	
6 ha	12.8 ha	4.2 ha	3 ha	4.5 ha	

Tableau I.9 : les différentes zones de la carrière du Keddara.

L'évaluation des réserves est une étape cruciale et déterminante, elle consiste à estimer le plus judicieusement possible les réserves existantes dans un gisement.

La quantité et la répartition des réserves en 2010 sont illustrées dans le tableau suivant :

Chapitre I : Conditions géologiques, minières et les caractéristiques des roches et du massif de la carrière

	Réserves Géologiques en tonnes	Pertes en Réserves en tonnes	Réserves Exploitable en tonnes
Au 31/12/2009	12621425 (*)	4601514 (*)	8019911 (*)
Au 31/12/2011	10674711 (**)	4601514 (**)	6073197 (**)

Tableau I.10 : Les réserves géologiques et exploitables du gisement de Keddara

(*) Source : < plan de réhabilitation Keddara (février 2010) >

(**) Source : < (*) – Extraction 2010, 2011.

Il convient de souligner que l'exploitation de ces réserves nécessite un volume important de découverte estimé à 1 300 000 m³ selon le plan de réhabilitation de la carrière de Keddara (février 2010).

- niveau 320 m : une couche d'argile et de schiste argileux, la découverte a été réalisé en 2010 et 2011 ;
- niveau 296-308 m : il y a un volume de 211 275 m³ de schiste ;
- niveau 200- 212 m : pour l'ouverture les gradins 212 et 200 on a besoin d'une réalisation d'un décapage de calcaire ferrugineux par explosif ;

Niveau (m)	320 à 308	308 à 296	212 à 200	248 à 236	308 à 296
Année de découverte	2010 et 2011	Découverte projetée en 2012	2012	2011	Au cours des années d'exploitations qui restent
stérile	schiste	Schiste	Calcaire ferrugineux	Calcaire ferrugineux	schiste
Volume (m ³)	200 000	84 700	15000	18000	120000

Tableau I.11 : Le volume de découverte réalisé et resté.

I.5.2. Planification et système d'exploitation [2]

I.5.2.1. Méthode d'exploitation

Compte tenu de la nature du gisement qui est du calcaire dur et du fait qu'il s'agit d'exploitation d'un gisement superficiel situé en hauteur (montagne), la méthode d'exploitation appropriée est l'exploitation en gradin (à ciel ouvert).

L'exploitation à ciel ouvert de la carrière de Keddara est menée du niveau supérieur (320 m) vers le niveau le plus bas (188 m).

I.5.2.2. Paramètres technico-minière

a. Travaux préparatoires

Dans le courant des années 2011 et 2012, une opération de réhabilitation a été mise en œuvre qui consiste à la réalisation d'une banquette de 8 à 10 m au niveau 236 pour diviser un gradin de 24 m de hauteur. Ce faisant deux gradins (224/236 236/248) seront constitués Cette opération permettra de préparer 280 000T de réserves avec un volume de stérile de 18000 m³. Ainsi les réserves préparées en 2011 seront de 420 000T en partant de Ces réserves à un accroissement dans le courant de l'année 2012 en procédant à des travaux de découverte et des travaux de réhabilitation.

b. Programme de production 2012

En raison de la quantité d'explosif autorisée (168 t/an), cette capacité est un compromis entre la production de calcaire, les travaux de découverte et le programme de reconstruction.

Ainsi :

- pour l'ébranlement des schistes de découverte (84 700 m³) il est prévu une quantité annuelle d'explosif de 20t avec une consommation spécifique de 100 g/t.
- Pour la réalisation du programme de reconstruction et notamment la reconstitution des gradins avec (02) plateformes aux niveaux 200 et 212, la quantité estimée d'explosif est de 10 tonnes.
- Pour la quantité d'explosif restante (138 tonnes) et avec une consommation spécifique de 200 g/t la production annuelle prévisionnelle sera de **700 000 tonnes**.

Ces réserves seront extraites des niveaux 224,236, 248, 260, 272 et 284 m.

I.5.2.3. Conditions Technico-minières de la Carrière

Le plan d'exploitation de l'Unité de Keddara pour l'année 2012 est élaboré pour une quantité de production 700 000 tonnes en abattage.

a. Régime de fonctionnement de la carrière

La carrière de Keddara fonctionne selon le régime suivant :

- Nombre de jours ouvrables par an326 jours /an.
- Nombre de jours ouvrables par semaine7 jours /semaine.
- Nombre de postes de travail par jour1 poste /jour.
- Nombre d'heures de travail par poste 11 heures /poste.
(9h30 effectifs)

b. Capacité de production annuelle [t/an]

La tâche technique assignée pour Keddara d'alimenter la station de production annuelle égale à 700 000 tonnes /an.

I.5.2.4. Principaux éléments du système d'exploitation

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

- Le gradin
- Le front des travaux du gradin et de la carrière
- La plate-forme de travail
- La zone de travail
- Dimension maximale des blocs abattus
- Les paramètres du plan de tir

a. Gradin

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche qui consiste en l'exécution de travaux appropriés.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m. Pour les roches du gisement de Keddara, la hauteur maximale des gradins est de 12 m ce qui est conforme à la hauteur de sécurité.

b. 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 l'angle varie entre 60° et 85°; dans notre cas on prendra un angle de talus $\alpha = 85^\circ$.

c. Plate-forme de travail

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement; du transport; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement); les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

Lorsque l'abattage se fait par explosif; la largeur minimale de la plate-forme est la suivante :

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

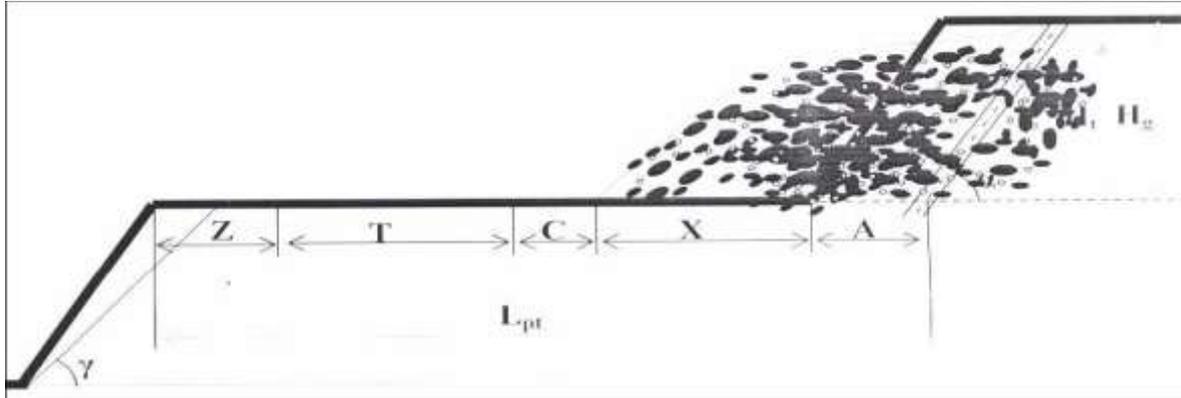


Figure I.9 : Schéma de la plate-forme de travail (abattage à l'explosif).

Où :

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

A : Longueur de l'enlèvement en massif (m)

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

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

T : Largeur de la voie de transport (m)

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement (m)

d. Paramètres du plan de tir

Pour avoir un tir bien défini on respecte les paramètres suivants ; diamètre de trou, inclinaison du trou, profondeur de sous foration, profondeur de trou, banquette pratique, hauteur de bourrage, espacement entre les trous, espacement entre les rangées, et les paramètres d'explosif.

I.5.2.5. Abattage

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

- 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.

a. Abattage à l'explosif

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.

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression importante.

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.

b. 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 TEMEX I de diamètre de cartouche de 65 mm (charge de pied) ;
- L'amorçage de la charge sera latéral par cordeau détonant de 20g/ml et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20 ms.
- Le branchement des charges sera en série.

c. Paramètres du plan de tir

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

Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont 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. Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres tels que : la hauteur du gradin, la profondeur du trou, la sous-foration, l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, la ligne de moindre résistance (résistance au pied de gradin), Banquette pratique, le diamètre du trou, la distance entre les trous dans une rangée

d. Choix de type de l'explosif

Le type d'explosif est choisi en fonction :

- Des caractéristiques du gisement : nature de la roche, fracturation du gisement, présence éventuelle d'eau dans les trous....etc.
- De l'expérience des tirs antérieurs ;

- Des considérations économiques :
 - la charge de fond est constituée d'explosifs brisants en cartouches ;
 - La charge de colonne pourra être continue avec un explosif moins puissant, en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet.

e. Chargement

Dans la carrière de Keddara le chargement s'effectue par deux pelles chargeuses sur pneus (une KOMATSU WA600 de 6 m³ de capacité de godet et une pelle CATERPILAR de 7 m³).

f. Transport

Le transport des roches abattues dans la carrière se fait à l'aide des camions, l'utilisation des camions se limite aux transports entre les points de chargement des roches et le point de concasseur primaire. Le transport est effectué par quatre dumpers de marque BEML de capacité 40 tonnes. Ces camions acquis en 2009, sont dans un bon état.

Les pistes peuvent être à un ou à deux sens de circulation, la piste principale qui a une largeur de douze mètre qui permettra d'un croisement de deux camions avec une pente qui ne dépasse pas 10%, les pistes auxiliaires à une largeur de 5 à 6 m pour une seule voie et sa pente au voisinage de 5%.

La distance entre le concasseur primaire et le premier gradin (188) est 220 m, des pistes bien tracées et bien construites ont un effet positif sur la productivité, car elles autorisent des vitesses de circulation plus élevées.

Chapitre II

Appréciation des réserves du contour de la carrière

II.1-Analyse des conditions d'exploitation

II.1.1- Paramètres du système d'exploitation [2]

a- Gradin

La carrière de calcaire de Keddara est exploitée par gradins de 12m de hauteur.

b- Angle de talus du gradin

L'angle des talus est généralement pris égal à 85°.

c- Plate-forme de travail

La largeur minimale de la plate-forme est 27.6m

d- Dimension maximale des blocs abattus

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

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches abattues se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

- De la capacité du godet de l'excavateur (E), $E=7\text{m}^3$:

$$D \leq 0,8 \times 3\sqrt{E} ;(\text{m})$$

$$D \leq 0,8 \times 3\sqrt{7}$$

$$\mathbf{D \leq 1,53 \text{ m}}$$

- De la capacité de la benne du camion (V_c), $V_c=30.5\text{m}^3$:

$$D \leq 0,5 \times 3\sqrt{V_c} ;(\text{m})$$

$$D \leq 0,5 \times 3\sqrt{30.5}$$

$$\mathbf{D \leq 1,56 \text{ m}}$$

- De l'ouverture de la trémie du concasseur (b), $b=1,25\text{m}$:

$$D \leq 0,8 \times b ;(\text{m})$$

$$D \leq 0,8 \times 1,25$$

$$\mathbf{D \leq 1 \text{ m}}$$

Les blocs de dimensions supérieures à 1 m seront considérés comme des blocs hors gabarits. Ces derniers qui sont en général de 5 à 10 % seront soumis au débitage secondaire.

e- Schéma de tir

Les principaux paramètres de tir pour la découverte et l'extraction sont les suivants :

Avec ; ($H_g = 12\text{m}$, et $\alpha = 80^\circ$, $\phi_t = 89 \text{ mm}$) pour la découverte

($H_g = 12\text{m}$, et $\alpha = 85^\circ$, $\phi_t = 89 \text{ mm}$) pour l'extraction.

N°	Désignation	Extraction	Découverte	Unité
1	Ligne de moindre résistance	3.56	3.56	m
2	Profondeur du sous forage	1.07	1.07	m
3	Profondeur du trou	13.20	13.20	m
4	Ligne de moindre résistance pratique	2.90	4	m
5	Espacement entre les trous de mines	3.3	4.5	m
6	Espacement entre les rangées	3	4	m
7	Charge explosif de fond	4.0	4.0	Kg/m
8	Hauteur de charge de colonne	5.3	4.2	m
9	Hauteur de charge de fond	4.0	6.0	m
10	Poids de charge de fond	16.00	24.00	Kg
11	Poids de charge de colonne	45.72	25.00	Kg
12	Hauteur de bourrage	2.9	3.0	m
13	Poids total d'explosif par trou	61.72	49.00	Kg
14	Consommation spécifique d'explosif	200	100	g/m³
15	Volume de la roche abattue/trou	118.8	216	M³
16	Nombre de trou par volée	56	71	/
17	Nombre de volée	2	2	/
18	Nombre de trous total	112	142	/
19	Volume de roche abattue	13305.6	30672	M³

Tableau II.1: Paramètres principaux de tir pour la découverte et l'extraction.

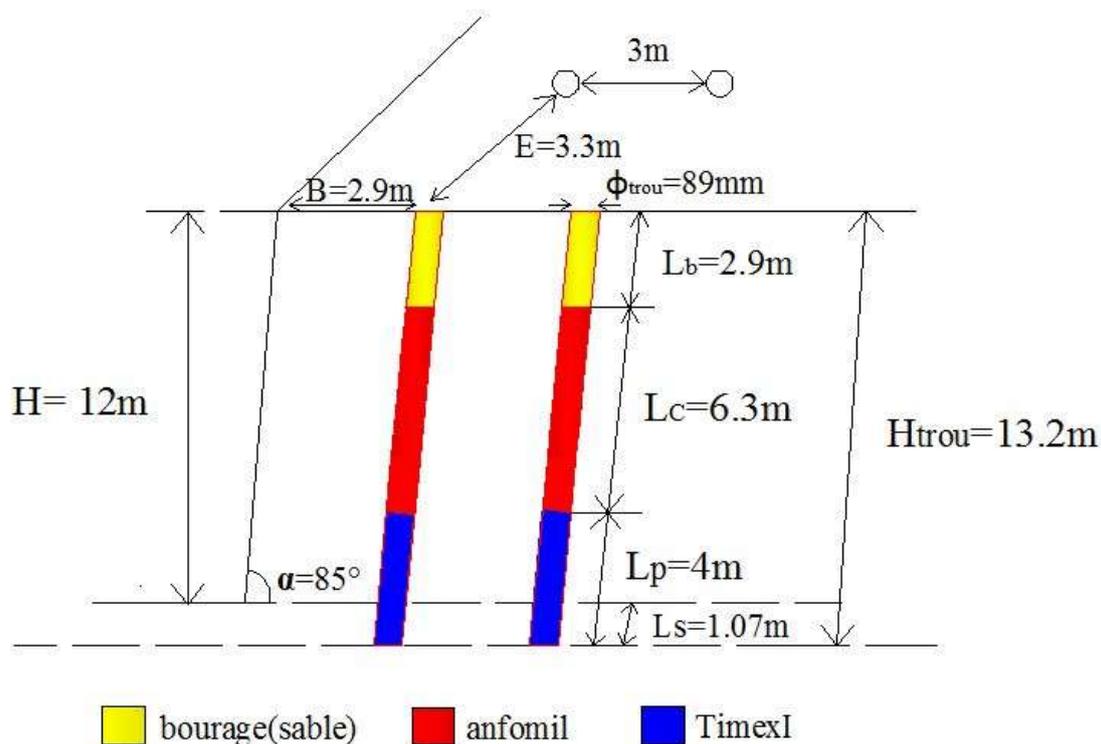


Figure II.1 : Schéma du plan de tir de l'extraction.

B : banquette.

E : espacement entre deux trous.

H : hauteur du gradin.

L_b : longueur du bourrage.

L_c : longueur de la charge de colonne.

L_p : longueur de la charge du pied.

L_s : longueur de sous-foration.

H_{trou} : longueur du trou.

ϕ_{trou} : diamètre du trou.

α : angle d'inclinaison.

