

République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

École Nationale Polytechnique
Département de Génie minier



Projet de Fin d'Études
Pour l'obtention du diplôme d'Ingénieur d'État En Génie Minier

Thème

**Planification des travaux miniers de la
partie submergée de la carrière de
keddara**

Proposé et dirigé par :

Dr. BACHAR ASSED Mohammed Aguid

Mme bentalla souad

Mr .gacem rachid

Dr. Bachar assad mohammed Aguid : Jury

Présenté et étudié par :

RACHID REBIAI

: Présidente

: Examineur



Table des matières

Introduction générale	8
-----------------------------	---

Chapitre I : Condition géologique et minière

I.1 Généralité	8
I.1.2 Présentation de l'unité de Keddara	10
I.1.3 organisation de l'unité.....	10
I.1.4 L'environnement	10
I.1.5 -Régime de fonctionnement de la carrière	11
I.1.6 Localisation	11
I.1.7 les personnelles	12
I.2 Géologie	12
I.2.1 Géologie local	12
I.2.1.1 Localisation	12
I.2.1.2 Géologie du gisement	13
I.2.1.3 Litho stratigraphie	14
I.2.1.4 Échelle des temps Géologiques.....	15
I.2.1.5 Tectonique	18
I.2.1.6 Tectonique locale	18
I.3 Caractéristique hydrogéologiques et hydraulique	19
I.3.1 Caractéristique hydrogéologiques	19
I.4.1 Caractéristique chimique	20
I.4 Caractéristique physico-chimiques-climatique-mécaniques de la roche exploitée	20
I.4.2 Caractéristiques physiques	20
I.4.3 caractéristiques climatique de la région	21
I.4.3.1 La précipitation	21
I.4.3.2 Le vent	21
I.4.3.3 L'humidité	22
I.4.4 Caractéristique mécanique.....	22
I.4.4.1 La résistance à la compression	22
I.4.4.2 La résistance à la traction.....	23
I.4.4.2.1 Traction directe	23
I.4.4.2.2 Traction indirecte	24
I.4.4.2.3 La résistance au cisaillement	24
I.4.4.2.4 L'angle de frottement interne (ϕ).....	24
I.4.4.2.5 Cohésion(C)	25
I.4.4.2.6 propriétés mécaniques du massif rocheux	26
I.4.4.2 Propriétés intrinsèques	27
I.4.2.1 Coefficient Los- Angeles (LA)	27
I.4.2.2 Coefficient Micro-Deval	28
I.5 Les zones urbanisées.....	28

Chapitre II

Réserve de la parier submerger de la carrière de keddara

II .1 Introduction.....	30
II.2 Définition les ressources et les réserves	30
II.3 Classification des réserves	30
II. 4 Paramètre de calcul des réserves	31
II.4.1 Situation de réserves géologiques du gisement de keddara	31
II.5 calcule de réserve par méthode des courbes de niveau	32
II.5.1 Présentation la méthode de calcul des réserves	32
II.5.1.1 Définition les courbes des niveaux	33
II.5.1.2 Volume de calcaire	37
II.5.1.3 Volume de calcaire ferrugineux	37
II.5.1.3 Volume du schiste	37

II.5.1.4	Volume du stérile	37
II .6	calcule la production	38
II.6.1	Réserves industrielles	38
II.6.2	La Production annuelle planifié	38
II.6.3	Production mensuelle.....	39
II.6.4	Production journalière	40
II.6.5	Production horaire	40
II.7	La durée de vie de la carrière	40

Chapitre III

Le plan d'arpentage minier de la carrière de kaddara

III.1 La Partie théorique

III.1.1	Introduction générale	43
III.1.2.1	Définition l'arpentage des mines	43
III.1.2.2	Le plan d'arpentage des mines	43
III.1.2.3	Topographie	43
III.1.2.4	Un plan topographique	43
III.1.2.5	Une carte	43
III.1.2.6	L'échelle	44
1.6.1	L'échelle numérique	44
1.6.2	L'échelle graphique	44
1.6.3	L'échelle graphique	44
III.1.2.7	Une pente	44
III.1.2.8	Le pendage	45
III.1.2.8.1	Déterminer l'angle de pendage d'un plan	45
III.1.2.8.1.1	Plan horizontal	46
III.1.2.8.1.2	Plan vertical	46
III.1.2.8.1.3	Plan incliné	46
III.1.2.9	Un gisement	47
III.1.2.9.1	Détermination des éléments de gisement d'une couche	47
III.1.3	Systèmes de coordonnées et de projection utilisés en Arpentage des mines... ..	48
III.1.3.1	La géométrisation de GMU	50
III.1.3.2	Représentation des orifices de forages	51
III.1.3.3	Détermination des projections verticales (h) et horizontales (s) des forages	51

III.2 La Partie pratique

III.2.1	L'environnement de l'exploitation	52
III.2.2	La méthode d'exploitation de la partie submergée de keddara	52
III.2.2.1	Les étapes d'exploitation de la partie submergée:.....	54

Chapitre IV

Planification de travaux minière de la partie Submergée de keddara

IV	Technologie d'exploitation du gisement	59
IV .1	L'exploitation	59
IV.2	Abattage des roches	61
IV .2.1	Abattage à l'explosif	61
IV.2.2	La dureté des roches	61
IV.2.3	Dimension maximale des blocs abattus	61
IV .2.4	Coefficient de foisonnement	61
IV .2.5	Le degré de fissuration des roches	62
IV.2.6	Indice de forabilité (If)	63
IV.3	Chargement des roches:	63
IV.3.1	La capacité de godet de la chargeuse	64

IV.3.2- Le rendement de la chargeuse.....	64
IV.3.3 .Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion... ..	65
IV.3.4 La durée de chargement d'un camion	65
IV.3.5 Le nombre des chargeuses nécessaires pour assurer la production	65
IV .4 Déplacement et transport des roches	66
IV .4.1 Rendement d'un camion.....	67
IV.4.3 Mise à stérile	68
IV.5 Le plan de tire des Gradin	68
IV.5.1 Les Paramètres de plan de tir	68
IV.5.2 Choix du diamètre de foration	69
IV.5.3 Le choix de type de l'explosif	69
IV.5.4- Caractéristiques de foration de la carrière de keddara	70
IV.5.4.1 Rendement de la foreuse	70
IV.5.4.2 L'inclinaison du trou par rapport à la verticale (β):	71
IV.5.4.3- La sous-foration (L_s)	71
IV.5.4.4- La profondeur du trou (L_{tr})	71
IV.5.4.5- La ligne de moindre résistance (W)	71
IV.5.4.6- La distance entre les trous dans une rangée (a)	72
IV.5.4.7- La distance entre les rangées (b)	72
IV.5.4.8- Nombre de trou par volée	72
IV.6 La Répartition de charge	72
IV.6.1- Les caractéristiques des explosifs	72
IV.6.2-Charge explosif de fond (L_f)	73
IV.6.2- Hauteur de charge de fond théorique (H_{th})	73
IV.6.3- Hauteur réelle de charge de fond (H_f)	73
IV.6.4- Poids de la charge de fond (Q_f)	73
IV.6.5- Charge explosive de colonne (L_c)	74
IV.6.6- Hauteur de charge de colonne (H_c)	74
IV.6.7- Poids de charge de colonne (Q_c).....	74
IV.6.8- Poids total d'explosif par trou (Q_{ch})	74
IV.6.9- Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou (H_{ch})	74
IV.6.10- Consommation spécifique d'explosif (Q_s)	74
IV.6.11- Longueur de bourrage (L_b)	75
IV.6.12- L'amorçage	75
IV.6.13- Cordeau détonant	76
IV.6.14- Amorçage du cordeau détonant	76
IV.1.4 Transport.....	76
IV.6.15- Classifications des Détonateurs électriques	76
IV.6.16- La protection des constructions et la Projection des roches	77
IV.6.17- La protection des constructions à effets de l'onde de choc	77
IV.6.18- Caractéristiques de la piste	78
IV.6.19- Pente	78
IV.6.20- Largeur	78
IV.6.21- Le virage	79
IV.6.22- Plate-forme de travail	79
IV.6.22 CONCLUSION GENERALE.....	82
IV.6.23 Référence	83

Liste des figures

- Figure I.1 : Organigramme de l'unité de Kéddara
 Figure I.2: Localisation de l'unité ALGRAN de KEDDARA
 Figure I.3 : le périmètre et levé topographique à **3 D** de keddara
 Figure I.4 : Carte géologique de la région de KEDDARA
 Figure I.5 : : Dispositif expérimentale

Figure I.6 : Principe de compression uniaxiale.
 Figure I.7 : Traction directe
 Figure II.1 : calcul de réserve par méthode des courbes de niveaux
 Figure II.2 : les courbes des niveaux.
 Figure II.3 le volume d'exploitation en rouge de kaddara.
 Figure II.4 : 3d la surface de la zone totale en rouge de kaddara.
 Figure II.5 : la surface de l'extension de la zone totale en rouge de kaddara
 Figure III 1 : les éléments de pente
 Figure III 2 : Déterminer l'angle de pendage d'un plan
 Figure III 3 : les sense de penage sur les cartes
 Figure III 4 : Plan horizontal
 Figure III 5 : Plan vertical
 Figure III 6 : Plan incliner
 Figure III 7 : la lithologie des roches sur la roche
 Figure III 8 : : les directions globales d'orientation.
 Figure III 9 : Système de coordonnées géographiques
 Figure III 10 : Système de coordonnées en arpentage des mines.
 Figure III 11 : Détermination de gisements des droites par rapport au méridien axial
 Figure III 12 : représentation les coordonnées de forage par un point de (x, y, z orifice)
 Figure III 13 : la projection verticale (h) et horizontale (s) des forages

III.2 La Partie pratique

Figure III 1 : Organigramme du choix d'une méthode d'exploitation.
 Figure III 2 : L'exploitation en fosse de la partie submerge de Keddara à ciel ouvert au niveau supérieur (188 m) vers le niveau le plus bas (164 m).
 Figure III 3 : Le Maude d'ouverture la partie submergé en fosse.
 Figure III 4 : Formes des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation.
 Figure III 5 : Le Plan topographique d'exploitation de la partie submergée de keddara
 Figure III 6 : la méthode d'exploitation de la partie submergé étape 1
 Figure III 7 : coupe géologique **A-A**
 Figure III 8 : la méthode d'exploitation de la partie submergé étape 2.
 Figure III 9 : coupe géologique **B-B**
 Figure III 10 : Coupe géologique **B-B**
 Figure III 11 : Le Plan final de keddara avant de fermeture.

Liste des tableaux

Tableau I.1 : L'effectif global de l'unité de KEDDARA en 2013
 Tableau I.2 : Les Coordonnées UTM des points du périmètre
 Tableau I.3 : Échelle des temps Géologiques
 Tableau I.4 : Les différents éléments chimiques de la roche calcaire exploitée.
 Tableau I.5 : Les vitesses du vent selon les différents secteurs
 Tableau I.6 : Caractéristiques mécaniques du massif rocheux de Keddara
 Tableau I.7 : Caractéristiques mécaniques du massif rocheux de Keddara.
 Tableau I.8: Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara.
 Tableau I.9 : Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat.
 Tableau I.10 : Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara.
 Tableau II.1 : les déférentes zones de la carrière du Keddara.
 Tableau II.2: Calcul Le volume du gisement de keddara 315/164 m
 Tableau II.3: le volume de calcaire
 Tableau II.4: le volume de calcaire ferrugineux
 Tableau II 5: le volume du schiste.
 Tableau II.6: le volume du stérile.
 Tableau II 7 : les réserves géologiques et réserves exploitables
 Tableau III 1 : la position spatiale d'un point dans les deux systèmes
 Tableau III 2 : : Angle de talus du gradin du bord inexploitable.