II.1.2- Caractéristiques des explosifs [2]

A partir des critères de choix de l'explosifs (citées au chapitre 1) et d'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants

a- TEMEX I : pour la charge de fond avec :

- Diamètre de cartouche de 65 mm;
- Longueur de cartouche est 50 cm;
- Poids de cartouche est 2 kg;

b- Anfomil : pour la charge de colonne ;

-En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

Les caractéristiques de ces deux explosifs sont données dans le tableau II.2 suivant :

Caractéristiques	TEMEX I	Anfomil
Densité, (g/cm ³)	1.22	0.9
Vitesse de détonation, (m/s)	4500-5000	3000
Volume gaz, (l/kg)	/	975
Energie, (kJ/kg)	/	3803.8
Résistance à l'eau	Très bonne résistance	Médiocre

Tableau II.2: Caractéristiques des explosifs utilisés.

c- Accessoires de tir

Les accessoires de tir utilisés dans la carrière sont :

- Détonateurs électriques instantanés (DEI) ;
- Détonateurs micro retard numéroté de 1 jusqu' 12 avec un écart de retard de 20 milli secondes (DMR) ;
- Cordeau détonant de 12g/m ;
- La ligne de tir est un fil électrique très long pour éloigner l'exploseur du champ de la mine et assuré la sécurité ;
- Exploseur.

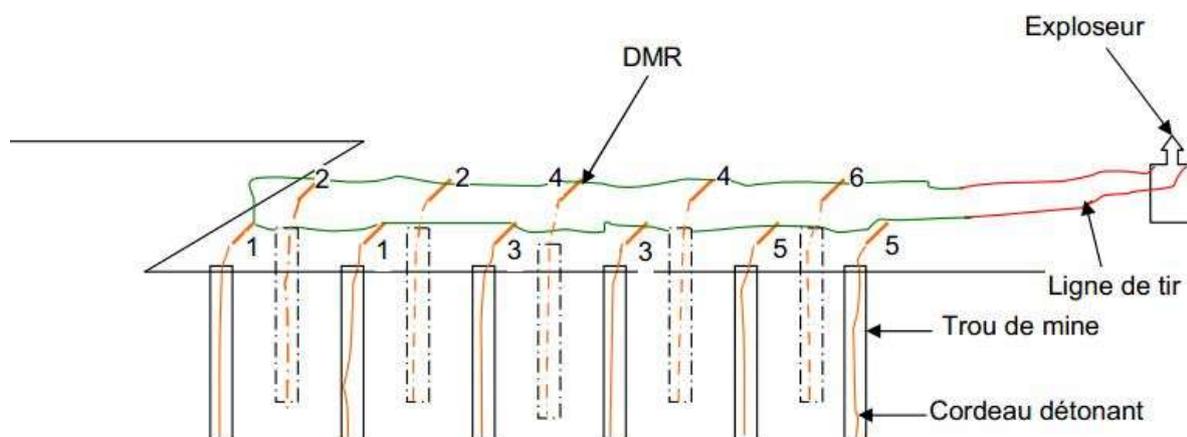


Figure II. 2: Schéma de disposition des trous de mines

II.1.3- mécanisation et processus des travaux d'exploitations [2]

II.1.3.1- Terrassement

Le terrassement se fait par un Bulldozer KOMATSU pour le terrain tendre (argile) ou par Pelle brise roche HYUNDAI et l'explosif dans les terrains durs ou semi durs (schiste et calcaire ferrugineux)

II.1.3.2- Foration

La réalisation des trous au niveau de la carrière de Keddara est programmée en utilisant un (01) groupe de foration, en état moyen (ATLAS COPCO n:02) acquis en 2007.

Le deuxième groupe (TITON 400), actuellement en état d'arrêt est également prévu pour pallier aux éventuels aléas.

Les vitesses d'avancement de la Sondeuse ATLAS COPCO est : 25 m/h
Selon le schéma de tir d'extraction il est prévu de forer 1478.5 m (nombre total des trous \times la longueur du trou = $112 \times 13.2 = 1478.4\text{m}$) par tir.

Sur la base d'une vitesse de foration de 25m/h il est possible avec la machine de foration ATLAS COPCO de pouvoir forer 237.5 m par jour (durée de travail d'un poste est 9.5 h).

Le temps de foration pour la sondeuse ATLAS COPCO est $1478.5/237.5 \approx 7$ jours.
Autrement dit une seule sondeuse est suffisante pour assurer le programme (deux tirs par mois).

II.1.3.3- Chargement

a. Pour l'opération de découverte

Le chargement des stériles s'effectue à l'aide d'une pelle rétro de capacité 2.5m^3 .

b. Pour l'opération d'extraction

Le chargement des roches abattues s'effectue par les deux (02) pelles chargeuses sur pneus (une KOMATSU WA600 de 6m^3 de capacité de godet et une pelle CATERPILAR de 7m^3)
L'opération de chargement est opérée sur 19 jours par mois.

II.1.3.4-Transport

a. Pour l'opération de découverte

Le transport est effectué par des dumpers de 15m^3 jusqu'à la zone à stérile à une distance de 120m.

b. Pour l'opération d'extraction

Le transport est effectué par quatre (04) dumpers de marque BEML de capacité 40 tonnes. Ces camions acquis en 2009 sont dans un bon état.

II.1.3.5- Travaux de nettoyage

Dans les travaux d'aménagement du terrain on utilise, presque exclusivement le bulldozer pour le nettoyage et le refoulement des roches abattues.

II.2- Appréciation des réserves du contour de la carrière

Introduction

La carrière de keddara est sur la voie de son épuisement, les réserves restantes sont des réserves contenant entre les frontières actuelles définies par le plan d'arpentages de mines à la fin de 2012 et le contour final de la carrière en liquidation. C'est pourquoi d'ailleurs nous avons appelé ces réserves à juste titre **des réserves du contour**.

Ces réserves ne peuvent être extraites sans au préalable assurer le contour stable de la carrière, c'est-à-dire pour préserver la sécurité et l'environnement il faut assurer au talus des gradins et de bord de la carrière leurs position de liquidation en leurs assignant les angles de liquidation effectifs, prévus ou étudiés à cette effet conformément aux hauteurs des gradins et à la profondeur de la carrière.

Donc avant de projeter l'exploitation de réserves, nous devons d'abord définir le contour stable des gradins et de bord de la carrière ensuite procéder à l'appréciation des réserves de calcaire et du volume de roche de stérile qu'il faut excaver au fur et à mesure de l'extraction.

II.2.1- Récapitulatif des caractéristiques mécaniques du massif rocheux

Le calcul de la stabilité des talus revient à déterminer le facteur de sécurité des gradins. Pour cela, il est nécessaire d'abord de déterminer les propriétés physico-mécaniques des roches au laboratoire, puis dans le massif rocheux. Une fois les propriétés physico-mécaniques déterminées, on calcule le facteur de sécurité.

Le tableau suivant récapitule les caractéristiques mécaniques de calcaire et de schiste du gisement de keddara calculé dans le chapitre I.

N°	Caractéristiques	symboles	L'échantillon		Le massif rocheux	
			calcaire	schiste	calcaire	schiste
1	Résistance à la compression	σ_c , kgf/cm ²	622	500	-	-
2	Résistance au cisaillement	σ_{cis} , kgf/cm ²	207.33	166.67	-	-
3	Résistance à la traction	σ_t , kgf/cm ²	62.2	50	-	-
4	Angle de frottement interne	φ , degré	48.5	48.6	39	39
5	La cohésion	C, kgf/cm ²	117.55	94.5	7.93	4.25

Tableau II.3 : caractéristiques mécaniques du massif rocheux de keddara.

II.2.2-Etude de Stabilité des talus des gradins et des bords de la carrière

II.2.2.1- Position du problème [6], [9]

D'un point de vue stabilité, l'étude d'une exploitation à ciel ouvert se ramène au dimensionnement des talus de la fosse.

Une fosse possède plusieurs talus qui ont des orientations différentes et qui souvent rencontrent des terrains pouvant avoir des caractéristiques géotechniques différentes. Son dimensionnement consiste donc à définir les angles de ces talus de manière à assurer la stabilité générale. Un talus minier est défini par les paramètres illustrés par la figure II.3

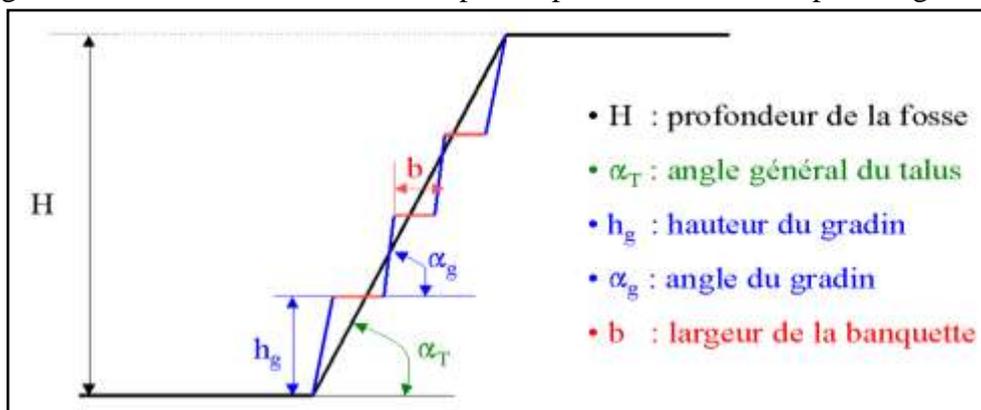


Figure II.3 : Définition d'un talus minier.

Le dimensionnement d'un talus consiste tout d'abord à définir l'angle général α_T pour la profondeur ultime de la fosse H . Une fois cet angle défini, les autres paramètres du talus (gradins, banquettes, rampe d'accès) seront choisis de manière à respecter l'angle général.

Un gradin est analysé comme un talus de faible hauteur. Son angle α_g est donc défini de la même façon qu'un talus. La hauteur du gradin h_g est déterminée en prenant en compte essentiellement des considérations techniques (équipements disponibles, critères de sélectivité, ...).

La largeur des banquettes est généralement définie en dernier lieu. Elle doit permettre la circulation et le croisement des engins utilisés dans l'exploitation.

II.2.2.2- Angle général du talus [10]

Ainsi, le problème fondamental dans la stabilité d'une exploitation à ciel ouvert se ramène au dimensionnement des angles des talus. Insistons encore une fois sur le fait que l'angle général d'un talus doit être défini pour la profondeur ultime de la fosse (Figure III.2).

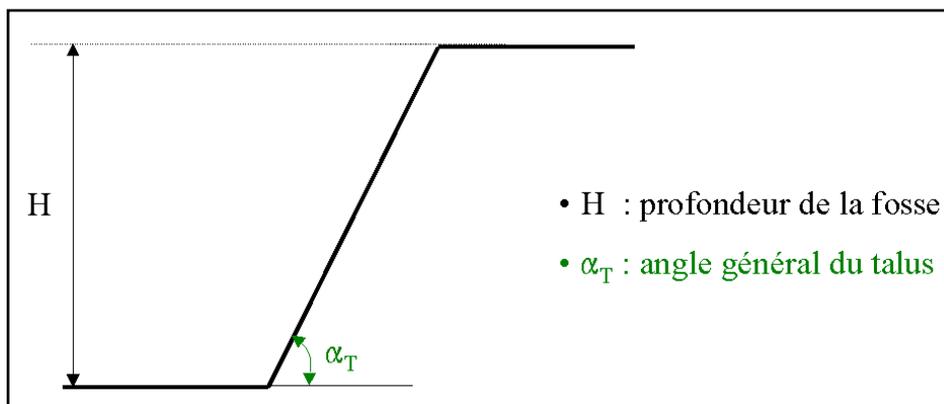


Figure II.4 : Angle général d'un talus.

La profondeur maximale de la fosse est généralement définie selon des critères techniques et économiques (configuration du gisement, coût d'extraction à ciel ouvert par rapport au souterrain, taux de découverte, ...).

Une fois la profondeur ultime retenue, l'angle du talus doit être défini pour assurer la stabilité de l'exploitation.

II.3- Appréciations de la stabilité des talus et des bords en liquidation de la carrière de keddara

II.3.1- Angles des talus des gradins et des bords de la carrière [10], [11]

Le choix de l'angle général de bord de la carrière pour une profondeur finale de la fosse doit être défini pour assurer la stabilité de l'exploitation. Par ailleurs, cet angle va conditionner largement le taux de découverte. On verrait ainsi une tendance chez le mineur à augmenter sensiblement cet angle pour réduire le tonnage du stérile extrait (Figure III.3).

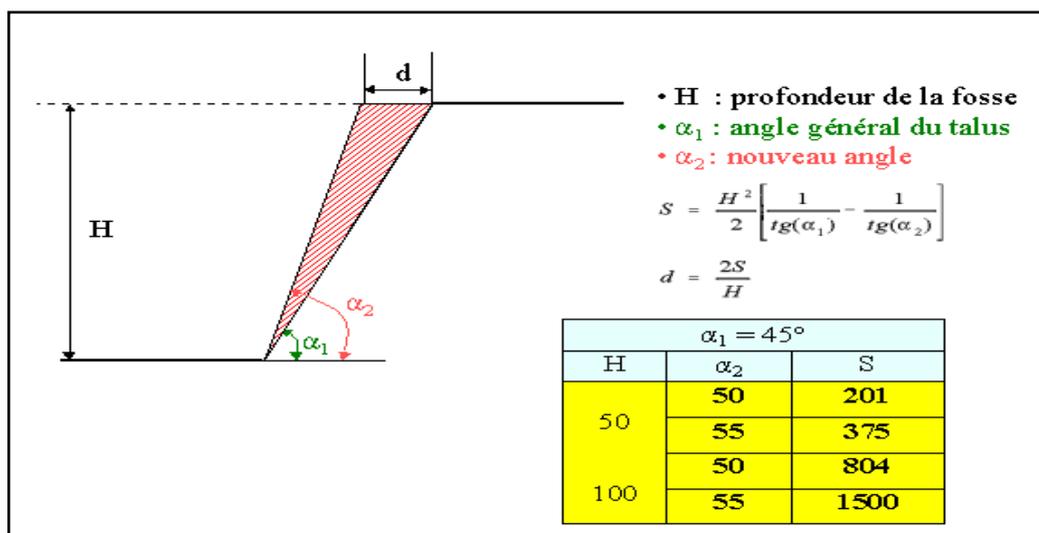


Figure II.5 : Influence de l'angle général sur le volume de stérile extrait (volume de terrain économisé par tranche unitaire en faisant passer l'angle de 45, à 50 et à 55°).

Chapitre II : Appréciation des réserves du contour de la carrière

Le tableau II.4 donne les angles de liquidations des talus des gradins et des bords de la carrière en fonction de la dureté des roches et la profondeur finale de la fosse.

Caractéristique de la roche	La dureté (f)	Les angles de liquidation (degré)	Angle limite des bords suivant la profondeur (degré)			
			90 m	180 m	240 m	300 m
Très dure	15-20	75-85	60-68	57-65	53-60	48-54
Dure	8-14	66-75	56-60	48-57	45-53	42-48
Moyenne	3-7	56-65	43-56	41-48	39-45	36-43
Tendre	1-2	40-55	30-43	28-41	26-39	24-36
Très tendre	0.6-0.8	25-40	21-30	20-28	-	-

Tableau II.4 : Les angles des talus des gradins et des bords de la carrière.

Pour la carrière de keddara on a deux types de roche (calcaire, schiste), alors il faut choisir des angles de liquidation pour chaque type de roche.

Et pour bien choisir ces angles on doit tenir compte aussi de l'aspect économique parce que un degré (1°) d'inclinaison avec la profondeur inclut des stériles et ça c'est des dépenses d'argent.

Alors selon l'aspect de stabilité et l'aspect économique on a choisi les angles des talus des gradins et des bords de la carrière comme suit :

Pour les calcaires :

- un angle du talus du gradin égal à 65° pour une dureté de la roche égale à 7 ;
- un angle de bord égal à 54° pour une profondeur égale à 96 m.

Pour les schistes :

- un angle du talus du gradin égal à 56° pour une dureté de la roche égale à 5 ;
- un angle de bord égal à 51° pour une profondeur égale à 36 m.

L'angle général de bord de la carrière est égal à 52° pour une profondeur finale de la fosse égale à 132 m.

II.3.2- Banquettes en liquidation [11]

La berme de sécurité est calculée d'après la formule suivante :

$$bs = 0.2 \times hg ; m$$

Avec :

Hg : hauteur du gradin (m).

$$bs = 0.2 \times 12 = 2.4 \approx 2.5 m$$

La berme de sécurité égale à 2.5m.

Chaque 36 m on va laisser une berme de nettoyage de 6m.

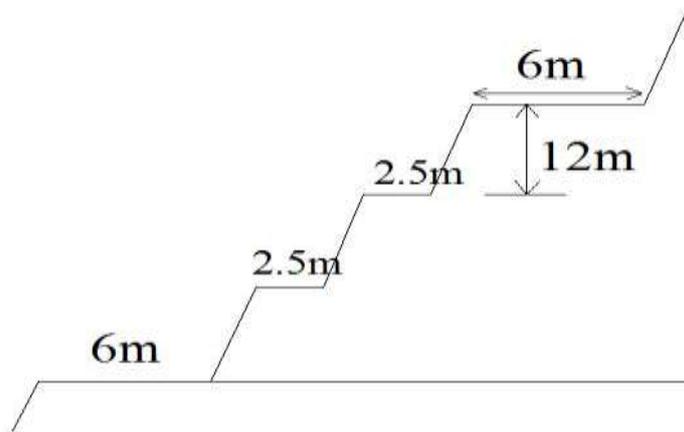


Figure II.6 : Bermes de nettoyage et de sécurité.

II.3.3- Méthodes de calcul de la stabilité des talus [12]

Les méthodes de calcul de stabilité des terrains sont basées sur la constatation suivante : lorsqu'il y a glissement de terrain, il y a séparation d'une masse du sol du reste du massif et son glissement se fait suivant une surface de rupture. Ayant défini une surface de rupture « S », on étudie la stabilité de la masse (1) mobile par rapport au massif (2) qui est fixe (figure II.7).

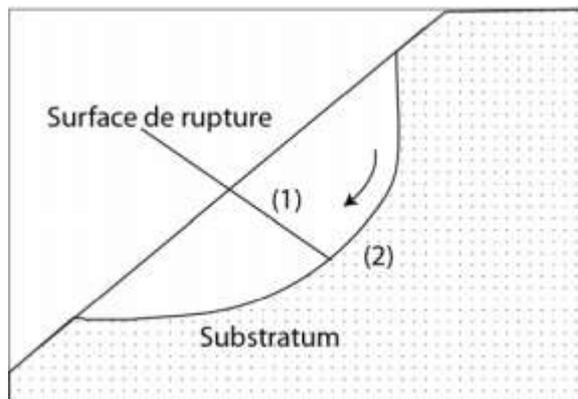


Figure II.7 : Surface de rupture

II.3.3.1- Définition du coefficient de sécurité [3]

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

$$F_s = \frac{\sum \text{Forces de résistance}}{\sum \text{Forces actives}}$$

Théoriquement, le talus est dit stable si $F_s > 1$. L'état d'équilibre limite (rupture) est obtenu lorsque $F_s = 1$. Mais dans la pratique, le coefficient F_s est compris entre 1,15 et 1,30 en tenant compte des facteurs suivants :

- Erreurs dues à la méthode de calcul de la stabilité du bord ;
- Incertitude expérimentale de la détermination des propriétés des roches ;
- Incertitude de la détermination de l'influence de la fissuration ;
- Les principaux facteurs influençant la stabilité des pentes tels que
 - La profondeur de la fosse
 - La nature des terrains
 - Les phases et les méthodes d'exploitation
 - La géométrie en plan des bords de fosses.

II.3.3.2- calcul du coefficient de sécurité [14]

Le dimensionnement des talus dans une exploitation à ciel ouvert doit être effectué de manière à éviter tous les modes de rupture potentiels.

Comme le sol de la carrière de keddara est cohérent (calcaire, schiste), le plan de rupture ne peut être qu'une surface de glissement plane (rupture plane).

Dans notre étude nous prenons le cas d'une rupture plane.

La résistance au cisaillement de la discontinuité est donnée par le critère de Coulomb, une cohésion C est prise en compte dans ce cas.

L'étude de stabilité se ramène à l'établissement des équations d'équilibre le long de la ligne de glissement AC, La division des efforts par la surface cisailée en considérant une tranche unitaire conduit aux contraintes. Il y a cisaillement et glissement lorsque la contrainte active dépasse la résistance au cisaillement.

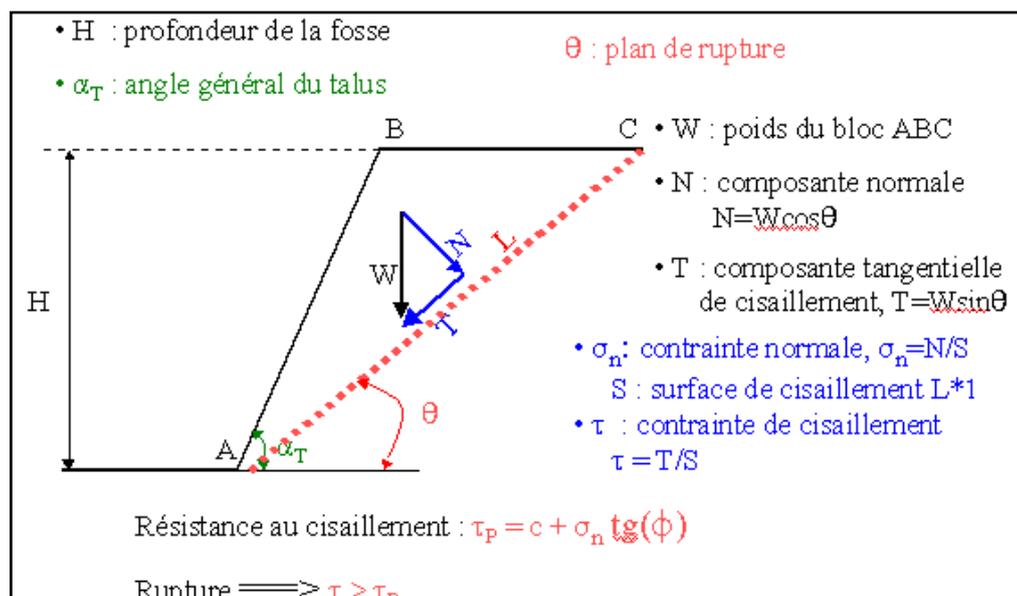


Figure II.8 : Equations d'équilibre le long de la discontinuité.

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

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

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

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

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

Avec :

φ_m : angle de frottement interne du massif rocheux ; kgf/cm^2

C_m : cohésion du massif rocheux ; kgf/cm^2

θ : angle du plan de rupture ; degré

α_T : angle générale de talus du massif rocheux ; degré

γ : poids volumique de la roche ; t/m^3

H : hauteur du talus ; m.

On va calculer le facteur de sécurité F_s pour différentes valeurs de l'angle du plan de rupture (θ) pour vérifier que F_s est toujours entre ou supérieur de l'intervalle [1.15, 1.3] quel que soit l'angle θ .

Les résultats de calcul pour la hauteur du talus de calcaire et de schiste sont représentés dans la figure II.9 et II.10 respectivement avec :

Pour le massif du calcaire :

$$\varphi_m = 39^\circ$$

$$C_m = 7.93 \text{kgf/cm}^2$$

$$\alpha_T = 54^\circ$$

$$\gamma = 2.69 \text{t/m}^3$$

$$H = 96 \text{m}$$

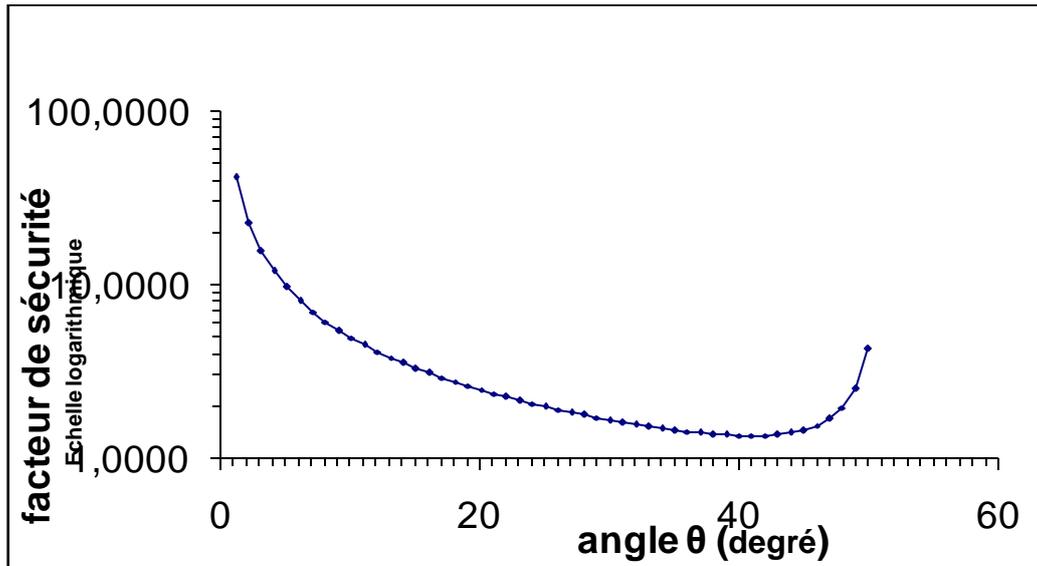


Figure II.9 : détermination de facteur de sécurité du massif calcaire

D'après la figure II.9 la valeur minimale de F_s est égale à 1.35 correspond à une valeur de $\theta=41^\circ$.

Alors la stabilité de talus général du massif calcaire est assurée pour un angle $\alpha_T = 54^\circ$ car la valeur minimale du F_s est supérieure à 1.3 alors que $F_s \in [1.15, 1.30]$.

Pour le massif de schiste :

$$\varphi_m = 39^\circ$$

$$C_m = 4.25 \text{ kgf/cm}^2$$

$$\alpha_T = 51^\circ$$

$$\gamma = 2 \text{ t/m}^3$$

$$H = 36 \text{ m}$$

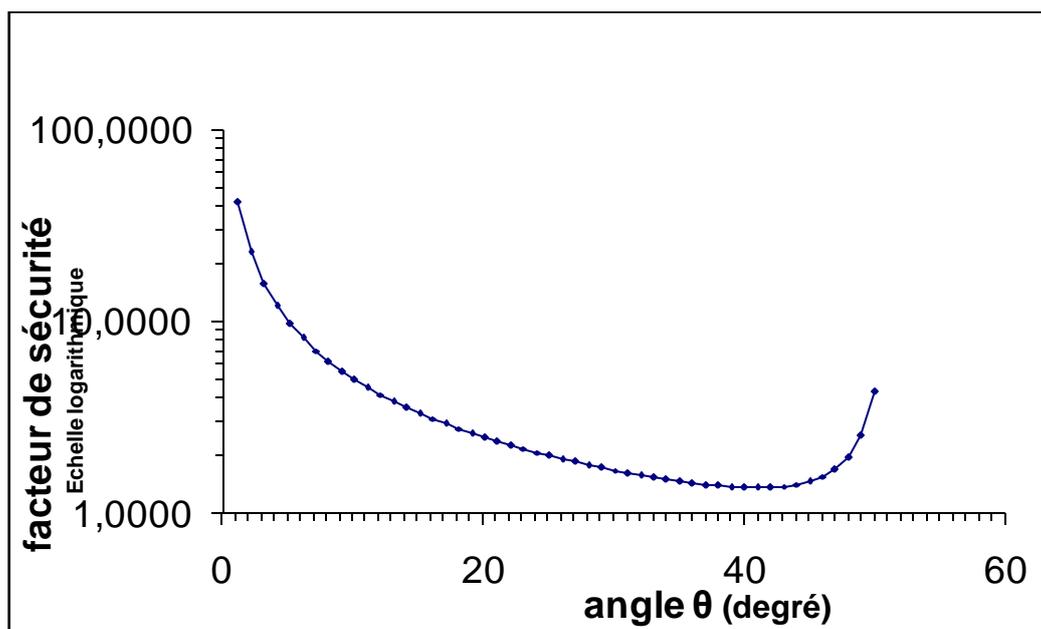


Figure II.10 : détermination de facteur de sécurité de massif schiste.

D'après la figure II.10 la valeur minimale de F_s est égale à 1.57 correspond à une valeur de $\theta=40^\circ$.

Alors la stabilité du talus général du massif du schiste est assurée pour un angle $\alpha_T = 51^\circ$ car la valeur minimale est supérieure à 1.30 alors que $F_s \in [1.15, 1.30]$.

Vu que le F_s calculé pour les calcaires et les schistes est respectivement 1.35 et 1.57, nous avons la possibilité de maintenir la stabilité avec un $F_s=1.25$ en moyen, ne ce qui veut dire que les angles des talus des gradins et de bords de la carrière peuvent augmenter, ce qui donne un effet économique qui réduit le volume de stérile et augmente la plate-forme de travail.

Notre souci en déterminant les paramètres des gradins et des bords en liquidation est d'assurer la stabilité et la rentabilité et ainsi la préservation de l'environnement.

II.4- calcul des réserves exploitables restantes du calcaire

Pour le calcul des réserves exploitables restantes de la carrière de Keddara on a utilisé le logiciel AutoCAD en faisant la superposition entre le plan topographique de fermeture de la carrière réalisé par nous-mêmes et le plan topographique prévu au 31/12/2012, on a trouvé des réserves de **4246132.72 tonnes**.

La préparation de ces réserves nécessite un volume de découverte estimé à **231416 tonnes** pour les schistes et **69544.8 tonnes** pour le calcaire ferrugineux calculé aussi par le logiciel AutoCAD.

Le volume calculé pour le calcaire, le calcaire ferrugineux et le schiste est représenté dans les tableaux suivants :

❖ Volume du calcaire

Niveau(m)	hauteur du gradin(m)	Surface (m ²)	Volume (m ³)	masse volumique(t/m ³)	volume (t)
384	12	6820	81840	2.69	220149.6
272	12	9755	117060	2.69	314891.4
260	12	14235	170820	2.69	459505.8
248	12	14476	173712	2.69	467285.28
236	12	20629	247548	2.69	665904.12
224	12	21878	262536	2.69	706221.84
212	12	21161	253932	2.69	683077.08
200	12	16402	196824	2.69	529456.56
188	4	18554	74216	2.69	199641.04
total			15788488		4246132.72

Tableau II.5 : Calcul du volume de calcaire restant du gisement de Keddara.

❖ Volume du Calcaire ferrugineux

niveau	Surface (m ²)	hauteur du gradin(m)	Volume (m ³)	masse volumique (t/m ³)	Volume (t)
320	0	12	0	2.6	0
296	243	12	2916	2.6	7581.6
284	280	12	3360	2.6	8736
272	211	12	2532	2.6	6583.2
260	206	12	2472	2.6	6427.2
248	145	12	1740	2.6	4524
236	584	12	7008	2.6	18220.8
224	206	12	2472	2.6	6427.2
212	249	12	2988	2.6	7768.8
200	105	12	1260	2.6	3276
188	0	4	0	2.6	0
total			26748		69544.8

Tableau II.6 : Calcul du volume de calcaire ferrugineux à enlever.

❖ Volume du schiste

niveau	hauteur de gradin (m)	Surface (m ²)	Volume (m ³)	masse volumique (t/m ³)	Volume(t)
320	12	0	0	2	0
308	12	3866	46392	2	92784
296	12	4226	50712	2	101424
212	12	361	4332	2	8664
200	12	856	10272	2	20544
188	4	1000	4000	2	8000
total			35884		231416

Tableau II.7 : Calcul du volume de schiste à enlever.