الملخص

الهدف من هذا المشروع هو ايجاد طريقة لتجفيف و استغلال محجرة قدارة بعد حساب و تقييم المخزون الصناعي المحيط، الذي يتمركز في المستوى 188م وممتد للجهة الشمالية للمحجرة.

الكلمات المفتاحية

محجرة قدارة ,مخزون , قناة , تجفيف , استغلال

Résumé

L'objectif de ce travail consiste en l'élaboration des procédés d'assèchement et d'exploitation de la carrière de Keddara, après l'estimation et la justification de ses réserves industrielles de contour , contenues au-dessous du niveaux 188 m et étendues du côté nord du gisement.

Mots Clefs

Carrier keddara , réserve , canal , assèchement, exploitation

Abstract

The objective of this work is to find a ut the procedure of draining and exploitation of the career of Keddara , after estimating and testified the industrial reserves of it contour which occurs under 188m deep level and spread out to of the North side of the ores .

Key words

Career of Kaddara , reserve , canal , draining, exploitation

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

Mes très chers parents
Mes frères et sœurs
Ma grande mère
Toute ma famille
Tous mes amis en l'algerier
Tous ceux que j'aime en l'algerier.

Remerciement

Nous remercions le Bon Dieu qui nous a donné le courage et la patience pour achever nos études.

J'adresse mes vifs remerciements à mon promoteur Dr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED pour avoir proposé et dirigé ce travail, surtout, pour son aide effective et pour ses conseils utiles qui m'ont été très précieux.

Je tiens à adresser également mes vifs remerciements au chef de département Génie minier le Dr OULD HAMOU Malek pour ses encouragements et sa disponibilité constante qui m'ont permis de finaliser ce modeste travail.

Que l'ensemble des professeurs du département de Génie Minier, trouve ici toute ma gratitude et mes remerciements pour leur contribution à notre formation et en particulier ceux qui n'ont aidé jusqu'à la soutenance de mon projet.

Introduction générale

Les ressources minières ont, de temps, constitué, le socle de l'économie du pays. Les matériaux de constructions, les granulats ont vu leur demande augmenté de manière exponentielle.

La carrière de KEDDARA, remplissait bien son rôle important dans l'extraction des matériaux de construction et la fabrication des granulats.

Les réserves de KEDDARA s'épuisent, il devenait un des pensassions de revoir la possibilité d'augmentées les réserves en épuisement. Dans ce cadre il a été réalisé dans un premier temps, l'exploitation des réserves de contour dans les limites hors de l'influence du niveau submergé . dans un deuxième temps il s'avoue possible d'extraire les calcaires des niveaux submergé, en procédant à l'assèchement de cette partie.

Pour notre projet, nous avons la mission de procéder à l'étude et à l'exploitation de cette partie submergée.

Dans ce cadre, nous allons :

- Evaluer les réserves situées de deux gradins en dessous du niveau actuel.
- Proposer en schémas l'assèchement de cette partie.
- Réaliser le schéma technique et technologique permettant l'exploitation de ces réserves, et enfin
- Déterminer les taches liées à l'exploitation de ces réserves.

Chapitre I
Les conditions géologiques et
minières de la partie submergée
de keddara

I.1 Généralité :

Le gisement de calcaire (Keddara) a été mis en évidence en 1974 par l'unité de recherche de Tizi-Ouzou de la société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière (SONAREM).

Les travaux de terrains tels que l'ouverture de la carrière, la préparation des premiers gradins et le montage de la station concassage ont été réalisés entre 1975 et 1978. L'entrée en production de la carrière a eu lieu Novembre 1978. Parallèlement une prospection détaillée a aussi été réalisée fin 1978. Après les opérations de restructuration industrielle, la carrière de Keddara a été rattachée à algran filiale du Groupe ENOF (Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances utiles).

L'activité de cette unité a depuis sans cesse évolué et ce en fonction des besoins de la région en matière d'agrégats et n'a connu de rupture qu'avec la destruction de ses installations industrielles suite à un double acte de sabotage en 1997. Ainsi, et suite à cet acte terroriste, l'unité a enregistré un arrêt total de son activité qui a duré 4 mois.

Depuis l'unité déploie tous les efforts possibles pour satisfaire les besoins de la région en agrégats au rythme que lui permet sa capacité.

I.1.2 Présentation de l'unité de Keddara

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.

1.1.3 Organisation de l'unité

L'unité est organisée selon l'organigramme présenté sur la figure suivant:

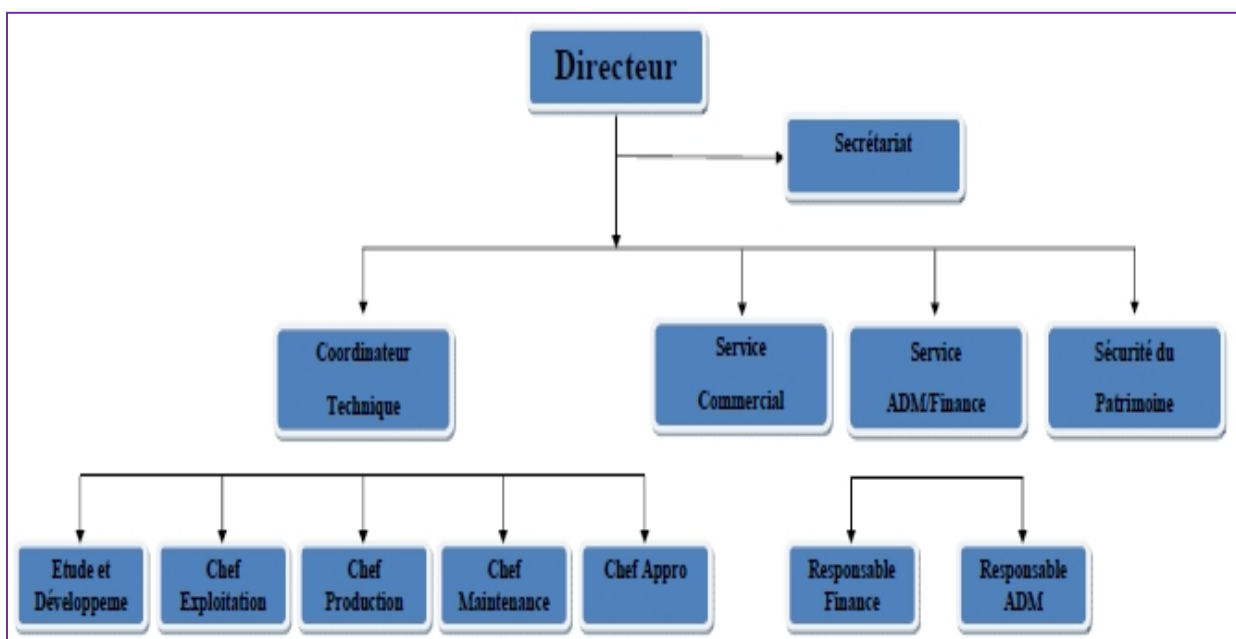


Figure L1: Organigramme de l'unité de Keddara.

I.1.4 L'environnement:

L'unité est située à 03 km à vol d'oiseau de la ville de KEDDARA à proximité du barrage qui porte le même nom. Sur le plan environnement l'unité a réglé le problème de la pollution par l'installation d'un système d'filtrage de poussière, au niveau des installations de traitement.

De même pour les pistes non bitumées, l'unité dispose d'un camion citerne qui arrose ces dernières durant la période estivale. Disposant d'une cantine qui desserve 240 repas quotidiennement, l'unité a dégagé une aire au niveau de la carrière pour l'enfouissement des rejets de la cuisine.

Pour le rejet des eaux usées et des rejets domestiques, une partie de ces rejets sont acheminés vers une petite fosse et le reste diverse dans la nature. Un projet de construction d'une grande fosse et de la réfection de l'assainissement de l'unité est en cours de réalisation.

I.1.5 -Régime de fonctionnement de la carrière:

La carrière des agrégats de KEDDARA fonctionne selon le régime suivant :

- Nombre de jours ouvrables par an 272 jours /an.
- Nombre de jours ouvrables par semaine6 jours /semaine.
- Nombre de postes de travail par jour1 poste /jour.
- Nombre d'heures de travail par poste 10 heures / poste.

L'unité travaille avec une organisation en deux équipes travaillant en alternance quatre (04) jours par semaine.

I.1.6 Localisation:

L'unité ALGRAN de Keddara est située à 45 km à l'Est de la ville d'Alger et à 1.5 Km au Sud ouest du chef lieu de la commune de Keddara, Daïra de Boudouaou (wilaya de Boumerdes).

L'accès au site se fait par la route nationale N°29 reliant Boudouaou à Lakhdaria.

Le périmètre de Keddara d'une superficie de (65 ha). le gisement de Keddara a fait déjà l'objet d'une prospection préliminaire par la SONAREM, à l'issue de celle-ci, on a obtenue une estimation rien que pour la catégorie C1 un volume de 12 million de tonnes.



Figure I.2: Localisation de l'unité ALGRAN de KEDDARA

I.1.7 les personnelles:

L'effectif global de l'unité de KEDDARA en 2013 est de 286 agents réparti comme suit :

Catégories	Effectifs prévus à fin 2012	Sorties prévues pour 2013			Recrutements à opérer en 2013			Effectifs prévus à fin 2013
		Fin de contrat	Retraite	Total	Plan de Relève	Autres	Total	
Cadres	20				06		06	26
Maitrise	26							26
Exécution	236		02	02				234
Total	282		02	02	06	0	06	286
Dont sécurité	89							89

Tableau I.1 : L'effectif global de l'unité de KEDDARA en 2013.

I.2 Géologie

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 Bouzagza 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, grés et calcaire, d'age allant du précambrien au quaternaire.

I.2.1 Géologie local :

I.2.1.1 Localisation

Le site de calcaire de djebel IFRI se trouve au cœur du djebel Bouzegza.

Administrativement, ce gisement appartient au territoire de la wilaya de BOUMERDES et se situe dans la commune de Kharouba, daïra de Boudouaou.

Les coordonnées en UTM sont les suivantes:

N° de Points	Coordonnées	
	X	Y
1	540 800	4 053 000
2	541 100	4 053 000
3	541 100	4 052 900
4	542 000	4 052 900
5	542 000	4 052 300
6	541 100	4 052 300
7	541 100	4 052 400
8	541 000	4 052 400
9	541 100	4 052 700
10	540 800	4 052 700

Tableau I.2: Coordonnées UTM des points du périmètre

La superficie du périmètre et levé topographique est de 187 hectares.

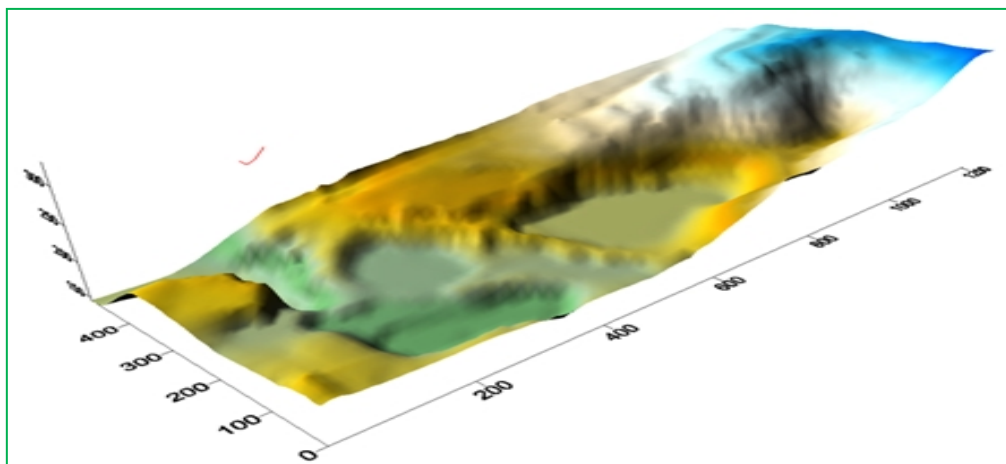


Figure I.3: le périmètre et levé topographique à 3 D de keddara.