Chapitre II : Appréciation des réserves du contour

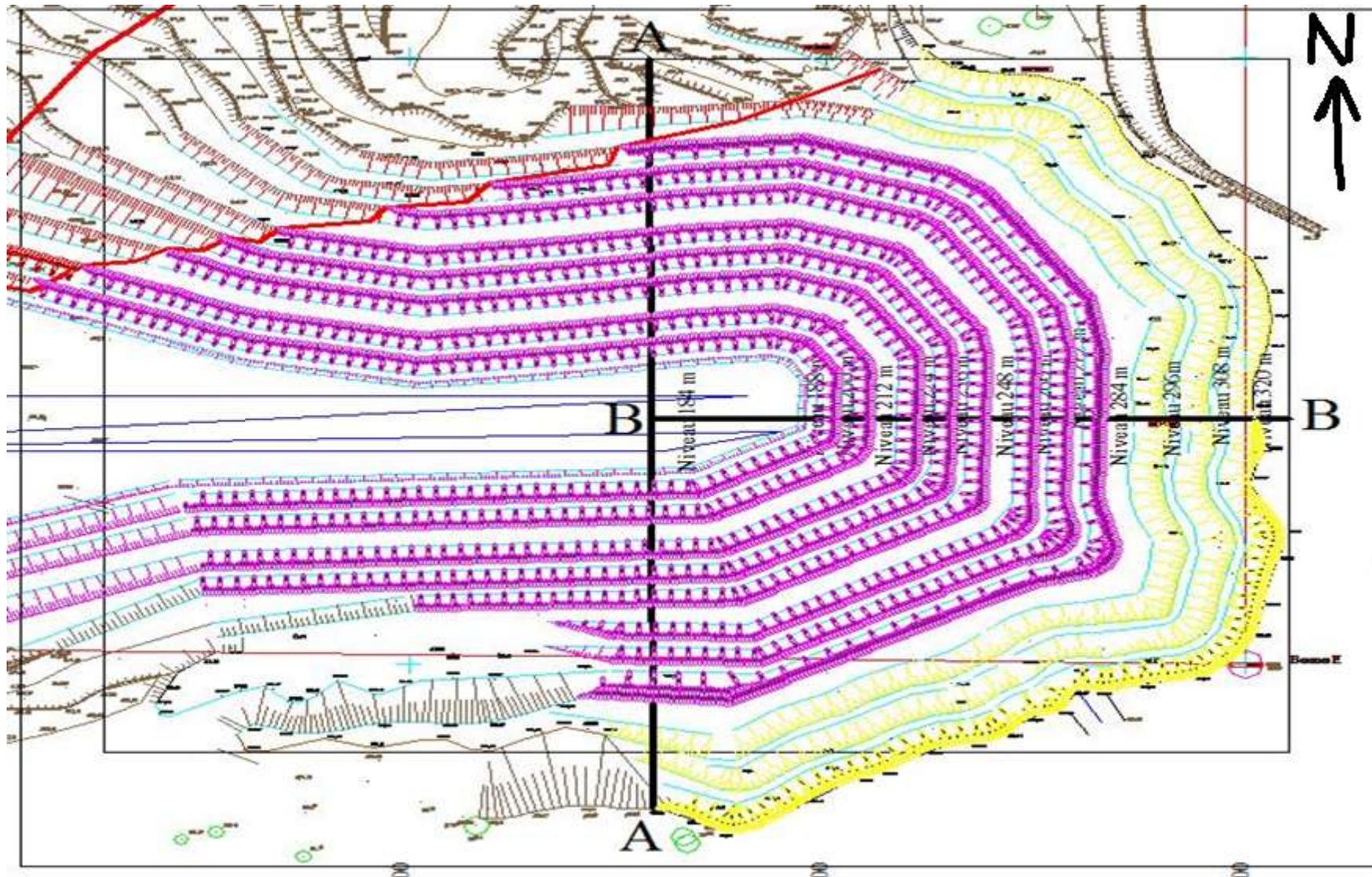


Figure II.11 : plan montrant les directions des profils A-A et B-B.

Chapitre II : Appréciation des réserves du contour

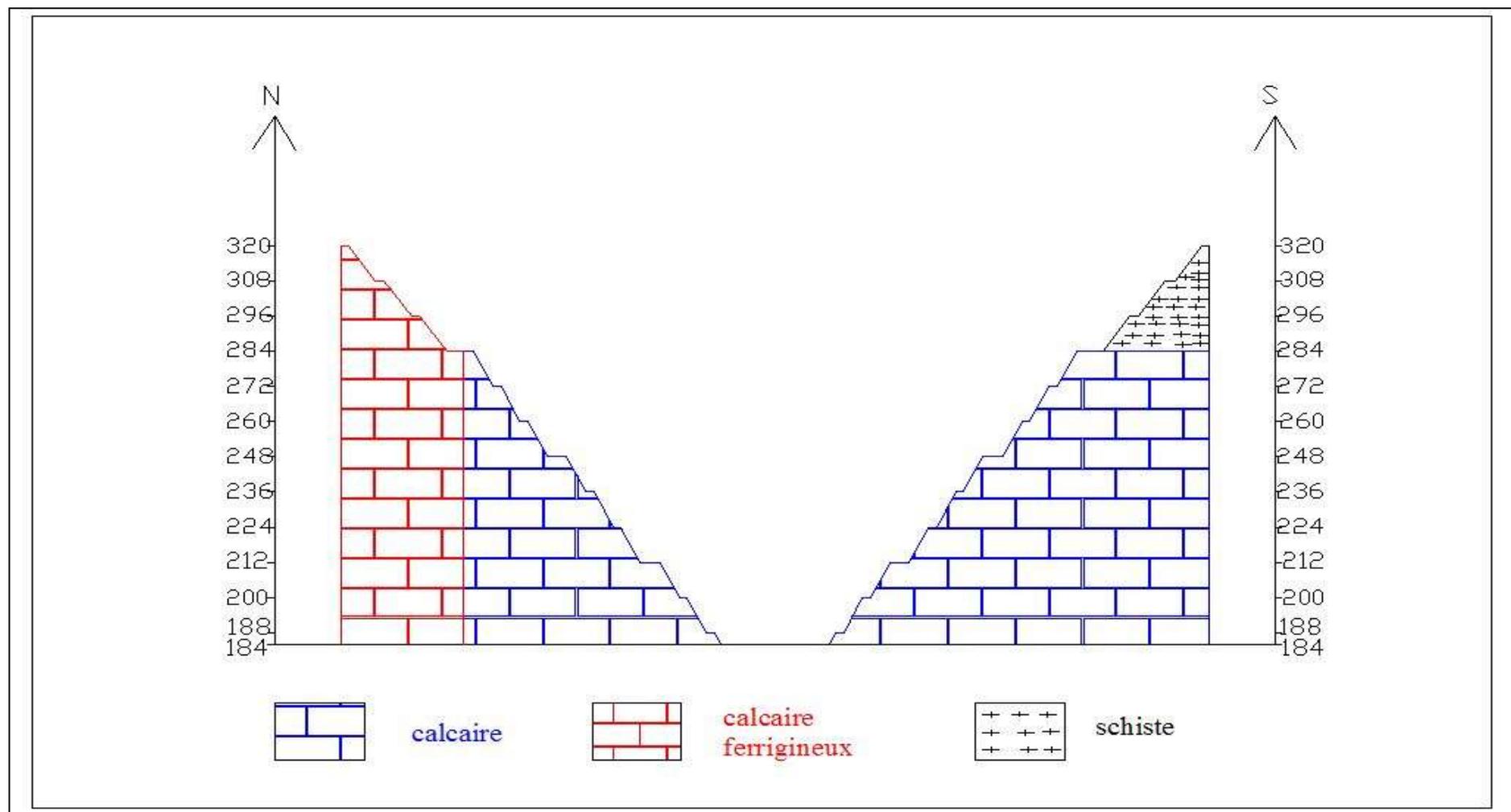


Figure II.13 : Profil A-A.

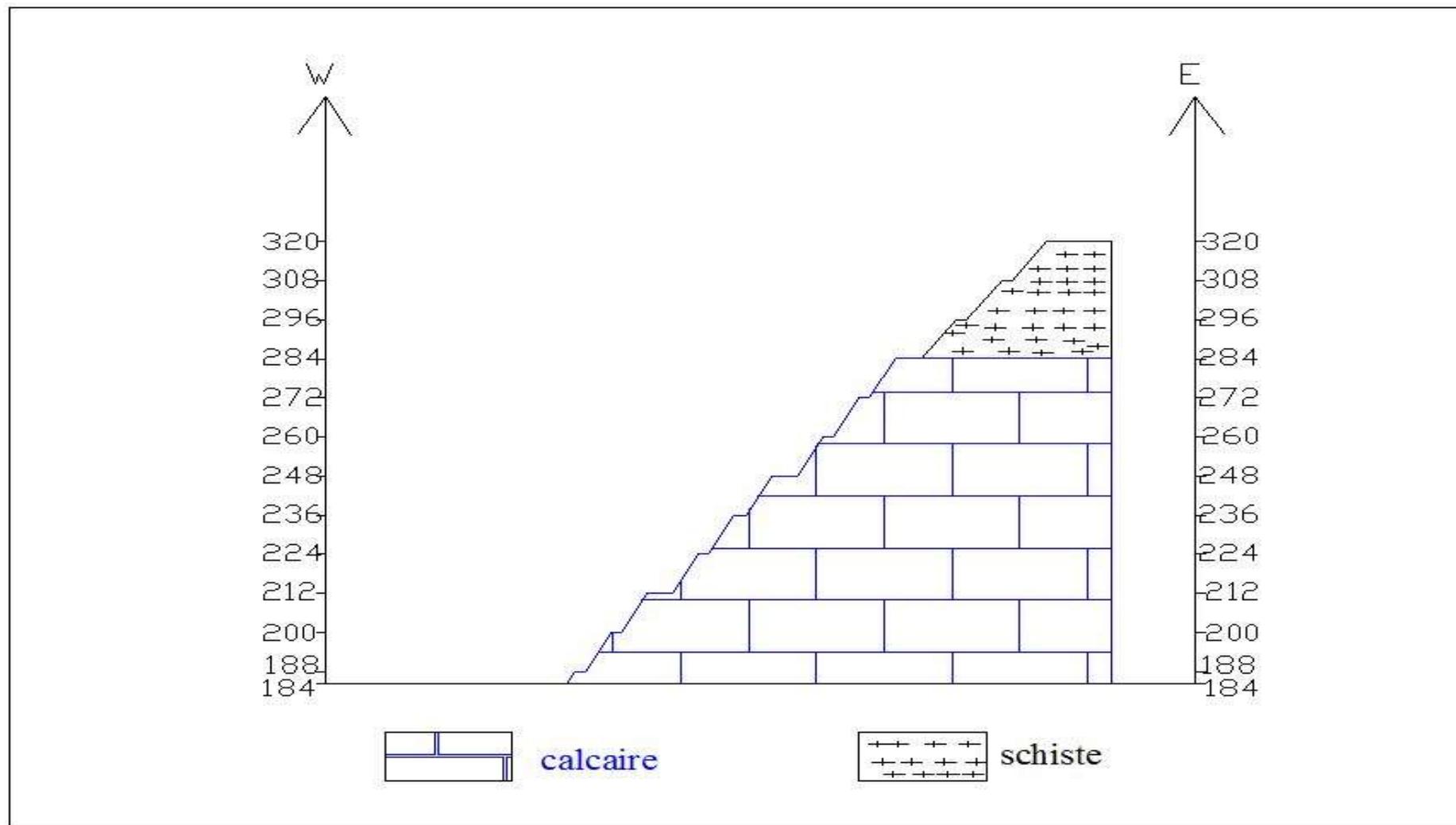


Figure II.11 : Profil B-B.

Chapitre III

Plan d'exploitation des réserves du contour de la carrière

III.1- Analyse de la production annuelle des réserves de contour de Keddara

Introduction

Compte tenu de différentes situations que ce soit géologiques ou la méthode d'exploitation ou autres, on ne peut pas extraire toute les réserves géologiques car il y aura toujours des pertes qu'on doit tenir compte.

Alors pour calculer les réserves qu'on peut extraire il faut multiplier les réserves géologiques par un coefficient d'extraction, ces réserves s'appellent réserves industrielles.

III.1.1- Réserves industrielles [11]

Les réserves industrielles sont calculées d'après la formule suivante :

$$Q_{\text{ind}} = Q_{\text{géo}} \times C_{\text{ext}} ; \text{ tonnes}$$

$Q_{\text{rés}}$: réserves géologiques (tonnes) ;

C_{ext} : coefficient d'extraction, $C_{\text{ext}} = 0.95 \div 0.97$;

Pour le gisement de Keddara on aura :

$$Q_{\text{ind}} = 4246132.72 \times 0.95 = 4033826.08 \text{ tonnes.}$$

$$Q_{\text{ind}} = 403\ 3826.08 \text{ tonnes.}$$

III.1.2- Production annuelle planifié [2], [11]

La quantité actuelle venant de Keddara au concasseur est $Q = 700\ 000$ tonnes/an.

A cause des rejets de 12% lors du traitement du minerai, la production annuelle en produit finie Keddara deviendra :

$$Q_{p\ f} = 700\ 000(1 - 0.12) = 616\ 000 \text{ tonnes/an.}$$

Si l'entreprise s'intéresse à avoir un produit fini de 700 000 t/an alors la quantité venant de Keddara au concasseur doit être :

$$Q_k = Q \times (1 + 0.12) = 700\ 000 \times 1.12 = 784\ 000 \text{ tonnes/an.}$$

Cependant compte tenu des pertes générales d'exploitation et de la possibilité de dilution nous devons avoir :

$$Q_{k.p} = Q_k \times \frac{1 + p}{1 - d} ; \text{ tonnes/an}$$

$Q_{k,p}$: la quantité de Keddara planifié (tonnes/an) ;

Q_k : la quantité de Keddara (tonnes/an) ;

P : les pertes, $P=1 \div 2\%$, on prend $P=1\%$;

d : la dilution, $d=1 \div 2\%$, on prend $d=1\%$.

$$Q_{k,p} = 784\,000 \times 1.01 / 0.99 = 799\,838 \text{ tonnes/an.}$$

On va calculer la quantité de Keddara planifié tout-venant $Q_{k,p,tv}$:

$$Q_{k,p,tv} = Q_{k,p} \times (1 + K_d) ; \text{ tonnes/an}$$

$$K_d = \frac{V_{stérile}}{V_{min\ erai}}$$

K_d : taux de découverte.

$$K_d = \frac{300960.8}{4246132.72} = 0.07$$

$$Q_{k,p,tv} = 799838 \times (1 + 0.07) = 855\,827 \text{ tonnes/an.}$$

Cependant pour atteindre cette quantité de production en tout-venant à la carrière de Keddara il faut l'optimisation des paramètres de plan de tir d'une part et l'analyse de la blocométrie après le tir d'autre part, cela permettra à notre avis de compenser les pertes d'exploitation et ainsi assurer la production demandée.

a- Production mensuelle

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

$$P_m = \frac{Q_{k,p,tv}}{n_m} ; \text{ tonnes/mois}$$

Où :

$Q_{k,p,tv}$: quantité de Keddara planifié tout-venant;

n_m : nombre des mois dans une année, qui est égal : 11 mois.

$$P_m = 855827 / 11$$

$$P_m = 77\,802 \text{ tonnes/mois.}$$

Et le volume nécessaire de la production mensuelle est :

$$V_m = \frac{P_m}{\gamma} ; \text{ m}^3/\text{mois}$$

Où :

γ : la densité absolue ; t/m³

$$V_m = 77802 / 2.69$$

$$V_m = 28\,923 \text{ m}^3 / \text{mois.}$$

Ce calcul n'est qu'un volume moyen de la production mensuelle à obtenir.

b- Production journalière

La production journalière par poste ($P_{j/p}$) est déterminée par la formule suivante :

$$P_{j/p} = \frac{Q_{k.p.tv}}{N_{j/p} \times N_j} ; \text{tonnes/p}$$

N_j : nombre de jours ouvrables par année, (326j);

$N_{p/j}$: nombre de postes par jour (1 poste).

$$P_j = 855827 / (326 * 1) = 2625 \text{ tonnes/j.}$$

$$P_{j/p} = 2625 \text{ tonnes/p.}$$

c-Production horaire

D'après la production journalière par poste de l'unité, on a un volume horaire à produire :

$$P_h = \frac{P_j}{n_h} ; \text{tonnes/p}$$

Où :

P_h : production horaire (tonnes/h) ;

N_h : nombre d'heures du travail par poste 9.5h.

$$P_h = 2625 / 9.5 = 276 \text{ tonnes/h.}$$

$$P_h = 276 \text{ tonnes/h.}$$

d- Durée de vie de la carrière

La durée de vie d'exploitation de la carrière est estimée par la formule suivante :

$$T_t = \frac{Q_{ind}}{Q_{k.p}} ; \text{ans}$$

Où :

Q_{exp} : les réserves exploitables (t);

$Q_{k.p}$: production annuelle planifiée (t/an).