I.2.1.2 Géologie du gisement

Le secteur étudié se trouve dans la partie nord du gisement de djebel IFRI, il est formé essentiellement des faciès suivants du Nord au Sud :

- Des grés jaunâtres et des marnes versicolores qui occupent la partie Nord du terrain sur la rive gauche de l'Oued Keddara

- Des brèches de failles (produit de remplissage) polygéniques à grains grossiers repose sous forme de blocs tectoniques en écaïlle chevauchant les formations calcaires du gisement de Djebel Ifri à forte inclinaison vers le Nord. C'est une zone boisée de chaîne liège, et de maquis rendant l'accès très difficile voir même impossible dans certains endroits.

- Des calcaires sous forme d'une grande montagne entaillée par de profondes coupures de l'Oued Keddara à l'Est et Oued M'Hanna à l'Ouest, formant un relief très prononcé en plein milieu du djebel Bouzegza dont les altitudes varient de 200 à 1035m à forte inclinaison des flancs.

Il s'agit d'un calcaire homogène non stratifié, massif, compact rocheux de couleur grise à la cassure fraîche, et se présente en petite cristaux, dépourvu de toute sorte d'altération.

D'après le rapport de l'étude géologique sur la prospection détaillée du gisement de calcaire de KEDDARA du 1er Juillet 1979 réalisé par la SONAREM (unité de Tizi Ouzou), la formation est attribuée à l'unité inférieure du Jurassique inférieur (Lias). Cette unité inférieure est constituée essentiellement par des calcaires et des dolomies massives gris clair ; la puissance de cette unité est de 500m environ.

La couverture de terre végétale est d'environ 3 m de puissance en moyenne.

I.2.1.3 Litho stratigraphie

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 (phyllithes) métamorphisés, quartz siricite, 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.

•Le Trias :

Très répandu dans les limites de la chaîne calcaire où en rencontre surtout des grès quartzeux, 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 500m 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 500m 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 grès quartzeux blancs, gris et d'argilites la puissance de la formation est de 500 à 700m environ.

2 - Aptien albien N5-7 : constitué de flyschs formés par une alternance régulière des grès et surtout des argilites, d'une puissance de 100m 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 100m.

•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. Se 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 grès grisâtre, alternée avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 100m 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 600m à 800m 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'au gravelites).

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

•**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 3m.

•**Roches Intrusives :**

Représentées essentiellement par des métagabbrodiorites et granitogéiss.

1- Métagabbrodiorites (Ys) : Se sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonisation etc....

2- Granitogéiss (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.2.1.4 Échelle des temps Géologiques:

Sur une carte géologique, les divers terrains sont désignés par des notations et généralement affectés de couleurs qui indiquent leur âge géologique quand on le connaît. Couleur:

- Quaternaire (IV).....beige et gris
- Tertiaire (III)jaune à orange
- Crétacévert
- Jurassique(II)bleu
- Triasviolet
- Primaire (I)teintes variables sombres

Selon « l'International Stratigraphique 2008 » et des **Points Stratotypiques Mondiaux (PSM)** de la Commission internationale de stratigraphie. On a les stratigraphies :

Éon	Ère	Période ou Système	Époque ou Série	Étage	Bomes		Évènements majeurs	Fossiles spécifiques			
					Ma ^[1]	Ma ^{[2],[3]}					
PHANÉROZOÏQUE	CÉNOCÈNE	Quaternaire	Holocène	Atlantique			Agriculture et sédentarisation				
				Boréale	0,011784*	-					
			Pléistocène	Tarantien	0,126*	-	Cycles glaciaires dans l'hémisphère Nord ; extinction des mammifères géants ; évolution de l'homme moderne	<i>Homo sapiens</i> <i>H. neanderthalensis</i> <i>H. antecessor</i> <i>H. erectus</i> <i>H. ergaster</i> <i>H. habilis</i> Abel, Lucy			
				Ionien	0,781**	-					
				Calabrien	1,806*	-					
		Gélasien	2,588*	-							
		Pliocène	Plaisancien	3,600*	-						
		Néogène	Pliocène	Zancléen	5,332*	-	Séparation de la lignée humaine et de la lignée des chimpanzés	Toumaï, Orrorin			
				Miocène	Messinien	7,246*			-		
			Tortonien		11,608*	-					
	Serravallien		13,82*		-						
	Langhien		15,97		-						
	Burdigalien		20,43		-						
	Aquitaniens		23,03*	-							
	Paléogène	Oligocène	Chattien	28,4	0,1	Nombreuses nouvelles espèces de petits mammifères et surrection des Alpes (cétartiodactyles, rongeurs...)					
			Rupélien	33,9*	0,1						
		Éocène	Priabonien	37,2	0,1						
			Bartonien	40,4	0,2						
			Lutétien	48,6	0,2						
		Paléocène	Yprésien	55,8*	0,2			Premiers périssodactyles, glires, primates...			
			Thanétien	58,7*	0,2						
Sélandien			61,1*	0,2							
Crétacé	Supérieur	Danien	65,5*	0,3	Isolement de l'Euramérique ; extinction des dinosaures ;	Ammonites					
		Maastrichtien	70,6*	0,6							
			Campanien	83,5	0,7						
MÉSOZOÏQUE	Secondaire			Santonien	85,8	0,7	premiers mammifères placentaires.				
				Coniacien	89,3	1,0					
				Turonien	93,6*	0,8					
				Cénomaniens	99,6*	0,9					
				Inférieur	Albien	112,0			1,0	Isolement de l'Afrique	
					Aptien	125,0			1,0		
					Barrémien	130,0			1,5		
		Hauteriviens	133,9		2,0						
		Jurassique	Supérieur Malm	Valanginiens	140,2	3,0	Mammifères marsupiaux, premiers oiseaux ; premières plantes à fleurs.				
				Berriasien	145,5	4,0					
			Moyen Dogger	Tithonien	150,8	4,0					
				Kimméridgien	155,6**	4,0					
				Oxfordien	161,2	4,0					
				Callovien	164,7	4,0					
	Bathonien			167,7*	3,5						
	Inférieur Lias	Bajocien	171,6*	3,0	Division de la Pangée						
		Aalénien	175,6*	2,0							
		Toarciens	183,0	1,5							
	Trias	Supérieur	Pléinsbachien	189,6*	1,5	Extinction du Trias-Jurassique (environ 50% des espèces)	Cératites				
			Siémunien	196,5*	1,0						
			Hettangien	199,6**	0,6						
Moyen		Rhétien	203,6	1,5							
		Norien	216,5	2,0							
		Carnien	228,7*	2,0							
Inférieur	Ladinien	237,0*	2,0	Premiers dinosaures, mammifères ovipares ; algues calcaires dans les mers ; forêts de conifères.							
	Anisien	245,0**	1,5								
	Olenekien	249,7**	0,7								
Permien	Loping'ien	Indusien	251,0*	0,4	Extinction du Permien-Trias (95 % des espèces marines, 70 % des espèces terrestres)						
		Changxing'ien	253,8*	0,7							
		Wuchiaping'ien	260,4*	0,7							

P A L É O Z O Ï Q U E	Primaire	Guadalupéen	Capitanien	265,8*	0,7				
			Wordien	268,0*	0,7				
			Roadien	270,6*	0,7				
			Cisuralien	Kungurien	275,6**			0,7	
				Artinskien	284,4**			0,7	
				Sakmarien	294,6**			0,8	
		Carbonifère	Pennsylvanien cf. Silésien	Gzhélien(Stéphanien)	303,4	0,9	Insectes géants ; premiers sauropsides (reptiles) ; arbres primitifs de grande taille ; fossilisation importante de matière organique...		
				Kazimovien	307,2	1,0			
				Moscovien	311,7	1,1			
			Mississippien cf. Dinantien	Bashkiriens	318,1*	1,3			
				Serpoukhovien	328,3	1,6			
				Viséen	345,3*	2,1			
		Dévonien	Supérieur	Tournaisien	359,2*	2,5	Crise de la faune marine : extinction du Dévonien ; premiers vertébrés terrestres ; premières plantes à graines ; premiers arbres.	Archaeopteris	
				Frasnien	385,3*	2,6			
				Moyen	Givétien	391,8*			2,7
			Inférieur	Eifelien	397,5*	2,7			
				Emsien	407,0*	2,8			
				Praguien	411,2*	2,8			
		Silurien	Pridolien	Lochkovien	416,0*	2,8	« Sortie des eaux » : premières plantes terrestres, arthropodes terrestres.	Euryptérides Cooksonia	
				Ludlowien	418,7*	2,7			
Ludfordien	421,3*			2,6					
Wenlockien	Gorstien		422,9*	2,5					
	Homériens		426,2*	2,4					
	Sheinwoodien		428,2*	2,3					
Llandovérien	Télychien	436,0*	1,9						
	Aéronien	439,0*	1,8						
		Ordovicien	Rhuddanien	443,7*	1,5	Extinction de l'Ordovicien-Silurien Prédominance des invertébrés Extinction du Cambrien (environ 85% des espèces)	Graptolites		
			Supérieur	Hirnantien	445,6*			1,5	
				Katien	455,8*			1,6	
				Sandbien	460,9*			1,6	
			Moyen	Darriwilien	468,1*			1,6	
				Dapingien	471,8*			1,6	
		Floien		478,6*	1,7				
		Cambrien	Inférieur	Tremadocien	488,3*	1,7	« Explosion cambrienne » : faune de Burgess, premiers chordés	Trilobites, Conodontes	
				Furongien	Étage 10	492,0			-
					Étage 9	496,0			-
			Paibien		499,0*	2,0			
			Série 3	Guzhangien	503,0*	-			
				Drumien	506,5*	-			
				Étage 5	510,0	2			
			Série 2	Étage 4	517,0	-			
				Étage 3	521,0	-			
		Étage 2		528,0	-				
		Terreneuvien	Fortunien	542,0*	1,0	<i>Trichophycus pedum</i>			
P R O T É R O Z O Ï Q U E		Fin du Précambrien				Organismes archaïques de classement incertain ; métazoaires bilatériens Glaciation Varanger 	faune de l'Édiacarien Acritarches (Pyramimonadales) Stromatolites		
		NÉO	Édiacarien	635*	-				
			Cryogénien	Varangien	650			-	
				Sturtien	850*			-	
		MÉSO	Tonien	1000*	-				
			Sténien	1200*	-				
			Ectasien	1400*	-				
			Calymmien	1600*	-				
			PALÉO	Stathérien	1800*			-	
		Orosirien		2050*	-				
		Rhyacien		2300*	-				
		Sidérien		2500*	-				
É A R C H É E N H A D É E N	NÉOARCHEËN		2800	-	glaciation huronienne Bactéries ; archées ; photosynthèse (cyanobactéries) ; disparition du méthane CH ₄ ; gisements de fer rubané				
	MÉSOARCHEËN		3200	-					
	PALÉOARCHEËN		3600	-					
	ÉOARCHEËN		4000	-					
				4600	-	Formation des océans par condensation de l'eau de l'atmosphère composée de N ₂ , de CO ₂ et de CH ₄ ; refroidissement de la Terre ; solidification de la croûte terrestre ; Grand bombardement tardif.			

Tableau I.3: Échelle des temps Géologiques

a-Note:

1. Le temps indiqué dans la colonne est celui du début de la période.
2. Les dates et incertitudes proposées sont celles de la « International Stratigraphique 2008 » et des Points Stratotypiques Mondiaux (PSM) de la Commission internationale de stratigraphie. Ces incertitudes sont essentiellement liées aux erreurs relatives à la datation.
3. Les dates avec un * indiquent les Points Stratotypiques Mondiaux (PSM) acceptées par la communauté scientifique internationale. Celles avec ** sont en cours d'acceptation.

I.2.1.5 Tectonique :

On note deux types de déformations dans la région :

- 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 : Celle ci se traduit 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.
 - Un grand accident de direction EW, situé au Nord montant en contact de la série des flyschs avec les formations calcaireuses.

I.2.1.6 Tectonique locale :

Deux familles de failles majeures ont affectés djebel Bouzegza, l'une en plein milieu passant par le sommet, l'autre par contre est tangentielle longeant Oued Keddara.

Elles sont parallèles de direction Nord-Sud engendrant des décrochements senestre et des failles satellites et intraformationnelles dans toutes les directions; les diaclases sont très fréquentes, surtout dans la partie sommitale du gisement.

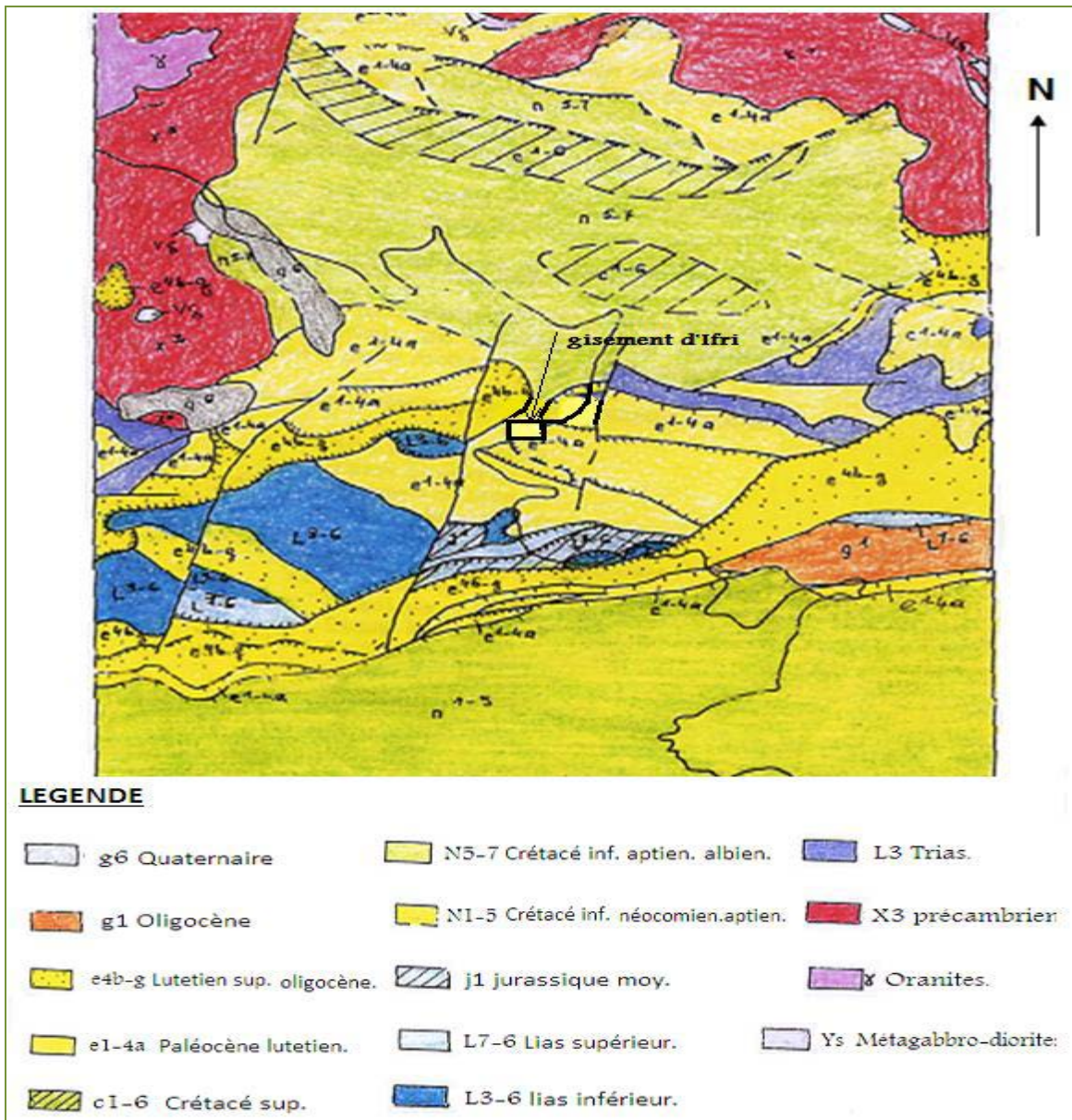


Figure I4: Carte géologique de la région de KEDDARA (Échelle 1/50000)

I.3 Caractéristique hydrogéologiques et hydraulique

I.3.1 Caractéristique 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 alimentent l'unité en eau potable.

I.3.2 Caractéristique hydraulique

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.

I.4 Caractéristique physico-chimiques-climatique-mécaniques de la roche exploitée

Compte tenu de la nature du minerai exploité, en l'occurrence du calcaire dur et du fait qu'il s'agit d'exploitation d'un gisement superficiel situé en altitude (montagne). la méthode d'exploitation retenue a été l'exploitation à ciel ouvert en gradins (en carrière), ayant un certain nombre de caractéristiques.

Les résultats des essais au niveau du Centre d'Etudes et de Services technologiques de l'Industrie des Matériaux de Construction(CETIM)

I.4.1 Caractéristique chimique

Les résultats des différentes analyses effectuées sur les différents échantillons dans le laboratoire de l'O.R.G.M se résument dans le tableau ci-dessous.

Elément chimique	(%)
SiO ₂	1.6
Al ₂ O ₃	0.23
Fe ₂ O ₃	1.28
CaO	47.07
MgO	4.72
P ₂ O ₃	0.09
NaO ₃	0.68
K ₂ O ₃	0.09
TiO ₂	0.05
MnO	0.08

Tableau I.4 : Les différents éléments chimiques de la roche calcaire exploitée.

I.4.2 Caractéristiques physiques

- Poids volumique: 2.5 T/M3

Avec :

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

Ou

M_s: la masse du matériau sec ; g

V_s: le volume des grains après broyage ; cm³

V_t: le volume de l'échantillon ; cm³

M_h : la masse naturelle ; g
 M_{Sat} : la masse de l'échantillon saturée ; g

- Densité : 2.853 T/M3
- Absorption d'eau : 0.54 %
- La teneur en eau : $W = 0.671$ %.

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

- Le 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 ; cm³
 V_v : volume des vides ; cm³

- Compressibilité en état sec : 1337 Kgf/cm²
- Compressibilité en état saturé : 648 Kgf/cm²
- Porosité : $p = 1.42$ %

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 : $p > 20$ %

I.4.3 caractéristiques climatique de la région

Dans cette partie, seront traités les différents paramètres climatiques qui peuvent intervenir dans l'environnement de la carrière, tels que les précipitations, les températures, le vent et l'humidité.

En effet, chacun de ces éléments peut avoir un effet particulier.

I.4.3.1 La précipitation

- Lessivent l'atmosphère et donc réduire la pollution
- Lessivent la surface des feuilles sur laquelle il y aurait eu dépôt de poussières.

I.4.3.2 Le vent

- Interviennent dans la dispersion des particules contenant du calcaire.
- La vitesse de déplacement des courants d'air joue un rôle essentiel dans la dispersion ou

au contraire dans la stagnation des grains de poussières appartenant à la classe des fines

Le régime des vents, sur la base de données recueillie à la station de Dar El Beida pour la période 1956-1990, est caractérisé par deux éléments fondamentaux :

- Une période sèche qui correspond à la saison d'été avec un vent dominant du Nord.

- Une période humide (automne, hiver et printemps) caractérisée par un vent dominant du Sud Ouest. (voir tableau ci-dessous).

Classes de vitesses (en m/s)	N	NE	E	SE	S	SW	W	NW
01 à 05	8.9	8.4	3.3	1.1	6.3	12.8	7.1	3.0
06 à 10	3.9	4.2	0.9	0.2	1.1	2.1	4.2	2.3
11 à 15	0.1	0.2	0.1	0.0	0.2	0.2	0.5	0.3
+ 16	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0	0.0
Total	12.9	12.8	4.3	1.3	7.6	15.1	11.8	5.6

Tableau I.5 : Les vitesses du vent selon les différents secteurs

I.4.3.3 L'humidité

Dans l'atmosphère, elle empêche la diffusion des polluants et favorise leur concentration. Le Nord massif du Bouzegza est situé dans la zone littorale caractérisée par un climat méditerranéen. Ce sont les données météorologiques de la station de Dar El Beïda (station de référence dans la région), relatifs à la période 1956–1990, qui vont servir de données de base pour la climatologie de la zone d'étude.

En effet, l'influence spatiale d'une station météorologique étant d'environ 60 km, on peut considérer que les données présentées seront largement représentatives.

I.4.4 Caractéristique mécaniques

Les analyses chimiques et physico mécaniques réalisées sur des échantillons représentatifs ont montré que les agrégats de KEDDARA présentent une bonne résistance à l'altération et l'écrasement ; les essais ont également montré que les calcaires en question ont une bonne affinité chimique avec les liants hydrocarbonés et bénéficiant d'une très bonne adhésivité et peuvent aussi être utilisées comme couche de fondation pour granulats routiers.

Ils peuvent être utilisés dans tous les domaines de la construction et des travaux publics (pour la couche de ballast des chemins de fer ainsi que pour les travaux de construction et pour les routes)

I.4.4.1 La 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.

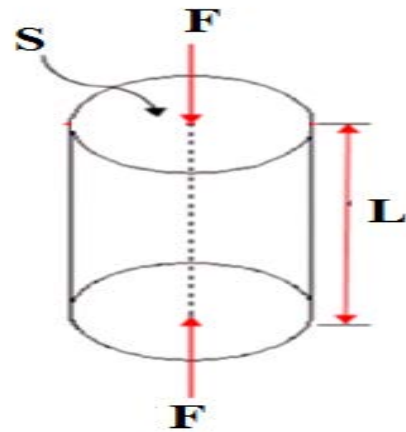
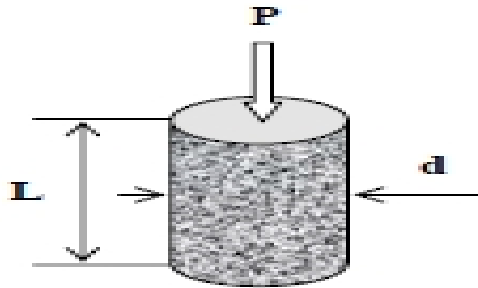


Figure I.5 : Dispositif expérimentale

Figure I.6 : 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 $\sigma_c = 622 \text{ kgf/cm}^2 = 62.2 \text{ MPa}$.

I.4.4.2 La résistance à la traction

I.4.4.2.1 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.

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

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

A_0 = surface transversale.

Éprouvette
cylindrique

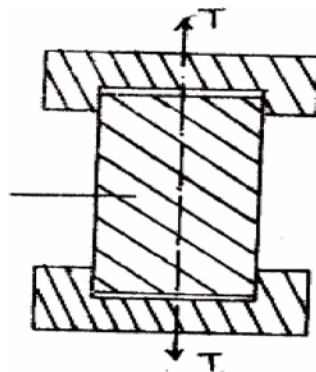


Figure I.7 : Traction directe

I.4.4.2.2 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 :

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

F_{\max} : la charge maximale appliquée.