$T_i = 4033826.08 / 799\ 838 = 5.04 \approx 5$ ans

$T_i = 5$ ans.

III.2- Technologie d'exploitation du gisement

On distingue les processus principaux de la technologie d'exploitation du gisement en quatre parties telles que :

1. Abattage des roches;
2. Chargement des roches;
3. Déplacement et transport des roches;
4. Mise à terril.

III.2.1- Abattage

Le choix de la méthode d'extraction des roches dépend essentiellement du type de la roche et des paramètres techniques des engins utilisés dans la carrière.

L'abattage des calcaires de la carrière de Keddara se fait à l'explosif à l'aide des tirs de mines sensiblement parallèles au talus des gradins.

III.2.1.1- Abattage à l'explosif

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

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

III.2.1.2- Plan de tir [2]

- 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 TEMEX I dont le diamètre de cartouche est de 65 mm (charge de pied) ;
- L'amorçage de la charge sera latéral par cordeau détonant de 12g/m linéaire et un détonateur micro retard (DMR), l'intervalle des retards est de 20 ms.
- Le branchement des charges sera en série.

III.2.1.3- Paramètres de plan de tir [2]

Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont 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.

III.2.1.3.1 - Diamètre du trou (d)

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant. L'implication du matériel est aussi en rapport avec le type de matériau défini par sa dureté et sa fracturation interne.

Dans ce projet on choisit le diamètre du trou selon le diamètre de la cartouche de l'explosif utilisé, donc le diamètre du trou est :

$$d = 89\text{mm.}$$

1) Choix du diamètre de foration

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs :

- Nature de la roche à abattre, dureté, abrasivité;
- Homogénéité, taille du massif;
- Production journalière désirée, fragmentation recherchée;

Performances techniques, prix et servitudes du matériel de foration;

2) Caractéristiques de foration de la carrière de keddara

la foration des trous dans la carrière de Keddara est réalisée par une Groupe de foration ATLAS COPCO ECM 580 Y n :02 pneumatiques sur chenilles avec marteau pneumatique hors du trou et récupération de poussières, pour forer des trous de 89 mm.

On mentionne la présence d'un autre groupe de foration TITON 400, actuellement en état d'arrêt.

Rendement de la foreuse [5]

La vitesse de foration qui est fonction de l'état de la roche et du diamètre du trou et de la profondeur est en moyenne de 0.42 m/mn (25m/h).

Le temps nécessaire à la foration d'un trou de 13.66 m de profondeur est de :

$$T_f = \frac{L}{V_f} = \frac{13.66}{0.42} = 32.5 \text{ mn.}$$

L : profondeur du trou (m) ;

V_f : vitesse de foration (m/mn).

Le rendement de la foreuse durant un poste de travail est déterminé par le nombre des trous,

qui est calculé par la relation suivante :

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

N_{trous} : nombre de trous, faits par la sondeuse (trous/poste);

T : durée d'un poste de travail (durée de poste de travail est 9.5h ; T = 570 mn);

- K_u : coefficient d'utilisation de la sondeuse, (0,85).

$$N_{trous} = \frac{570 \times 0.85}{32.5} = 14.9 \approx 15 \text{ trous/poste.}$$

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

$$N_s = \frac{P_a \times K_r}{N_{trou} \times N_{p/j} \times N_j \times Q_{trou}}$$

Où :

P_a : puissance de la carrière (la production souhaitée $P = 855\,827$ t/an).

k_r : coefficient de réserve de la sondeuse (1.2 ; 1.25); On prend $k_r = 1,22$;

N_{trous} : rendement de la sondeuse par poste (nombre des trous réalisés) ;

$N_{p/j}$: nombre de postes de travail par jour, ($N_{p/j} = 1$ postes) ;

N_j : nombre de jours de travail de la sondeuse au cours de l'année, ($N_a = 326$ jours) ;

Q_{trou} : Le volume (en tonne) de la roche abattu par un trou (320 t/trou).

$$N_s = \frac{855827 \times 1.22}{15 \times 1 \times 326 \times 320} = 0.67 \approx 1 \text{ sondeuse.}$$

Donc, une seule sondeuse est suffisante dans les travaux de foration.

Pour un meilleur rendement ce résultat peut être obtenu dans des conditions normales et pour une meilleure exécution de la production, il faut 02 sondeuses, lorsque un chariot est arrêté pour entretien préventif ou curatif l'autre le remplace.

III.2.1.3.2- Inclinaison du trou par rapport à la verticale (β)

L'inclinaison du trou est un paramètre très intéressant pour déterminer le bon foisonnement de la roche. La réglementation limite 10 à 20° l'angle du trou foré par rapport à la verticale. Pour notre cas on prend l'inclinaison de 15°. par rapport à la vertical donc 75° par rapport à la horizontale, Les avantages obtenus portent sur :

- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère;

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

III.2.1.3.3- Sous-foration (L_S)

La sous-foration sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, en créant les conditions normales de travail des engins de chargement.

$$L_S = 0.1 \times H_g; \text{ m}$$

$$L_S = 0.1 \times 12 = 1.2 \text{ m.}$$

III.2.1.3.4- Profondeur du trou (L_{tr})

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

$$L_{tr} = (H_g + L_S) / \sin \alpha$$

$$L_{tr} = (12 + 1.2 / \sin 75) = 13.66 \text{ m.}$$

III.2.1.3.5- Ligne de moindre résistance (W)

On donne le nom de la ligne de moindre résistance, la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Le diamètre (d) du trou donné en millimètre, la valeur maximale possible de résistance au pied de gradin (W_{max}) sera la suivante :

$$W_{max} = 40 \times d$$

$$W_{max} = 40 \times 89 \times 10^{-3}$$

$$W_{max} = 3.56 \text{ m.}$$

Dans la pratique, on pourra rarement atteindre W_{max} et une réduction de cette valeur sera nécessaire, suivant la valeur la plus ou moins grande précision du forage. Ces résistances vont, généralement, de 10 à 20%, en sorte que la résistance au pied de gradin prévu sera de:

$$W = W_{max} - [(3 \times D) / 1000 + (3 \times L_t) / 100]; \text{ (m)}$$

$$W = 3.56 - 0.66 = 2.9 \text{ m.}$$

III.2.1.3.6- Distance entre les trous dans une rangée (a)

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

$$a = 1,3 \times W.$$

Cette relation permet de déterminer la condition optimum de la rupture et de la fragmentation. En faisant varier les valeurs de a et de W de telle façon que le produit $a \times W$ reste constant, on obtiendra approximativement le même résultat. Cependant, la fragmentation sera modifiée par cette variation de la façon suivante :

- En augmentant a et en diminuant W , la roche est plus fragmentée, et les blocs sont plus petits;
- En diminuant a et en augmentant W , la fragmentation est moindre, et les blocs obtenus sont plus gros.

$$a = 1,13 \times 2.9 = 3.3 \text{ m.}$$

III.2.1.3.8- Distance entre les rangées(b)

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

$$b = 0,85 \times a$$

$$b = 0,85 \times 3.3 = 2.8 \text{ m.}$$

$$b = 2.8 \text{ m.}$$

III.2.1.3.9- Nombre de volée

Dans chaque tir on va diviser la quantité d'explosif par deux volées

III.2.1.3.10- Nombre de trou par tir

Le nombre des trous par tir est calculé d'après la formule suivant :

$$V_{\text{tir}} = V_m / N_{\text{tir}} = 28\,923 / 2 = 14461 \text{ m}^3 / \text{tir}$$

$$N_{\text{tr}} = V_{\text{tir}} / (W \times a \times Hg)$$

$$N_{\text{tr}} = 14461 / (2.9 \times 3.3 \times 12) = 125 \text{ trous}$$

Avec ;

V_m : volume mensuel (m^3) ;

N_{tir} : nombre de tir par mois ;

V_{tir} : volume abattu par tir ;

III.2.1.4- Répartition de charge

a- Charge explosif de fond (L_f)

La concentration de la charge de fond est donnée par la formule suivante :

$$L_f = (P_c \times 100) / L ; (\text{Kg} / \text{m})$$

Où :

P_c : poids de la cartouche ;($P_c = 2$ kg).

L : longueur de la cartouche ;($L = 50$ cm).

$$L_f = 4 \text{ kg/m.}$$

b- Hauteur de charge de fond théorique (H_{th})

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_{th} = 0.4 (L_t - H_0) ;(m)$$

Où :

L_t : longueur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

$$H_{th} = 4.12 \text{ m}$$

c- Hauteur réelle de charge de fond (H_f)

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_f = (N_r \times L) / 100 ;(m)$$

Où :

L : longueur de la cartouche ;($L = 50$ cm).

N_r : nombre de cartouches real ; qui est donné par la formule suivante :

$$N_r \approx N_{th} = (100 \times H_{th}) / L$$

Où :

N_{th} : nombre de cartouches théoriques ;

H_{th} : hauteur de charge de fond théorique ;(m)

L : longueur de cartouche ;(cm)

Donc :

$$N_{th} = 8.24 \Rightarrow N_r = 8$$

$$H_f = 4 \text{ m}$$

d- Poids de la charge de fond (Q_f)

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_f = N_r \times P_c ;(Kg)$$

Où :

N_r : nombre de cartouche réel ;

P_c : poids de la cartouche ;($p_c = 2$ kg)

$$Q_f = 16 \text{ kg}$$

e- Charge explosive de colonne (L_c)

La charge explosive de colonne a pour but d'abattre la partie de la roche au-dessus de la charge de fond. La concentration de la charge de colonne est donnée par la formule suivante :

$$L_c = (D / 2)^2 \times [(3.14 * \rho_{\text{exp}}) / 1000] ; (\text{Kg} / \text{m})$$

Où :

D : diamètre de trou ;(mm).

ρ_{exp} : densité d'explosif ;($\rho_{\text{exp}} = 0,90 \text{ g/cm}^3$)

$$L_c = 5,60 \text{ kg/m}$$

f- Hauteur de charge de colonne (H_c)

Elle est calculée par la formule suivante :

$$H_c = L_t - (H_0 + H_f) ; (\text{m})$$

Où :

L_t : profondeur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

H_f : hauteur de la charge de fond réel ;(m)

$$H_c = 6,3 \text{ m}$$

g- Poids de charge de colonne (Q_c)

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_c = (L_c \times H_c) + 3,14 \times \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 - \left(\frac{D_c}{2} \right)^2 \right] \times \frac{\rho_{\text{exp}} \times H_f}{1000} ; (\text{kg})$$

Où :

L_c : charge explosif de colonne ;(kg/m)

H_c : hauteur de charge de colonne ;(m)

D : diamètre de trou ;(D= 89 mm)

D_c : diamètre de la cartouche ;($D_c = 65 \text{ mm}$)

ρ_{exp} : densité d'explosif ;($\rho_{\text{exp}} = 0,90 \text{ g/cm}^3$)

H_f : hauteur de charge de fond réel ; (m)

$$Q_c = 45,72 \text{ kg}$$

h- Poids total d'explosif par trou (Q_{ch})

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

Donc; la quantité de charge d'explosifs dans un trou est :

$$Q_{ch} = Q_f + Q_c ; (Kg)$$

$$Q_{ch} = 61.72 \text{ kg}$$

i- Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou (H_{ch})

La longueur totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme entre la longueur d'explosif de colonne et de pied.

Donc, la longueur totale de la charge d'explosif dans un trou :

$$H_{ch} = H_f + H_c ; (m)$$

$$H_{ch} = 10.3 \text{ m}$$

j- Consommation spécifique d'explosif (Q_s)

La consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche. Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif, g/m^3 nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation. La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$Q_s = (Q_{ch} \times 1000) / (W \times a \times H_{gr} \times \gamma) ; (\text{g/tonne})$$

Où :

Q_{ch} : poids total d'explosif par trou ;(kg)

W : banquette pratique ;(m)

a : espacement entre les trous de mine ;(m)

H_{gr} : hauteur de gradin ;(m)

γ : densité de la roche abattu ;($\gamma = 2,69$)

$$Q_s = 200 \text{ g/tonne}$$

k- longueur de bourrage (L_b)

$$L_b = L_t - L_{ch}$$

$$L_b = 13.6 - 10.3 = 3.3 \text{ m}$$

L- Amorçage

On donne le nom d'amorçage à l'opération consistant à placer un allumeur dans une charge explosive, afin qu'elle soit prête à être mise à feu. Un bon amorçage doit satisfaire aux conditions suivantes :

- L'amorçage doit être soigneusement attaché à l'explosif, afin d'éviter que, durant le chargement, elle ne soit arrachée de sa position. Elle doit être enfoncée intégralement dans l'explosif, pour ne pas être cognée contre les parois du trou lors du chargement;
- L'amorçage doit être dans la position convenant le mieux dans la charge, pour donner les meilleurs résultats;
- Les fils et les cordeaux ne doivent jamais être sujets à des tensions trop fortes,
- L'amorce doit être à l'épreuve de l'eau si nécessaire;
- L'amorçage doit avoir une forme et une position qui permettent un chargement parfait.

Cordeau détonant

Il est constitué d'une âme de penthrite en poudre enrobée dans un textile puis dans une gaine en matière plastique. Le cordeau détonant rend de grands services lors des travaux de minage. Il sert principalement à :

- L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact;
- L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois;
- L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation;
- Dans les trous de mines profonds où les charges explosives sont étalées et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation.

Dans notre plan de tir, on choisit le cordeau détonant de type : Onacord 1, qui est disponible à l'ONEX, ses caractéristiques, sont :

- Nature : cordeau détonant 12 gr/m;
- Couleur : rouge;
- Etanchéité à l'eau : très bonne;
- Vitesse de détonation : 6500 m/s (min).

Amorçage du cordeau détonant

Pour amorcer un cordeau détonant, il suffit d'attacher l'extrémité libre du cordeau détonant à un détonateur pyrotechnique ou une amorce électrique.

- Amorce électrique instantanée ou à retard ;
- Cordeau détonant dont la mise à feu peut être faite par détonateur n°8ou amorce électrique ;

L'amorce d'une cartouche est réalisée par l'introduction du détonateur dans l'axe de celle-ci ou encore par la fixation solide de la cartouche au cordeau détonant. La cartouche ainsi préparée est appelée cartouche amorce.

Classifications des Détonateurs électriques

Les détonateurs ou couramment les amorces électriques sont classés selon leur temps de réaction à l'impulsion électrique en :

1. Détonateurs électriques instantanés D.E.I.
2. Détonateurs électriques à retard D.E.R.
3. Détonateurs électriques Micro-Retard DMR.

Pour notre plan de tir on utilise le détonateur Micro-Retard, pour les avantages décrits ci-dessous :

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement de l'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des micro-retards lors des tirs programmés aux environs des constructions ;
- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur et de laisser ainsi des cartouches inexplosées au front de taille ou dans les déblais;
- La possibilité d'orienter l'onde de choc pour la création d'un dégagement. Le tir sera branché en série et réalisé avec détonateur Micro-Retard (DMR) de 20 ms, nombre de retard est 12 et résistance ohmique par détonateur est 1,5 ohm.

III.2.1.5-Protection des constructions et la Projection des roches [15]

les gradins d'exploitation sont en contre bas et que les charges d'explosif ne sont pas superficielles d'autre part, le rayon de la zone 5 déterminé par la formule usuelle devra être corrigé par un coefficient K de valeur 2 conformément au tableau de l'annexe de l'arrêté interministériel du 10 Août 1993 portant « conditions d'isolement des établissements de production ou de conservation des substances explosives » et notamment celui relatif aux distances de sécurité entre « siège possible d'explosion » et « siège exposé ». Donc R5 corrigé est de 400 m.

$$R_i = k_i Q^{(1/3)} \text{ ----- } i = 1 \text{ à } 5$$

$$k_5 = 44$$

$$R_5 = 400m$$

donc

$$Q = \frac{R}{k_5}^3$$

$$Q = 750Kg$$

a- Protection des constructions à effets de l'onde de choc.