D et L : dimensions de l'éprouvette cylindrique.



Figure I.8: Dispositif expérimental (Essai Brésilien)

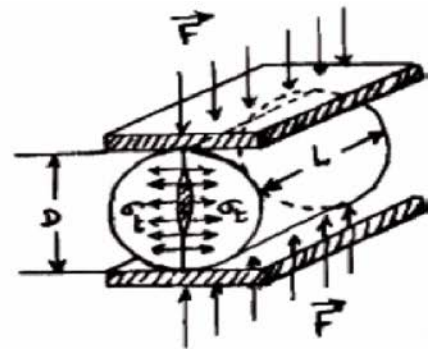


Figure I.9 : Schéma de Traction Indirecte.

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.

I.4.4.2.3 La 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.

I.4.4.2.4 L'angle de frottement interne (φ)

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

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

Où :

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

σ_t : résistance à la traction, (kgf/cm²).

$$\varphi_{ech} = \arcsin \frac{622 - 4 \times 62.2}{622 - 2 \times 62.2} = 48.5^\circ$$

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

I.4.4.2.5 Cohésion(C)

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

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

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

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

I.4.4.2.6 les 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- la 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- la résistance à la traction

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

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

c- la résistance au cisaillement

$$\sigma_{cis} = \frac{\sigma_c}{3} = \frac{500}{3} = 166.67 \text{ kgf/cm}^2$$

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

d- la cohésion

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

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

e- l'angle de frottement interne

$$\varphi = \text{arc. sin} \frac{\sigma_c - 4 \times \sigma_t}{\sigma_c - 2 \times \sigma_t} = \frac{500 - 4 \times 500}{500 - 2 \times 50} = 48.6^\circ$$

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

I.4.4.1 - 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 ;
- 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 tu 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.7 : Caractéristiques mécaniques du massif rocheux de Keddara.

I.4.4.2 Propriétés intrinsèques

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 :

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

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.8 : Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara.

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.9: 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.10 : Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara.

I.5 Les zones urbanisées

C'est le point noir de la région, comme c'est le cas pour de nombreuses régions du pays. aux constructions individuelles anarchiques qui ont déformé le paysage, se sont ajoutées des urbanisations désordonnées pour répondre hâtivement à des problèmes induits par une démographie importante incontrôlable dans ce type de région.

La concentration de la population la plus proche est le village de KEDDARA, situé à moins de 2 Km du gisement.

Chapitre II
Réserve de la parier submerger de la
carrière de keddara

II.1 Introduction

le gisement de Djebel Ifri a fait l'objet de travaux d'exploitation sur la base du titre minier délivré à ALGRAN par le ministère de l'Énergie et des Mines sous le n° 171 du 16/05/2004, L'exécution des travaux d'exploration a été confrontée à des grandes difficultés liées aux conditions sécuritaires. L'ensemble de ces travaux d'exploration réalisés sur ce périmètre ont été entrepris par ALGRAN et se sont étalés entre le mois de juin et septembre 2005. A la suite de ces travaux un permis d'exploitation a été délivré par ANPM sous le n° 2691 du 10/03/2007.

II.2 Définition des ressources et des réserves

A Ressources minérales

Les ressources minérales sont des concentrations ou indices minéralisés d'une substance naturelle solide organique ou inorganique présente au sein ou sur la croûte terrestre, dont la forme, la quantité et la teneur ou qualité sont telles qu'elles présentent des perspectives raisonnables d'extraction rentable.

B Les réserves minières

Les réserves minières sont une portion des ressources minières qui peuvent être exploitées légalement et à profit. Les recettes dégagées doivent couvrir la totalité des coûts opératoires y compris les amortissements des investissements à venir en équipements et en infrastructures liés à leur exploitation. [normes de l'ICIM, 2005]

II.3 Classification des réserves

Nous avons pris comme classification des réserves celle adoptée par les compagnies minières conformément à la normalisation internationale. Les réserves sont classées en fonction du degré de connaissance en catégorie A1, A2, B, C1 et C2.

a-Catégorie A (réserves certaines)

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

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

b-Catégorie B (réserves probables)

Réserves étudiées géologiquement, relativement prospectées et partiellement délimitées par des ouvrages miniers et sondages, échantillons pour étudier la composition et les propriétés du minerai et pour obtenir des renseignements qualitatifs sur la technologie des méthodes d'utilisation ce sont des réserves techniques minières de l'exploitation. On peut utiliser ces données comme les bases de projets de grands travaux miniers et des entreprises utilisant les produits miniers bruts et pour l'établissement de programmes de travaux.

c-Catégorie C (réserves possibles)

- ✓ **C1** : réserves établies par l'étude géologique, d'après les affleurements naturels, ou d'après les données géophysiques, relatives à la structure géologique du gisement et à l'échantillonnage à maille cachée; on peut utiliser ces données pour la réalisation des travaux de la prospection détaillée et pour l'établissement des plans d'une éventuelle exploitation industrielle.
- ✓ **C2** : réserves relatives aux régions entières ou bassins, calculées d'après leur étude géologique; les réserves des gisements isolés ou de leurs groupes ; sont déterminées d'après les prévisions géologiques;

Cette classification de réserves, permet de délimiter les prospections préalables et détaillées, qui, pendant la réalisation des travaux de prospection, sont très difficiles à délimiter du fait que les différents stades de prospection s'interpénètrent. La prospection préalable doit mettre en évidence les

réserves de la catégorie C et, en partie, de la catégorie B. La prospection détaillée doit arriver à évaluer les réserves des catégories A et B.

En plus de l'établissement des réserves de la catégorie A, la prospection détaillée doit se prononcer sur l'usage industriel du minéral prospecté.

C'est pourquoi dans cette étape il est nécessaire de réaliser un essai d'exploitation du gisement étudié afin d'obtenir le minerai en qualité suffisante pour un essai technique à l'échelle semi-industrielle.

Lesquelles sont habituellement orthogonales au corps minéralisé.

II. 4 Paramètre de calcul des réserves

La méthode générale de calcul des réserves consiste à diviser la surface du gisement en petits secteurs ayant une forme géométrique connue, à multiplier la surface de ce secteur par la puissance du minerai puis par la masse volumique de minerai pour obtenir le poids des réserves en tonnes (tonnage). [Chabou M. 1996]

Les réserves en un élément utile donne sont obtenues en multipliant le tonnage du minerai par la teneur en cet élément. La somme des réserves des secteurs isolés représente la valeur des réserves du gisement entier.

Les paramètres du calcul des réserves sont donc :

(S) : La surface (m²)

m : La puissance (m)

(ρ) : La masse volumique (g/cm³)

(t) : La teneur en élément utile (%)

La surface du gîte est obtenue soit par planimétrie manuelle soit à partir des logiciels. Les travaux miniers et les sondages qui coupent le gîte fournissent sa puissance moyenne. Les travaux d'échantillonnages donnent la masse volumique du minerai et la teneur en élément utile.

Le volume du gisement (ou de ses parties) est obtenu par la formule suivante :

$$V = S \times m \quad (m^3) \quad \square$$

Le tonnage minerai est alors :

$$Q = V \times \rho \quad (\text{en tonnes si } \rho \text{ en tonnes / m}^3) \quad \square$$

II.4.1 Situation de réserves géologiques du gisement de Keddara

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 II.1 : 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.

II.5 calcul de réserve par méthode des courbes de niveau

Le choix d'une méthode dépend des particularités de la minéralisation (morphologie, dimension, caractéristiques de la minéralisation, nature et intensité de la minéralisation) ainsi que des procédés et des moyens de la prospection et de l'exploitation.

II.5.1 Présentation la méthode de calcul des réserves

La topographie de la surface terrestre est restituée par l'intermédiaire de courbes de niveau. Une courbe de niveau correspond à l'intersection de la surface topographique avec un plan horizontal d'altitude donné. Elle joint donc un ensemble de points de même altitude. La différence d'altitude entre les plans horizontaux est appelé équidistance des courbes de niveau. La méthode de calcul des réserves par les courbes de niveau consiste à calculer un volume entre deux courbes de niveau distinctes après avoir calculé leurs surfaces.

Soit deux courbes de niveau successives, de surfaces S_i et S_{i+1} espace d'un pas P (dénivelé). Comme le montre la figure ci- dessous.

Ainsi que **la réserve Q** $Q = V \times d$ (en tonnes)

Ou :

V : volume (m³)

d : masse volumétrique de calcaire = 2,67 g/cm³

Le volume entre ces deux courbes de niveau ($i, i+1$) est :

$$V_i = (S_i + S_{i+1}) * P / 2 \quad \text{si} \quad \Delta S / S_n \leq 40\%$$

De façon analogue pour toutes les courbes de niveau et sur toute la zone à calculer.

Donc le volume total sera :

$$V_t = \sum_{i=1}^n V_i$$

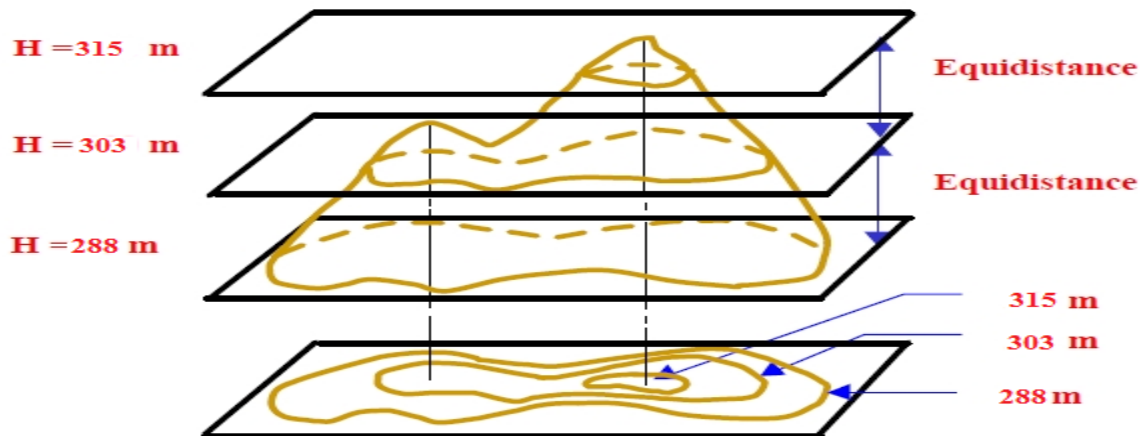


Figure II.1 : calcul de réserve par méthode des courbes de niveaux.

H_1, H_2, H_3 : plans horizontaux;

e : équidistance des courbes (distance constant entre les plans H) ;

1, 2, 3 : intersection de la surface topographique avec H_1, H_2, H_3 (courbes de niveau dans l'espace) ;

II.5.1.1 Définition les courbes des niveaux

On distingue trois sortes de courbes de niveau:

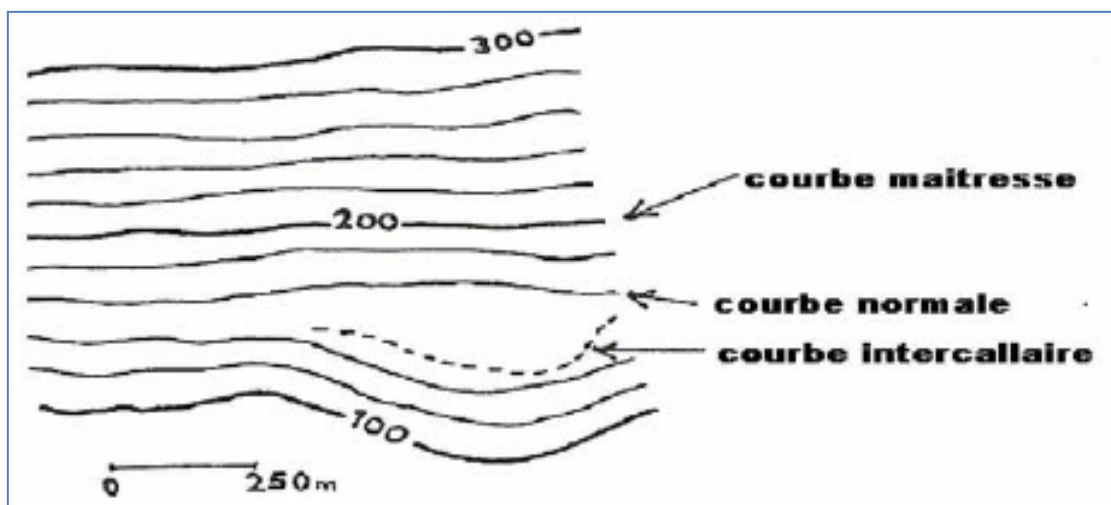


Figure II.2: les courbes des niveaux.

- **A Les courbes secondaires** : traits marrons équidistant de 10 m, 40 m ou plus suivant l'échelle de la carte.
- **B Les courbes maîtresses**: pour facilité la lecture de la carte, on a renforcé le trait d'une courbe sur cinq. Cette courbe renforcée et cotée, s'appelle courbe maîtresse.
- **C Les courbes intercalaires** : lorsque le terrain présente un détail important qui ne serait pas visualisé entre deux courbes, le topographe a fait passer un plan imaginaire à mi-équidistance réelle. La projection du contour obtenu donne une courbe que l'on appelle courbe intercalaire (pointillés marron).

Les surfaces de ces niveaux sont calculées à l'aide du logiciel AutoCAD par cette méthode, On commence par niveaux 315 m jusqu'à niveaux 164 m.

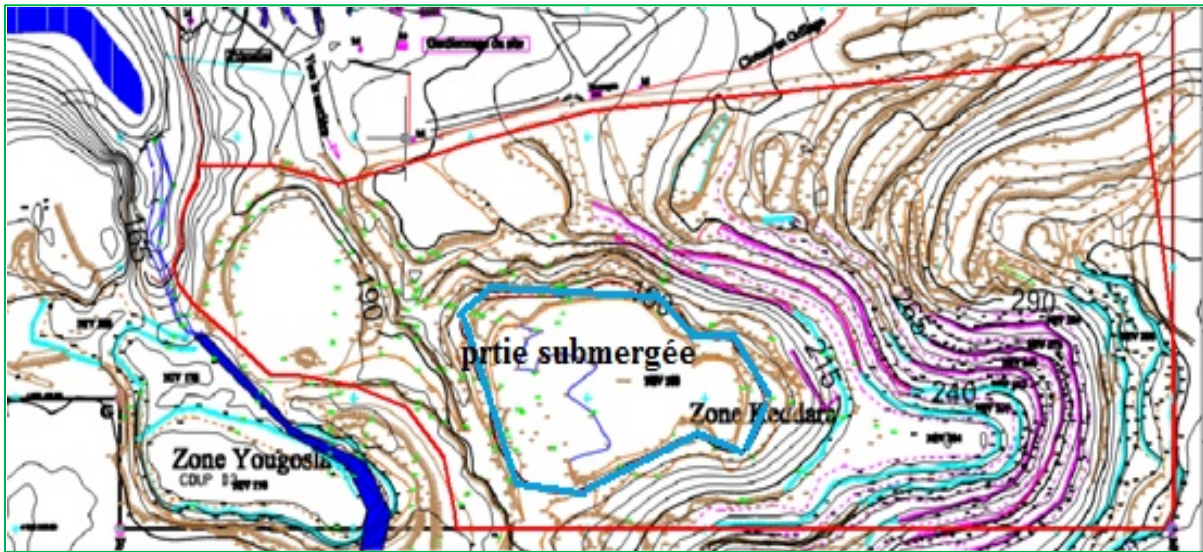


Figure II.3: le volume d'exploitation en rouge de kaddara.

Pour réaliser vos MNT () On créer une grille 3d surface zone kaddara à l'aide du menu grid data. Ouvrez d'abord votre fichier Excel total.

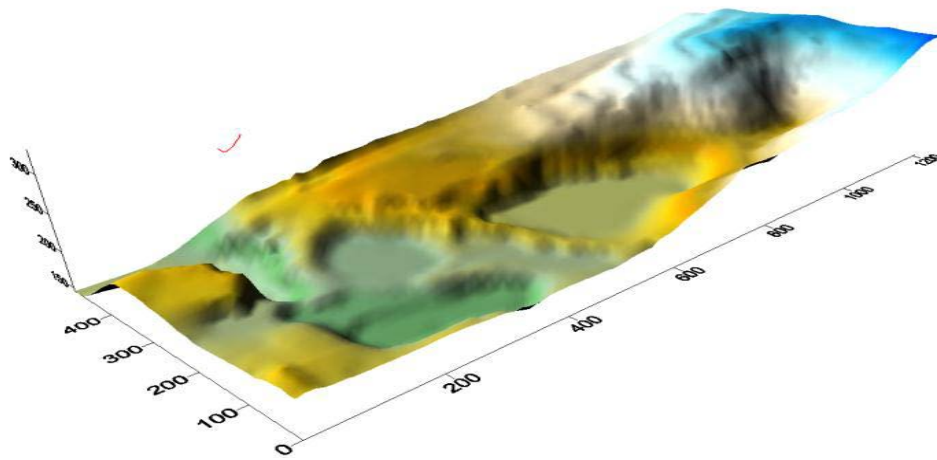


Figure II.4: 3d la surface de la zone totale en rouge de kaddara.

Niveau	surface	moyen	Volume m ³
164	240384.7375	240273.7427	240273.7427
165	240162.7479		
165	240162.7479	239955.0707	1199775.3535
170	239747.3935		
170	239747.3935	239517.9823	1197589.9115
175	239288.5711		
175	239288.5711	238989.7448	1194948.724
180	238690.9185		
180	238690.9185	229844.01125	1149220.05625
185	220997.104		
185	220997.104	203628.73635	5090718.40875
190	186260.3687		
190	186260.3687	179823.5534	899117.767
195	173386.7381		
195	173386.7381	169408.2716	847041.358
200	165429.8051		
200	165429.8051	161871.50855	809357.54275
205	158313.212		
205	158313.212	155437.53005	777187.65025
210	152561.8481		
210	152561.8481	149468.7839	747343.9195
215	146375.7197		
215	146375.7197	139423.29655	697116.48275
220	132470.8734		
220	132470.8734	124912.8362	624564.181
225	117354.799		
225	117354.799	113659.47545	568297.37725
230	109964.1519		
230	109964.1519	157911.19685	789555.98425
235	102929.1209		
235	102929.1209	99827.6438	499138.219
240	96726.1667		
240	96726.1667	92046.06905	460230.34525
245	87365.9714		
245	87365.9714	83990.5551	419952.7755
250	80615.1388		
250	80615.1388	77265.4723	386327.3615
255	73915.8058		
255	73915.8058	71156.67575	355783.37875
260	68397.5457		
260	68397.5457	65589.64335	327948.21675
265	62781.741		
265	62781.741	59241.47225	296207.36125
270	55701.2035		
270	55701.2035	53170.98385	265854.91925
275	50640.7642		
275	50640.7642	48421.9715	242109.8575
280	46203.1788		
280	46203.1788	43914.17845	219570.89225
285	41625.1781		
285	41625.1781	19717.37615	98586.88075
290	37244.3265		
290	37244.3265	17487.3518	87436.759
295	32705.0807		
295	32705.0807	28224.1015	1552325.5825
300	23743.1223		
300	23743.1223	20474.7352	102373.676
305	17206.3481		
305	17206.3481	13208.2586	66041.293
310	9210.1691		
310	9210.1691	6000.02335	30000.11675
315	2789.8776		
		Volume total	22 271 996.2112

Tableau II.2: Calcul Le volume du gisement de keddara 315/164 m

II.5.1.2 Volume de calcaire

niveau	surface (m ²)	hauteur	Volume	masse vol	masse
284	6820	12	81840	2,69	220 149.6
272	9755	12	117060	2,69	314 891.4
260	14235	12	170820	2,69	459 505.8
248	14476	12	173712	2,69	467 285.28
236	20629	12	247548	2,69	665 904.12
224	21878	12	262536	2,69	706 221.84
212	21161	12	253932	2,69	683 077.08
200	16402	12	196824	2,69	529 456.56
188	18554	4	74216	2,69	199 641.04
176	68911.84	5	344559.2	2,69	926 864.248
176	34855.71	8	278845.68	2,69	750 094.8792
164	54361.87	12	652342.44	2,69	1754801.1636
masse total					7 677 893.01

Tableau II.3: le volume de calcaire

Danc le volume de la parie submergée calcule par rapor au niveau 188 m / 164 m

Volume total	11504838.49 m ³
--------------	----------------------------

Autrement la réserve géologique au niveau **188 m / 164 m**

$$Q = V \times d = 11504838.49 * 2,67 = 30948015.54 \text{ tonnes}$$

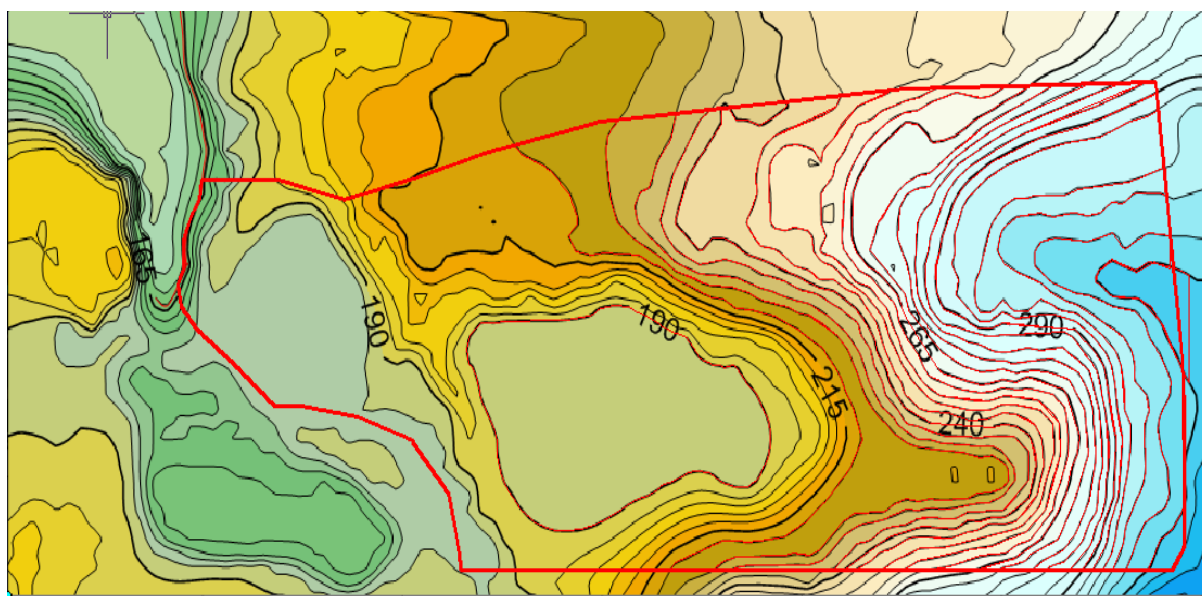


Figure II.5 : la surface de l'extension de la zone totale en rouge de kaddara.

II.5.1.3 le volume de 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.4 : le volume de calcaire ferrugineux

II.5.1.3 Volume du schiste

niveau	hauteur de gradin (m)	Surface (m ²)	Volume (m ³)	masse volumique (t/m ³)	masse tonne
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					231 416

Tableau II.5 : le volume du schiste.