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

$$V = k \left(\frac{Q}{R^{1.5}} \right)^{0.5}$$

V : est la vitesse d'oscillation (mm/s), pour les habitations V doit être ≤ 100 mm/s ;

K : est l'Aptitude de distribution d'onde de choc de la roche ; pour les roches dure K=400 ;

Q= la charge instantanée d'explosif (Kg) ;

R= Distance par rapport au site, (dans notre cas R=500 m).

$$Q = \left(\frac{V}{K} \right)^2 * R^{1.5} = 700 \text{ kg}$$

Q=700 Kg.

De cette charge, il convient de retenir la plus faible autrement dit 700 kg.

Les habitations, routes et autres infrastructures socio-économiques sont en dehors de la zone de sécurité.

Cette organisation reste subordonnée à la confection et à la maîtrise d'un Plan d'exploitation de la carrière en adéquation avec l'art minier.

b- Projection des roches

Cinq zones de dangers Z1 à Z5 sont identifiés et dont les dommages prévisibles sont présentés dans le tableau ci-après :

Zone	Dommages prévisibles aux personnes	Dommages prévisibles aux biens
Z ₁	Blessures mortelles dans plus de 50% des cas	Dégâts très graves
Z ₂	Blessures graves pouvant être mortelles	Dégâts importants
Z ₃	Blessures	Dégâts moyens
Z ₄	Possibilité de blessures	Dégâts légers
Z ₅	Très faibles possibilités de blessures légères	Dégâts très légers

Tableau IV.1 :Dommages prévisibles aux personnes selon les zones de dangers.

Ces zones de dangers selon le Décret Présidentiel N° 90-198 du 30 juin 1990 portant réglementation des substances explosive sont des cercles concentriques de rayons R1, R2, R3, R4 et R5 de valeurs ci-après :

Pour la charge instantanée retenue de 700 Kg les rayons sont les suivants :

Zones	Rayon en m (Cas d'une Charge superficielle)	Rayon corrigé en m (Cas d'une Charge en contre bas)
Z ₁	44	22
Z ₂	71	36
Z ₃	133	67
Z ₄	195	98
Z ₅	391	195

Tableau IV.2 : Rayons des zones de dangers correspond aux type de charge.

Ces valeurs montrent que la condition du respect d'une distance de sécurité de 200 m nécessite une charge instantanée de 700 Kg.

Pour notre cas la charge instantanée est de l'ordre de 300 Kg ce qui confirme la sécurité de tir.

III.2.2- Chargement [2], [5]

Le chargement dans les carrières et les mines à ciel ouvert représente une opération très importante dans l'extraction et environ 15% à 20% du prix de revient de l'extraction dans l'exploitation à ciel ouvert, c'est pour cette raison il faut bien choisir les engins les plus efficaces qui donnent un bon rendement.

III.2.2.1- Capacité de godet de la chargeuse

Pour la carrière de Keddara on a deux (02) pelles chargeuses sur pneus (une KOMATSU WA600 de 6 m³ de capacité de godet et une pelle CATERPILAR de 7 m³ de capacité de godet).

III.2.2.2- Rendement de la chargeuse

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

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \times \gamma \times K_u}{t_c \times K_f} ; \text{t/poste}$$

Où :

V : la capacité du godet de la chargeuse en (m³).

K_f : coefficient de foisonnement (K_f = 1,6).

K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse (K_r=0.85) ;

T : durée d'un poste de travail (T = 9.5 heures) ;

γ : masse volumique apparente; γ = 1.45 T/m³ ;

K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail (K_u = 0.70)

t_c : durée d'un cycle de chargement ; t_c=40 s

t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv} (s) = 20+8+4+8= 40 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 $t_r = 20s$.

t_{pc} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement; $t_{pc} = 08s$.

t_d : temps de déchargement du godet ; $t_d = 04s$.

t_{pv} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus). $t_{pv} = 08s$.

Donc le rendement des chargeuses :

- CATERPILAR de 7 m^3

$$R_c = \frac{3600 \times 7 \times 0.85 \times 9.5 \times 1.45 \times 0.7}{40 \times 1.6} = 3227 \text{ t/poste .}$$

$$R_c = 3227 \text{ t/poste.}$$

- KOMATSU WA600 de 6 m^3

$$R_c = 2766 \text{ t/poste.}$$

III.2.2.3- 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 suivante :

$$N_g = \frac{Q_c \times K_f}{V \times K_r \times \gamma}$$

Avec :

Q_c : capacité du camion (BEML BH50M), $Q_c = 40 \text{ t}$;

K_f : coefficient de foisonnement, $K_f = 1,6$;

V : capacité du godet de la chargeuse, $V = 6 \text{ et } 7 \text{ m}^3$;

K_r : coefficient de remplissage du godet, $K_r = 0,85$;

γ : Poids volumique de la roche $\gamma = 2,69 \text{ t/m}^3$.

- Pour la chargeuse CATERPILAR de 7 m^3 : $N_g = \frac{40 \times 1.6}{7 \times 0.85 \times 2.69} = 3.99 \approx 4 \text{ godets.}$

- Pour la chargeuse KOMATSU WA600 de 6 m^3 : $N_g = \frac{40 \times 1.6}{6 \times 0.85 \times 2.69} = 4.66 \approx 5 \text{ godets.}$

III.2.2.4- 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 la chargeuse. $t_c = 40$ secondes ;

N_g : nombres de godets nécessaires pour le chargement d'un camion.

- Pour la chargeuse CATERPILAR de 7 m^3 : $T_{ch} = 40 \times 4 = 160\text{s}$

- Pour la chargeuse KOMATSU WA600 de 6 m^3 : $T_{ch} = 40 \times 5 = 200\text{s}$.

III.3.2.5- Nombre des chargeuses nécessaires pour assurer la production

L'opération de chargement est opérée sur 19 jours.

Le nombre de pelles chargeuses nécessaire est donné par la formule suivante:

$$N_{ch} = \frac{P_j \times K_i}{R_{ch}}$$

N_{ch} : nombre de pelles chargeuses ;

P_j : la production journalière chargée ; $P_j = 77802/19 = 4095\text{t/j}$;

K_i : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2, on prend $K_i = 1.1$) ;

R_c : rendement de la pelle chargeuse durant un poste de travail ;

Sur la base d'une pelle chargeuse KOMATSU WA600 de 6m^3 :

$$N_{ch} = \frac{4095 \times 1.1}{2766} = 1.63 \approx 2 \text{ chargeuses.}$$

III.2.3- Transport [2], [5]

L'un des processus principaux dans les carrières (mines à ciel ouvert) est le transport des minéraux utiles et des roches stériles, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30% à 70%.

Le but principal du transport dans les carrières est le déplacement de la masse minière des chantiers d'abattage aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réceptions des stations de concassage pour le traitement des minéraux utiles.

III.2.3.1-Rendement d'un camion

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

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

Où :

Q_c : capacité de la benne du camion (40 tonnes),

T : la durée d'un poste de travail ($T = 9.5$ heures) ;

k_{ch} : coefficient de chargement du camion ($k_{ch} = 0.85$) ;

t_c : le temps de réalisation d'un cycle ;

$t_c = T_{ch} + T_{tr} + T_d + T_m = 22 \text{ min} = 1320 \text{ s}$;

T_{ch} : temps de chargement du camion;

T_{tr} : temps du trajet (en charge et à vide) ;

T_d : temps de déchargement du camion;

T_m : temps de manœuvre ;

Donc, Le rendement du camion est de :

$$R_c = \frac{3600 \times 40 \times 9.5 \times 0.85}{1320} = 880.9 \approx 881 \text{ t/poste .}$$

III.2.3.2-Nombre des camions nécessaires pour assurer la production

L'opération de transport est opérée sur 19 jours.

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

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

N_c : nombre de camions ;

P_j : la production journalière souhaitée à transporter; $P_j = 77802/19 = 4094 \text{ t/j}$;

K_i : coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2 on prend $K_i = 1.1$) ;

R_c : rendement du camion durant un poste de travail ; $R_c = 881 \text{ t/poste}$.

$$N_c = \frac{4094 \times 1.1}{881} = 5.11 \approx 6 \text{ camions.}$$

Il faut tenir compte aussi d'un camion en réserve pour garantir la production de la carrière. Donc, il faut six (07) camions pour assurer la production souhaitée, la carrière de Keddara possède quatre (04) camions (dumpers) de capacité 40 tonnes chacun qui ne sont pas suffisants pour assurer la production souhaitée.

III.2.4- Mise à terril

La mise à terril est un processus de déplacement des stériles et leur dépôt sur des terrains spécialement réservés.

Le transport des roches de découverte dans la carrière de Keddara, s'effectue par un bulldozer et dumpers.

Chapitre IV

Travaux d'arpentage des mines

Introduction

L'unité ALGRAN de Keddara est composée de trois sites :

- Keddara en phase de finition ;
- Ifri en phase de commencement ;
- Mhana en phase de projection.

L'organisation des travaux d'arpentage des mines doit être effectuée en vue d'assurer l'exploitation simultanées concernera des sites de Keddara, d'Ifri et Mhana. Cependant, vue la limitation dans le temps nous allons notre projet se penchera plus particulièrement à l'assurance technique et l'exploitation des réserves du contour de Keddara.

La carrière de Keddara est située à faible profondeur ($H=136$ m) avec un coefficient de découverte ($k_d= 0.07$). Sa forme et la technologie empruntée pour l'extraction des calcaires gisant sous une couche de schiste d'épaisseur ($h= 36$ m), couverte par une mince couche d'argile ($h=1$ m) ont permis l'utilisation d'un système d'exploitation simple dans l'évolution des fronts de haut vers le bas en direction W-E.

L'exploitation, commencé en 1978 est presque à son apogée. L'état exact de la carrière de Keddara arrêté par le plan prévisionnel 2012 nous servira de base pour notre travail.

Notre projet concerne donc l'assurance, le suivi, le contrôle technique de la poursuite de l'exploitation de la carrière de Keddara, jusqu'à sa limite.

En d'autres termes, à travers les mesures géométriques et leur développement, nous avons la mission d'établir et de fournir à chaque étape et pour chaque niveau une documentation graphique minière indispensable pour mener en sécurité et avec rentabilité économique, au moindre perte et dilution des réserves de contour de Keddara.

Cette documentation graphique est répartie en documents structuraux et en documents qualitatifs. Ce document doit refléter l'état exact de tout élément topographique, géologique, hydrographique et minier et aussi que la structure, la qualité et les conditions d'usage, et les réserves.

A travers ces documents on peut réaliser le contrôle et la gestion des mouvements des réserves, l'assurance de la stabilité des échantillons, la préservation de l'environnement et la résolution des tâches spécifiques et diverses liées à la planification et autres.

Sur la base de cette documentation graphique le géomètre arpenteur dans cette phase de liquidation de la carrière de Keddara doit :

- Assurer les levés horizontaux et verticaux de toute la carrière et établir la documentation graphique nécessaire et sa mise à jour périodique ;
- Exécuter les levés et la documentation des terrils ;

- Contrôler les mouvements des réserves et calcul des volumes extraits, des pertes et de dilution ;
- résoudre des tâches spécifiques : plan des travaux miniers et divers problèmes géométriques ;
- assurer et contrôler la stabilité des ouvrages miniers...etc.

Pour accomplir ces tâches en ce qui concerne Keddarail faut :

- une base d'appui et de levé ;
- Une organisation de service d'arpentage des mines avec prévision d'être à la hauteur d'assurer les trois sites en matière de travaux d'arpentage.

IV.1- Réseaux d'appui et de levé

IV.1.1- Réseaux d'appui

C'est l'ensemble de points fixes sur le terrain dont leurs coordonnées sont déterminées, ces points de réseaux d'appui peuvent émaner de la densification des réseaux supérieurs ou bien en absence de ces réseaux supérieurs ils peuvent être produits de l'établissement d'un réseau indépendant d'arpentage des mines.

L'établissement des réseaux d'appui indépendants ou sur la base de la densification du canevas supérieur peut être réalisé par les méthodes planimétriques et altimétriques suivantes :

a) planimétriques

- Microtriangulation
- Polygonation du 1^{er} et 2^{ème} sous-ordre

b) altimétriques

- nivellement géométriques
- nivellement trigonométriques en cas des reliefs accidentés

La microtriangulation consiste à établir des chaînes de triangles dont sont mesurés tous les angles internes de triangles et les côtés de sortie d'appui avec une direction connue.

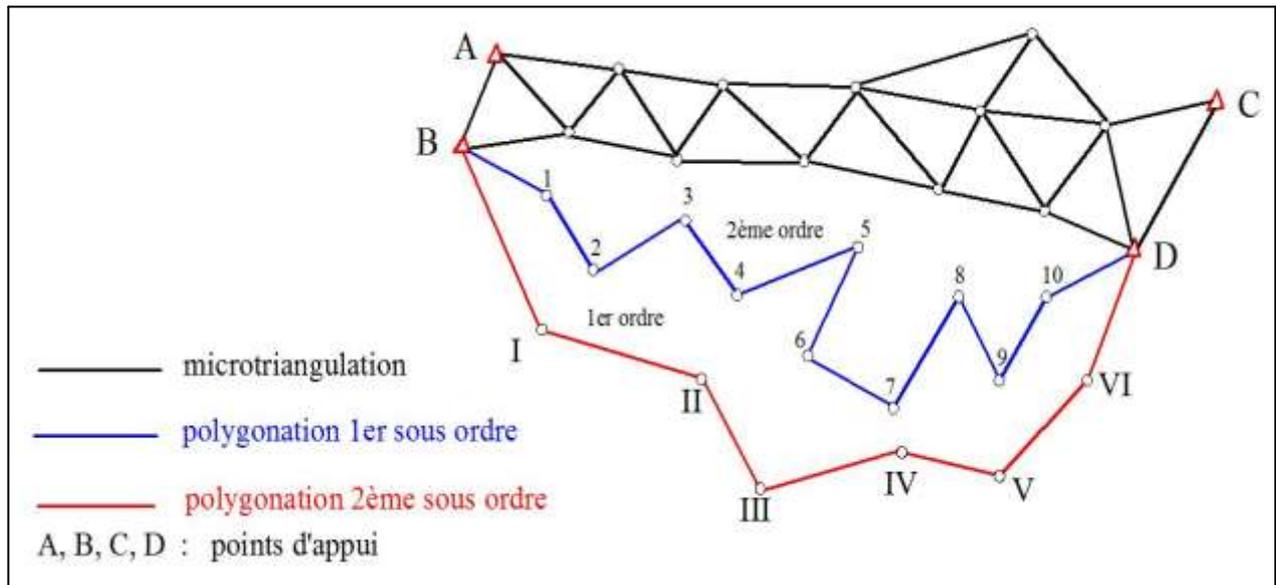


Figure IV.1 : Etablissement des réseaux d'appui.

La polygonation est exécutée sous forme des polygones ouvert, encadré ou antenne dont on mesure tous les angles gauches et les distances entre les point voir la figure IV.1 (B I II III polygonation du 1^{er} sous ordre, B 123 polygonation du 2^{ème} sous ordre)

Les caractéristiques des réseaux d'appui sont données dans le tableau IV.1

Exigence sur la polygonation	4 ^{ème} ordre (km)	1 ^{er} sous ordre (km)	2 ^{ème} sous ordre (km)
La longueur max			
- d'un canevas indépendant	10	5	3
- entre un point d'appui et un point nodal	7	3	2
- entre les points nodaux	5	2	1.5
- périmètre max du polygone	30	15	9
largeur du côté			
- maximum	2	0.8	0.35
- optimale	0.5	0.3	0.2
- minimale	0.25	0.12	0.08
Nombre de côté dans le réseau	15	15	15
Erreur relatif de mesure de longueur	1/25 000	1/10 000	1/50 000
Erreur moyenne quadratique des mesures des angles	2"	5"	10"
Erreur de fermeture	$5\sqrt{n+1}$	$10\sqrt{n+1}$	$20\sqrt{n+1}$

Tableau IV.1 : Caractéristiques des réseaux d'appui.

Dans notre cas nous avons mis en évidence tout autour de la carrière de Keddara les deux points d'appui suivants :

point	E	K
X	6384.26	6333.88
Y	769.46	965.77
Z	329.5	317.56

Tableau IV.2 :Coordonnées de réseau d'appui de la carrière de Keddara.

IV.1.2- Réseaux de levés

C'est l'ensemble des points à partir desquelles on exécute les levés topographiques.

La précision de l'établissement des réseaux de levés se détermine à partir de l'erreur graphique de l'échelle dont la valeur moyenne est 0.2 mm sur le plan. L'erreur moyenne de la position des points des réseaux plans de levés par rapport aux proches points des canevas d'Etat ne doit pas être supérieure à 0.1 mm à l'échelle de l'établissement des plans pour les levés topographiques dans des régions ouvertes et 0.15 mm pour les régions de forêt (difficilement pénétrables) ;

L'erreur moyenne de détermination d'altitudes des points des réseaux de levés par rapport aux proches repères d'Etat ne doit pas dépasser pour les régions planes 1/10 et pour les régions montagneuses 1/5 de l'équidistance.

Les réseaux de levés s'établissent par des méthodes différentes, parmi elles :

- Les Cheminements au théodolite (fermé, encadré, antenne) ;
- Les relèvements directs et indirects ;

IV.1.2.1- Cheminements au théodolite

Le cheminement au théodolite est un réseau rattaché au réseau d'appui, formé des points fixables sur le terrain dont on détermine leurs coordonnées.

a- Cheminement fermé

Un cheminement est dit fermé lorsqu'on commence le cheminement d'un point connu pour en finir au même point (voir la figure IV.2).

b- Cheminement encadré

Un cheminement est dit encadré lorsque il s'agit de commencer le cheminement d'un point connu en coordonnées et stationnable pour en finir a un autre point connus en coordonnées et stationnable aussi (voir la figure IV.2, le cheminement AB).

c- Cheminement antenne

Le cheminement est dit antenne lorsqu'on commence le cheminement d'un point connu pour établir au maximum 4 points.

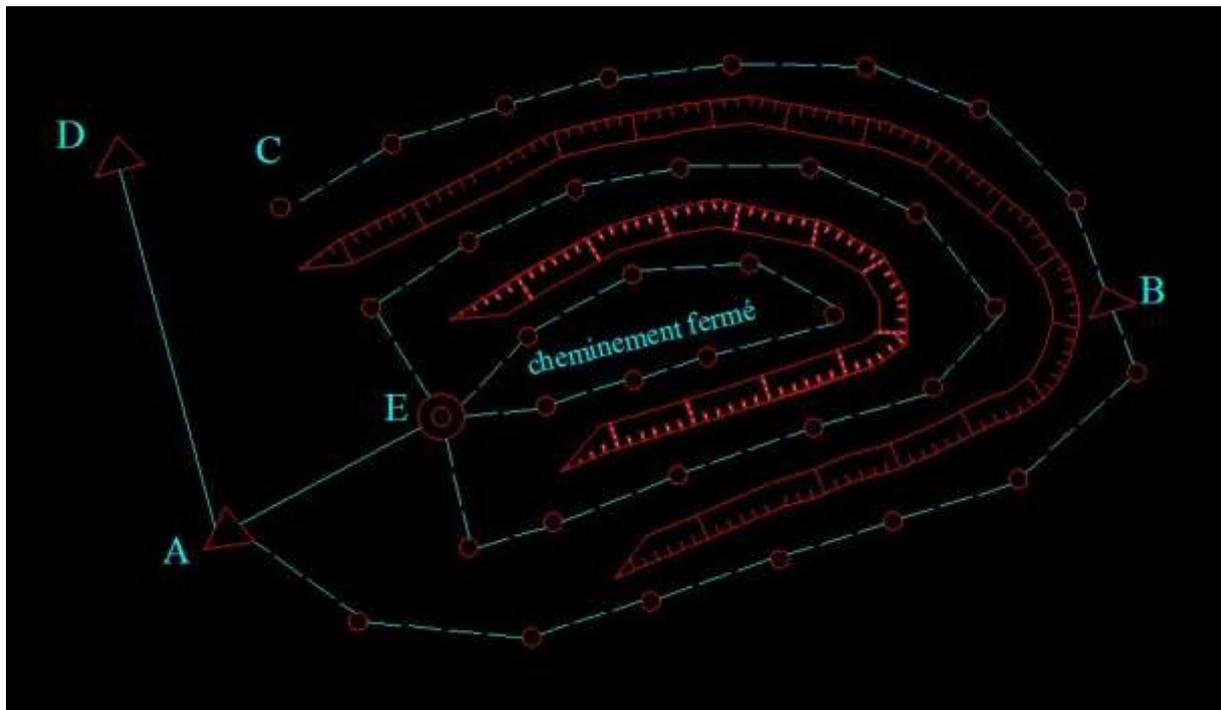


Figure IV.2 : Les cheminements au théodolite (fermé, encadré).

Les processus d'établissement des cheminements sont les suivants :

- Reconnaissance de terrain ;
- Implantation des points ;
- Mesures géométriques ;
- Développement des mesures géométriques ;
- Calcul des coordonnées ;
- Report de ces points sur le plan.

IV.1.2.2- Relèvements directs et indirects

Un point relevé est un point stationné depuis lequel l'opérateur effectue un tour d'horizon sur des points anciens connus (figure IV.3). L'opérateur lit les angles suivants :

$$AMB = \alpha = L_B - L_A$$

$$AMC = \beta = L_C - L_A$$

$$AMD = \gamma = L_D - L_A$$

$$AME = \delta = L_E - L_A$$

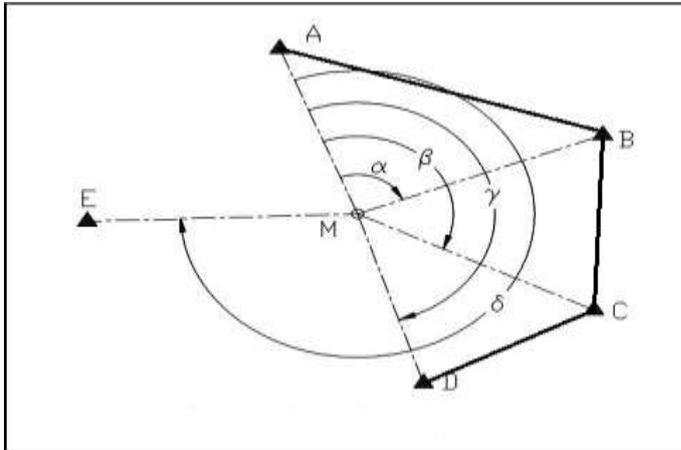


Figure IV. 3 : Relèvement.

Le relèvement est direct lorsque on vise d'un point inconnu vers un point connu, et indirect dans le cas inverse.

IV.3- Levés de détail

Vu la configuration de la carrière de Keddara on peut utiliser les levés de détail suivants :

IV.3.1- Levés tachéométriques

Le levé tachéométrique c'est le procédé des levés horizontaux et verticaux au terme desquels on dresse le plan de la représentation des objets, du contour et reliefs du terrain.

La spécificité du levé tachéométrique est que d'une seule station on détermine sur le champ trois éléments (cercle gauche, cercle droite, distance) des points visés, à l'aide d'une mire maintenue verticalement sur les dénivelés.

Le levé tachéométrique se repose également sur le cheminement au théodolite ou tachéomètre.

IV.3.3-Méthodes polaires

A partir d'un point connu et une direction on peut déterminer les coordonnées des points qui l'entourent en mesurant l'angle horizontal et la distance.

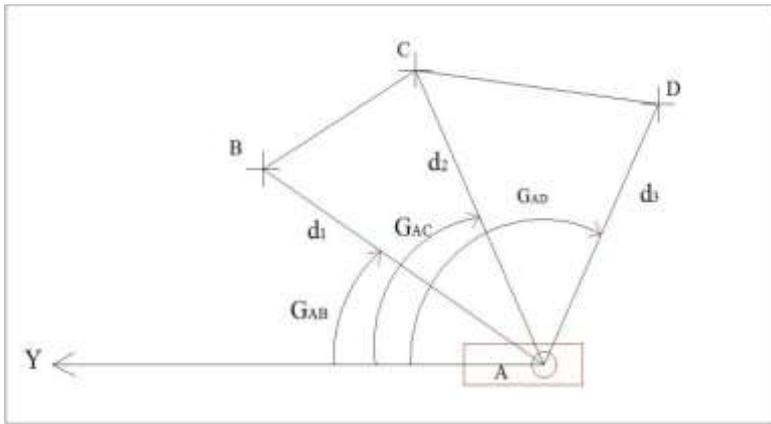


Figure IV.4 : La méthode polaire.

Pour faire les réseaux de levés de la carrière de Keddara on peut s'appuyer sur les points E et K tel indiqué sur le plan topographique, vu la configuration de la carrière et la disposition des points d'appui ces réseaux de levé peuvent être réalisés par les cheminements au théodolite où par les relèvements directs et indirects où par les méthodes polaires.

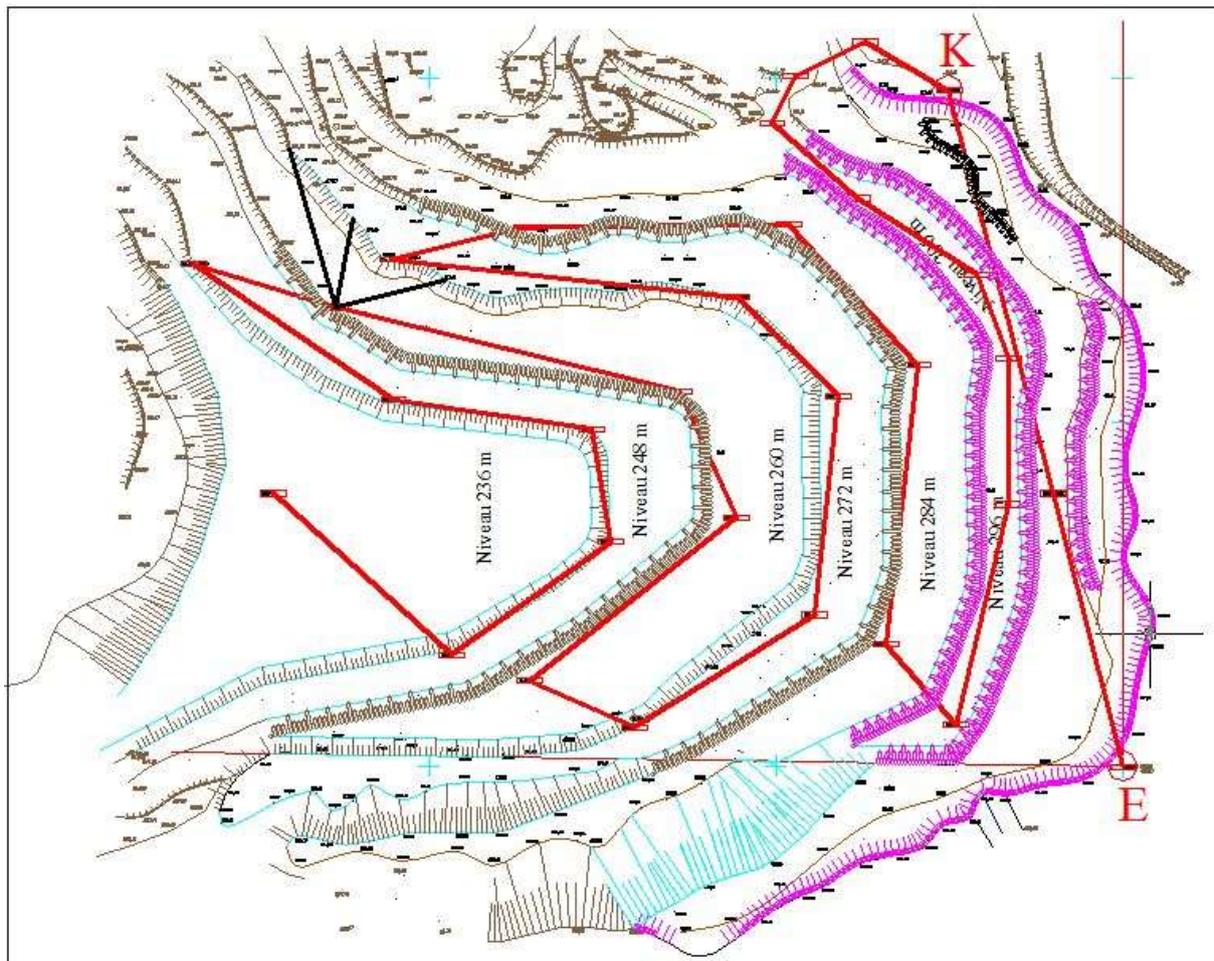


Figure IV.5 : Etablissement d'un réseau d'appui et de levé pour la carrière de Keddara.

IV.3- Travaux spécifiques d'arpentage des mines

- Planification ;
- Implantation sur le terrain ;
- Contrôle d'exécution ;
- Levé après le tir ;
- Levé après ledéblayage ;
- Calcul des réserves ;
- Calcul de volume extrait et dilution.

Les figures IV.6, IV.7 montre respectivement l'implantation du plan de tir sur le terrain et le levé après le déblayage.

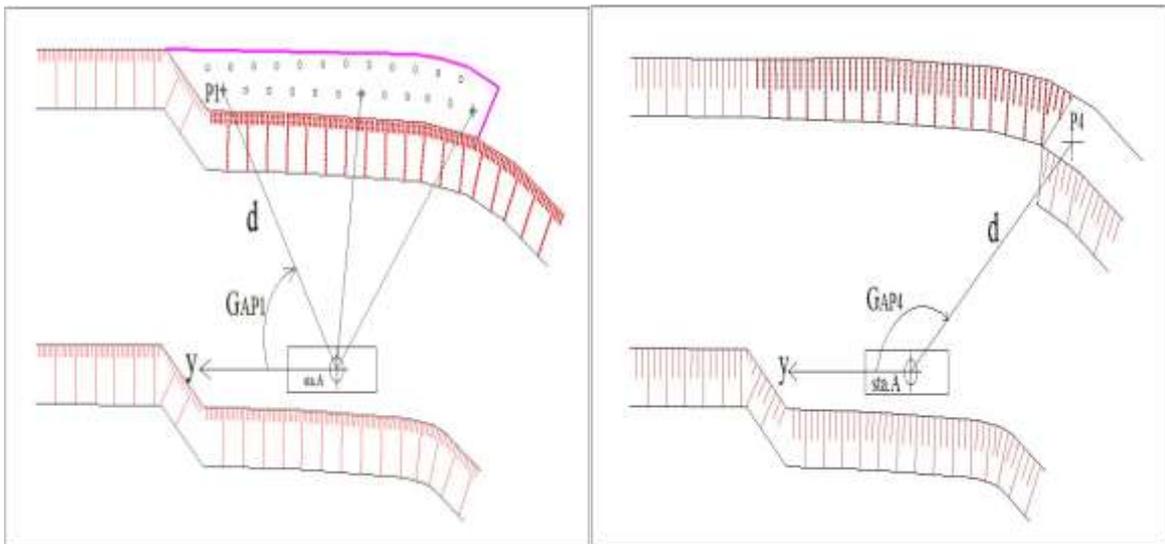


Figure IV.5 : implantation du plan de tir sur le terrain.

Figure IV.6 : mise à jour du plan topographique après le déblayage.

IV.4- Mise à jour périodique des documents graphiques miniers

Lors des travaux d'exploitation, il faut faire une mise à jour périodique de l'état d'avancement des gradins sur le plan topographique.

IV.5- Etude suivi et contrôle de la stabilité des talus des gradins et des bords de la carrière

Pour la carrière de Keddara étant donné que nous planifions l'exploitation des réserves des contours, il nous faut obligatoirement réaliser les levés des talus et des bords de la partie enlevée afin de contrôler les angles d'inclinaison et les plates-formes assurant la stabilité de ces éléments.