II.5.1.4 Volume du stérile

Niveau m	Surface m ²	Hauteur m	Volume m ³	Masse volu	Masse tanne
320	1515.58	10	15155.8	2	30311.6
308	5721.05	10	57210.5	2	114421
296	10916.75	10	109167.5	2	218335
284	12345.52	5	61727.7	2	123455.2
272	750	5	3750	2	7500
260	5887.7	5	29438.5	2	58877
248	5887.7	5	29438.5	2	58877
236	1361	10	13610	2	27220
		volume	319498.4	Masse total	638996.8

Tableau II.6: le volume du stérile.

II.6 calcule la production

La carrière de KEDDARA produit des granulats de qualité pour les travaux publics, le bâtiment, l'hydraulique (BTPH) et le ballast de voies ferrées, dans quatre stations de concassage installées à proximité l'une de l'autre. Les stations de concassage sont:

- Une station primaire (BABITLESS) avec une capacité de 800 t/h.
- Deux stations secondaires :
- une station ancienne (KRUPP HAZMAG) d'une capacité de 300 t/h.
- une station récente (ARJA) d'une capacité de 200 t/h.

Les fractions produites sont : **0/3 - 3/8 - 8/15 - 15/25 - 25/40 - 40/70.**

Les statistiques de l'activité 2013 montrent que les taux d'utilisation pratiques des installations sont de :

- 75% pour le concassage primaire.
- 60% pour le concassage secondaire (ancien).
- 85% pour le concassage secondaire (nouvelle station).

II.6.1 Réserves industrielles

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

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

$Q_{géol}$: réserves géologiques (tonnes)

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

Pour le gisement de Keddara on aura :

$Q_{ind} = 7677893.0108 \times 0.95 = 7293998.36$ tonnes.

$Q_{ind} = 7293998.36026$ tonnes = **Q exploité**

II.6.2 La Production annuelle planifié

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 fini de 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 $d = 1\%$.

$$Q_{k,p} = 784\ 000 \times 1.01 / 0.99 = 799838 \text{ tonnes/an.}$$

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.

II.6.3 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 absolu ; t/m^3

$$V_m = 77802 / 2.69$$

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

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

II.6.4 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).

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

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

II.6.5 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.

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

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

II.7 La durée de vie de la carrière

La durée de vie d'exploitation de la carrière au niveau 315/164 m est estimée par la formule suivante :

$$T = \frac{Q_{exp}}{Q_{p.an}}$$

$$T = 7293998.36026 / 799838 = 9 \text{ ans}$$

Où :

Q_{exp} : les réserves exploitables (t)

$Q_{k.p}$: production annuelle planifié

réserves géologiques	réserves exploitables	volume de schiste à enlever par niveau
7 677 893.01 t	7 293 998.36 t	231 416 t

Tableau II 7 : les réserves géologiques et réserves exploitables

Chapitre III

Le plan d'arpentage minier de la
carrière de kaddara

III.1 La Partie théorique

III.1.1 Introduction générale.

L'industrie minière joue un rôle prépondérant dans l'économie nationale. La valorisation des ressources minières a été de tout temps un besoin vital pour la survie et le confort de l'homme. Les produits miniers bruts ou transformés demeurent de plus en plus indispensables dans toute la sphère de la vie matérielle et pratique des nations, des populations, de la biodiversité, de l'environnement et ainsi que pour la recherche scientifique et technique.

La mise en valeur des gisements de minerais utiles (G.M.U.) renferme plusieurs étapes :

- La recherche et la prospection ;
- Le développement et la projection de la mine;
- La construction et l'ouverture du gisement ;
- L'exploitation et la fermeture de la mine épuisée ;
- Le traitement des minerais pour la conformité de la qualité à l'usage et enfin, l'extraction éventuelle du métal par procédés métallurgiques.

Pour cette mise en valeur de GUM des processus et ainsi des conditions de leur évaluations. L'arpentage de mines est effectué pour former la base technique, géométrique, technologique, sociale et environnementale.

III.1.2 l'arpentage des mines:

III.1.2.1 Définition :

Science technique, minière et géologique qui effectue des mesures géométriques sur la surface terrestre et dans le sous-sol en vue de représenter à l'échelle réduite, sur un fond géométriquement construit, le modèle ou les conformités de tout indice de forme, de structure, de conditions de gisement, de qualité, et de propriétés, caractérisant le G.M.U. dans ses phases de construction, d'exploitation et de liquidation.

III.1.2.2 Le plan d'arpentage des mines :

Le plan général d'arpentage des mines est un plan horizontal de projection sur une surface parallèle à la surface de référence (géoïde). ou est représenté tant indice structural ou qualitatif des GMU, c'est un plan en mouvement car il est périodiquement mis à jour.

III.1.2.5 Une carte : est représentation graphique, énormément réduite, de la projection conforme sphéroïdale (la surface de référence est confondue à la sphère), réalisée à l'aide des normales à la surface de référence, d'une grande portion de la surface terrestre avec les détails qui s'y trouvent.

Les cartes ont des échelles inférieures à 1/5000 qui demeurent moins constantes du centre aux périphéries de la carte.

Sur les cartes sont reflétés simultanément les systèmes des coordonnées géographiques et rectangulaires et ainsi que la direction du Nord magnétique dont on mentionne également la variation

annuelle de la déclinaison magnétique (δ_m). L'orientation de d'une droite quelconque peut s'effectuer donc à l'aide des trois directions simultanées : la direction(α) du méridiens axial (x), la direction(A_g) du Nord géographique (N_g) et la direction (A_m) du Nord magnétique N_m .

III.1.2.6 L'échelle :

Le meilleur moyen de travail serait d'avoir un model grandeur nature transportable où que nous voulons mais, hélas cela est impossible. Aussi a-t-introduit la notion de l'échelle pour justement avoir un model réduite avec des propriétés telles que : la facilité de son établissement; la lisibilité de sa lecture et la précision dans de ses mesures lors de sa mise en valeur.

1.6.1 L'échelle numérique : est définit comme étant le rapport de la dimension sur le fond (d) et la dimension correspondante sur le terrain (D) :

$$\epsilon = \frac{d}{D} = \frac{1}{N} = \frac{1}{m * 10^n}$$

Où : m, n $\in \mathbb{R}^*$.

Suivant la grandeur de l'indice les échelles usuelles sont les suivantes:

$\epsilon \geq 1/5000$ très rarement $1/10000$ - pour l'établissement des bases de représentation de l'indice destinées aux travaux de projection, de construction, d'exploitation et de fermeture de la mine ;

$\epsilon \leq 1/5000$ - pour l'établissement des bases de représentation de l'indice destinées aux travaux géologiques d'exploration et de prospection.

En pratique, outre l'échelle numérique(ϵ) on utilise l'échelle linéaire et l'échelle de proportion pour la conversion des distances sur les cartes et ou sur les plans aux distances correspondantes sur les terrains et vice versa

1.6.2 L'échelle linière : Les cartes portent le tracé d'une ligne graduée en distance, appelée échelle graphique généralement située au centre du cartouche. Cette échelle, reportée sur une réglette, peut être utilisée pour mesurer les distances sans avoir à faire de calculs.

1.6.3 L'échelle proportion : Une échelle est le rapport entre la mesure d'un objet réel et la mesure de sa représentation (carte géographique, maquette, etc.). Elle est exprimée par une valeur I numérique qui est généralement sous forme de fraction. Une échelle 1/100

(équivalente à « 1:100 » ou « au 100° »¹) implique la formule suivante : dimension apparente = dimension réelle x (1/100).

III.1.2.7 Une pente :

$$\tan \alpha = h / d$$



Figure III.1: les éléments de pente

III.1.2.8 Le pendage : l'inclinaison du gisement qui nous sera exploité

III.1.2.8.1 Déterminer l'angle de pendage d'un plan :

C'est l'épaisseur de la couche sur l'argeur d'affleurement

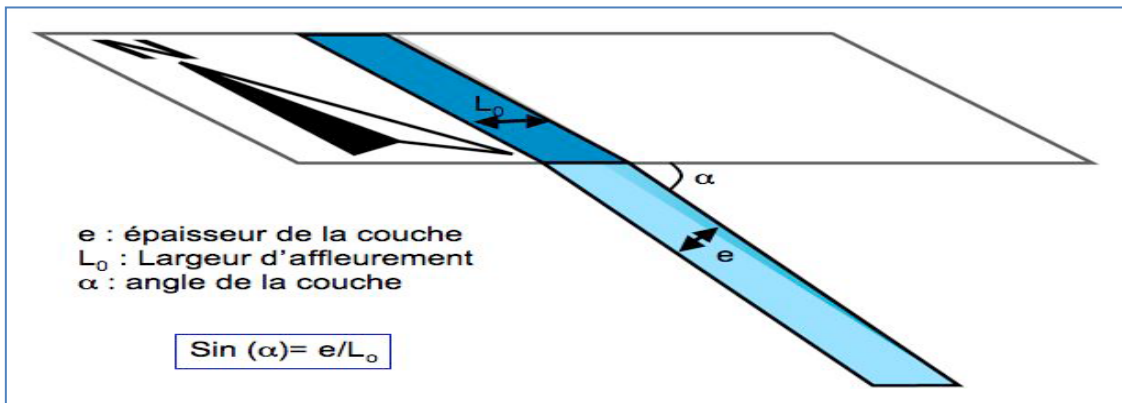


Figure III.2 : Déterminer l'angle de pendage d'un plan

Ces symboles sont indiqués sur les cartes :

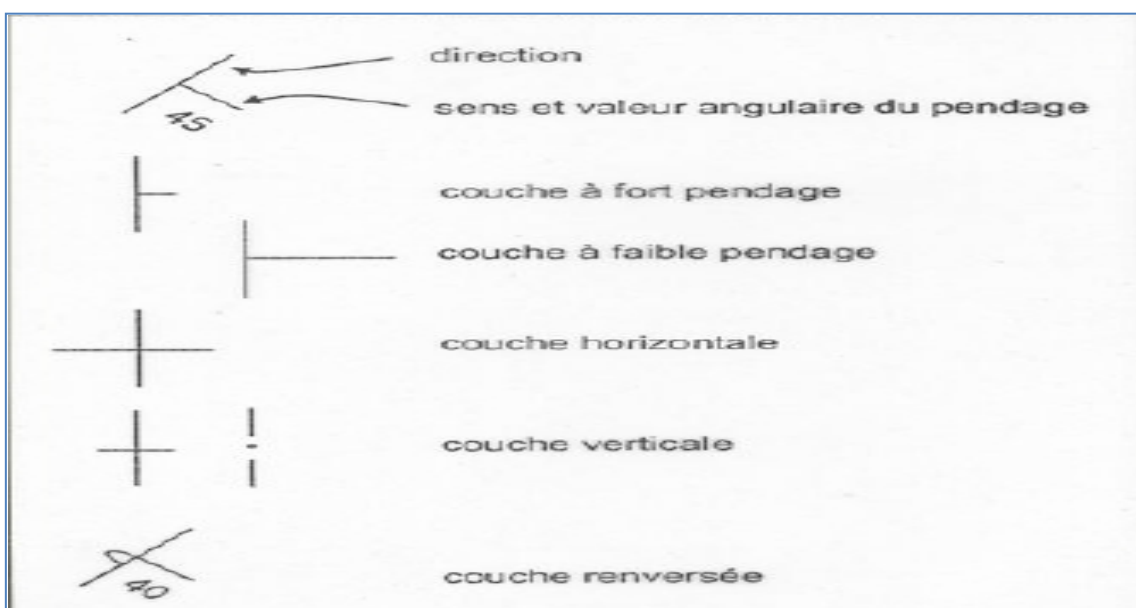


Figure III.3 :les sense de penage sur les cartes



Le sens de pendage dans un plan géologique savoir lire l'interaction entre courbes de niveau et surface géologique et On a 3 types :