IV.6- Organisation des services d'arpentage des mines

Pour l'organisation des travaux d'arpentage des mines de la carrière de Keddara nous avons mentionné plus haut qu'il est indispensable de concevoir le service d'arpentage des mines à la fois pour les trois sites Keddara, Ifri et Mhana.

Dans ce cas-là, nous proposons :

- Un géomètre arpenteur avec trois (3) techniciens et trois (3) manœuvres ;
- Trois (3) tachéomètres de précision pas moins de 1" à 10" .
- Trois niveaux techniques avec leurs accessoires ;
- Six mires centimétriques de 3 m de longueur ;
- Une dizaine de jalons de 2 m ;
- 2 théodolites électroniques ;
- Un véhicule de déplacement ;
- Une salle de matériels ;
- GPS, boussoles électroniques.

CONCLUSION GENERALE

Au terme de notre projet de fin d'études qui nous a permis de cadrer le cadre géologique et minière afin de procéder à l'exploitation des réserves restantes sur la base des travaux d'arpentage des mines, nous sommes arrivés à la conclusion suivante :

- En se basant sur les paramètres géomécaniques, miniers et technologiques nous avons apprécié la stabilité de talus des gradins et les bords de la carrière en liquidation ;
- En superposant le plan d'arpentage des mines prévu au 31 Décembre 2012 avec le plan à la fin de l'épuisement, nous avons déterminé le volume de minerai utile et le stérile à dégager, et de même nous avons apprécié le volume de calcaire ferrugineux susceptible d'être exploiter en faisant l'homogénéisation ;
- On a procédé à l'analyse des paramètres technico-économiques fondant l'assurance de la production de 700 000 tonnes en produit fini, ce que nous a conduit à projeter une production de la carrière de 855 827 tonnes en tout-venant répartie en 799 838 tonnes de calcaire et 55 990 tonnes de stérile ;
- Sur cette base la durée de vie de la carrière est estimée à 5ans, les réserves sont réparties en 5 plans annuels d'arpentages des mines.
- On a projeté la technologie d'extraction de ces réserves en prenant pour exemple le plan annuel de l'année 2013.
- Nous proposons dans ce cadre, l'extension de la carrière sur le plan horizontal par l'extraction des calcaires ferrugineux.
- D'autres part vu l'importante dénivelée entre le niveau du barrage et le fond de la carrière, nous proposons l'approfondissement de ce dernier jusqu'au niveau 164 m, après avoir réalisé son assèchement à travers l'exécution des travaux de drainage ceci donnera au même temps l'occasion d'exploiter la partie entre Ifri et la zone dite yougoslave ;
- Ces taches mentionnées ci haut ont été réalisées par les travaux d'arpentage des mines dont les grandes lignes ont été tracées.

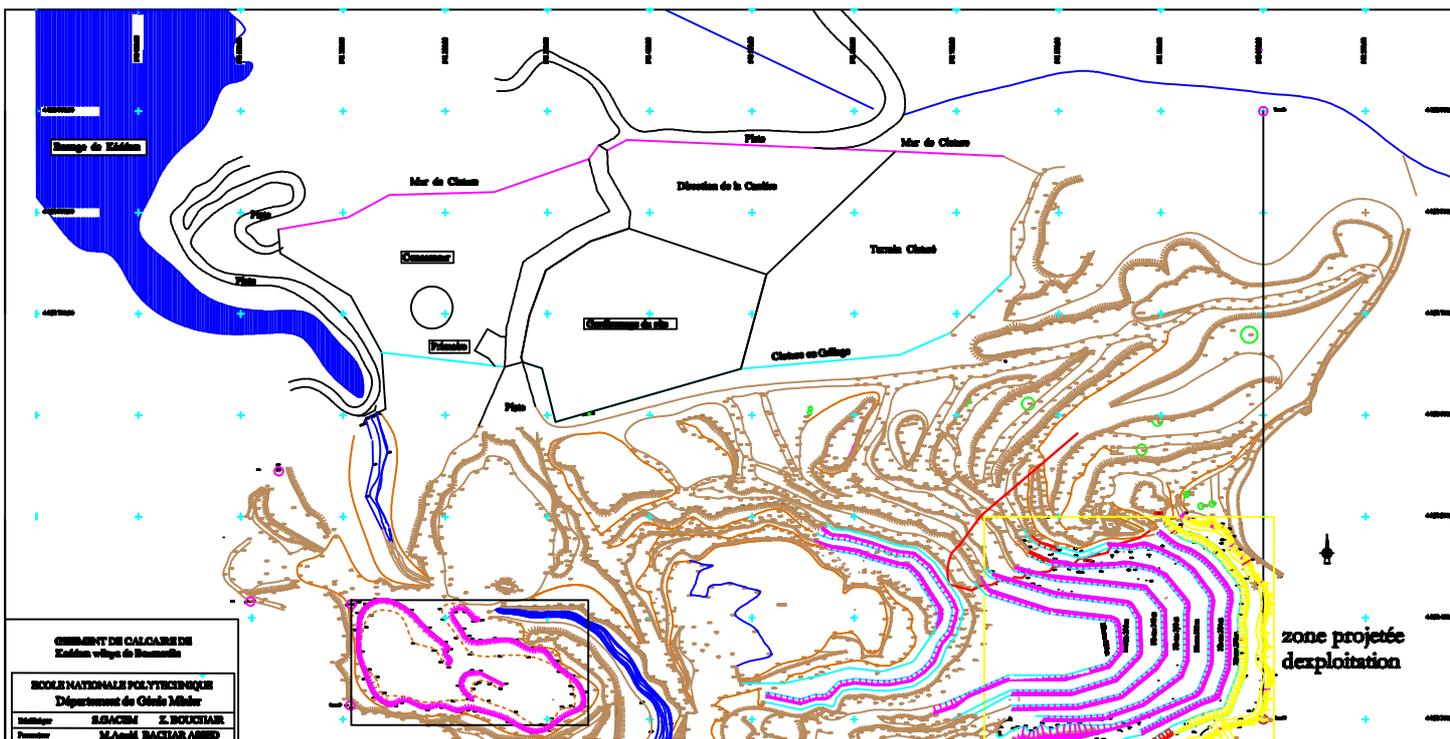
Référence

- [1] <http://www.enofmines.com/>
- [2] **ALGRAN** ; « Plan d'exploitation 2012 », carrière de Keddara.
- [3] **M'ZOUGHEM, K ; CHENAF, W** ; « Etude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière de Ain El Kebira (Sétif) », mémoire de fin d'études, Université Ferhat Abbas, faculté des sciences, département des sciences de la terre, 68 pages ; 2006.
- [4] **DJARFOUR, D** ; « Projet d'extension de la carrière d'agrégats de calcaire de Djebel Sadjar, Ain Smara, W. Constantine », projet de fin d'études de l'école nationale polytechnique d'Alger, 105 pages ; 2006.
- [5] **KIRTACHE, A** ; « Extension de la carrière d'agrégats d'Adrar Oufarnou W. de Bejaia », projet de fin d'études de l'école nationale polytechnique d'Alger, 172 pages ; 2005.
- [6] **BACH, T** ; « contribution à l'étude géotechnique sur la stabilité des talus dans les mines à ciel ouvert. Exemple : Mine de Boukhadra », projet de fin d'étude de l'école nationale polytechnique d'Alger, 1990.
- [7] **KOVALENKO, K** ; « Exploitation des carrières », OPU, 302 pages ; 1986.
- [8] **ALGRAN** ; « Plan de réhabilitation de la carrière de keddara », Février 2010.
- [9] **BARGUI, H** ; « Modélisation des comportements mécaniques et hydrauliques des massifs rocheux simulés par des assemblages de blocs rigides. Introduction d'un couplage hydro -mécanique ». Thèse de doctorat de l'école nationale des ponts et chaussées, 188 pages ; 1997.
- [10] **BAKER, R**; « Determination of the Critical Slip Surface in Slope Stability Computations », International Journal for Numerical and Analytical Methods in Geomechanics, Vol. 4, No. 4, 1980.
- [11] **BACHAR ASSAD, M, A** ; « Cours d'exploitation des mines », ENP d'Alger.
- [12] **COLLIN, F ; FOX,R ; MAQUIL,R ; SCHROEDER, Ch** ; « Stabilité des Parois Rocheuses : Eboulement de la carrière RN 27 Michelau » ; Journée Technique, administration des ponts et chaussés de Luxembourg ; 71 pages ; 2010.
- [13] **DURVILLE, J.L; HÉRAUD, H** ; « Description des roches et des massifs rocheux » C352; Technique de l'ingénieur, traité construction; 13 pages ; 2001.
- [14] **SAMBA** ; « Etude de stabilité des talus de la carrière de calcaire d'Aach El Hamam à Hamam Melouane, Blida », Novembre 2009.

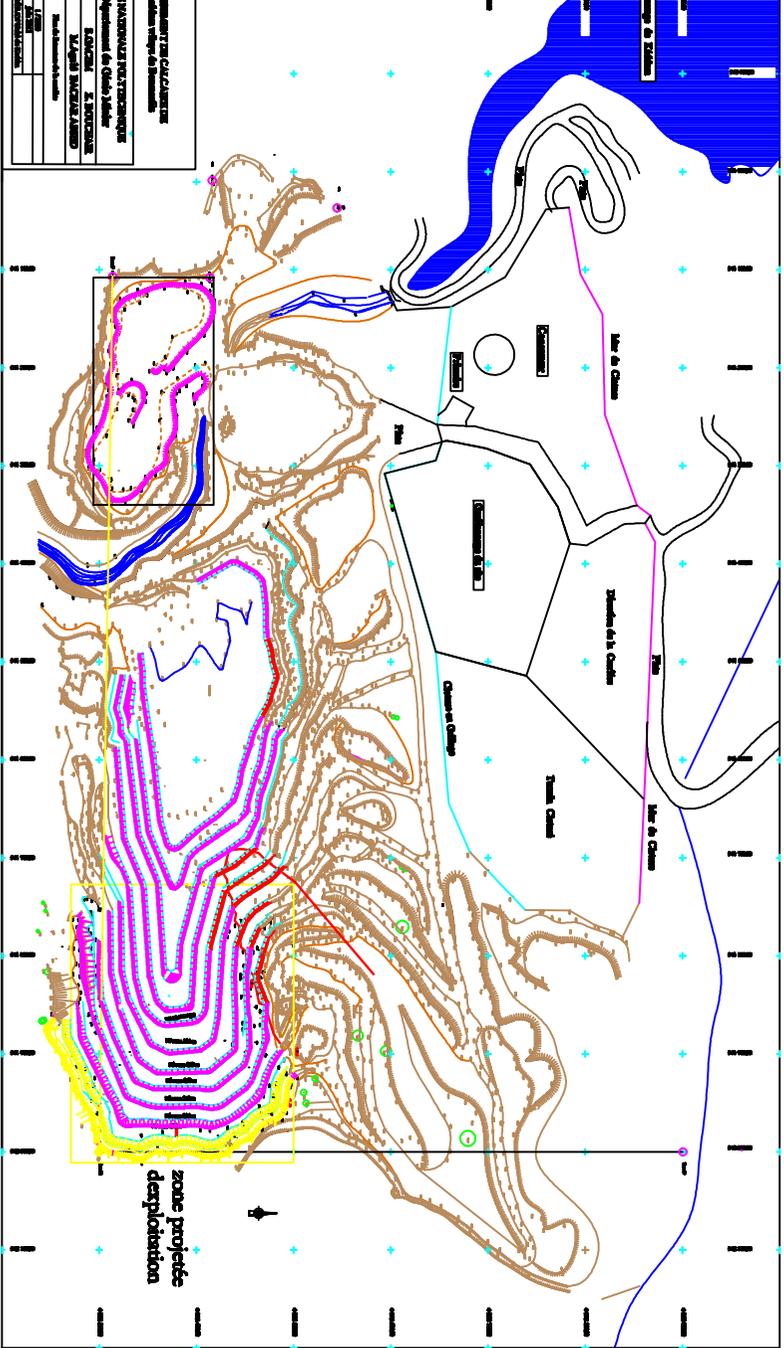
[15] **ALGRAN** ; « Etude de sécurité relative à l'utilisation des substances explosives »,
Juillet 2010.

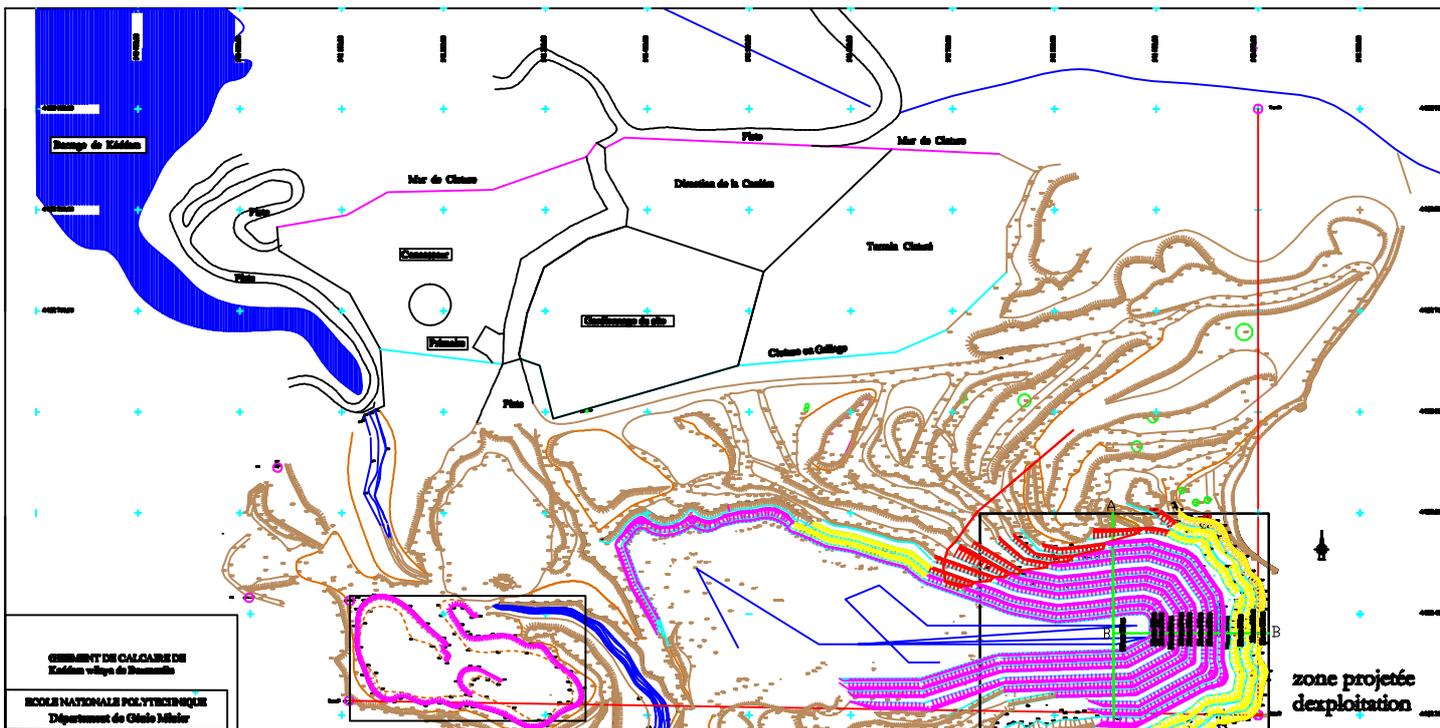
[16] **BACHAR ASSAD, M, A** ; « Cours d'arpentages des mines », ENP d'Alger.

[17] **SERGE, M ; JEAN, L** ; « Topographie et topométrie moderne, tome2 », 322 pages.



INSTITUTO VENEZOLANO DE INVESTIGACIONES CIENTÍFICAS
INVESTIGACIÓN TECNOLÓGICA
Aplicaciones de Geología Aplicada
LABORATORIO DE GEOMORFOLOGÍA
M. en G. GEOMORFOLOGÍA
M. en G. GEOMORFOLOGÍA
M. en G. GEOMORFOLOGÍA





GOVERNEMENT DU QUÉBEC
 Estrie - village de Beauceville
ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
 Département de Génie Minier

zone projetée d'exploitation