III.1.2.8.1.1 Plan horizontal : le tracer sera parallèle aux courbes de niveau

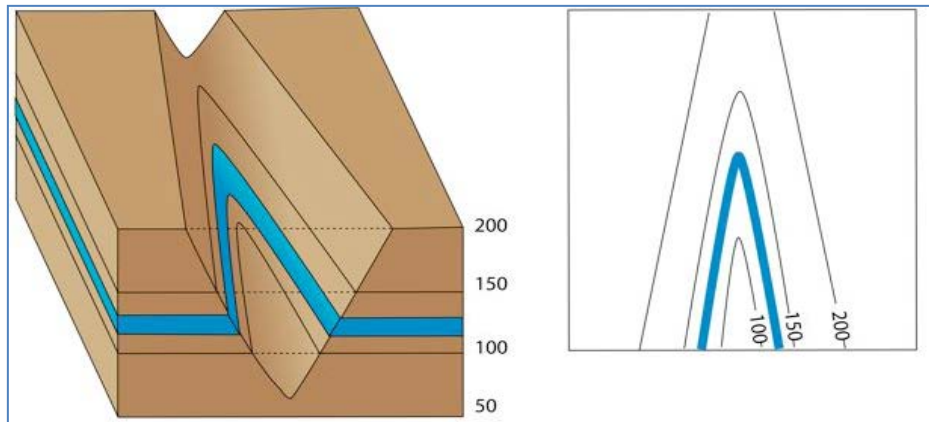


Figure III .4 : Plan horizontal

III.1.2.8.1.2 Plan vertical : le tracer sera recoupera les courbes de niveau selon une droite sans être influencé.

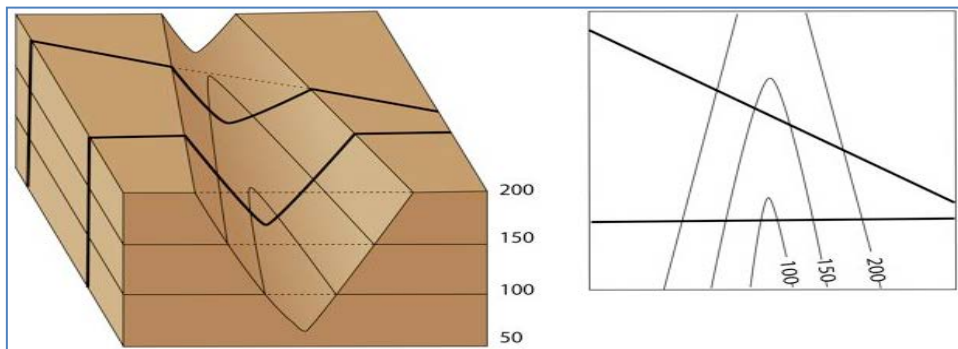


Figure III .5: Plan vertical

III.1.2.8.1.3 Plan incliner : le tracer sera recoupera les courbes de niveau x et sera influencé; Avec règle de v.

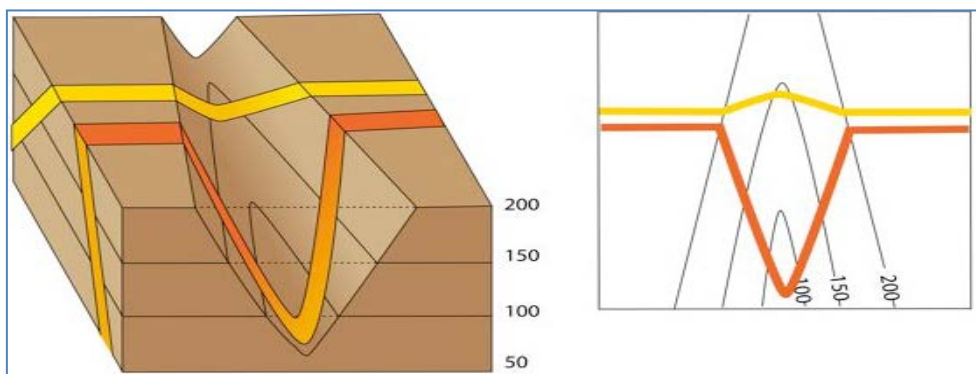


Figure III .6: Plan incliner

Les figures en fonction de la lithologie adaptée des roches :

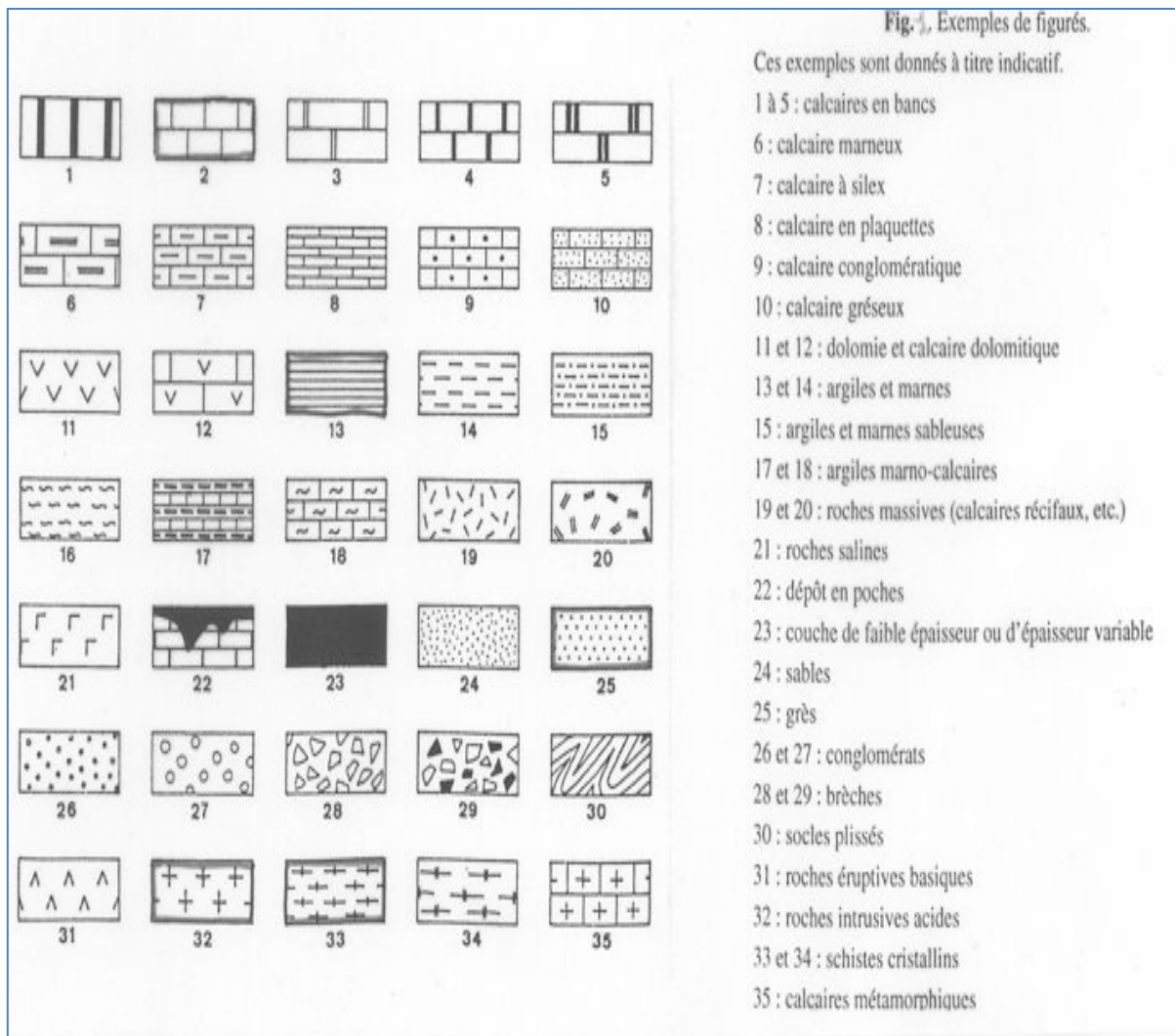


Figure III.7 : la lithologie des roches sur la roche

III.1.2.9 Un gisement :

Le gisement est l'angle formé par la direction du nord de la carte et une direction AB compté dans le sens de marche des aiguilles d'une montre et mesuré à partir du nord de la carte.

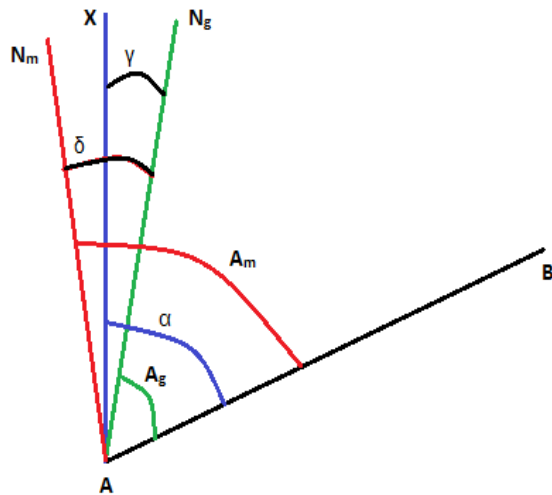
III.1.2.9.1 Détermination des éléments de gisement d'une couche

On appelle éléments de gisement, les données suivant :

α : direction de gisement (direction de la couche)

Trois directions globales d'orientation :

- ❖ La direction (α) du méridien axial X
- ❖ La direction (A_g) du Nord géographique (N_g)
- ❖ La direction (A_m) du Nord magnétique (N_m)



γ - angle de rapprochement des meridiens

δ - déclinaison magnétique

α - gisement de AB

A_g - azimuth géographique de AB

A_m - azimuth magnétique de AB

$\delta\alpha$: Direction de pendage

δ : Sens de pendage (ligne de plus grande pente)

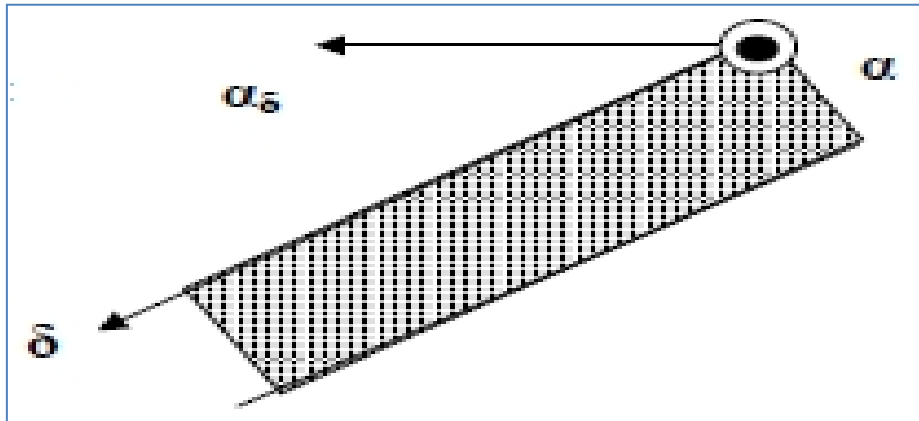


Figure III .8: les directions globales d'orientation.

III.1.3 Systèmes de coordonnées et de projection utilisés en Arpentage des mines

La position d'un point du globe terrestre se détermine dans des différents systèmes de coordonnées dont les plus utilisés en ce qui concerne l'arpentage des mines sont les suivants :

Le système de coordonnées géographiques est formé par le plan du méridien passant par la ville de Greenwich (Méridien de Greenwich) et le plan de l'équateur. Le centre du système est le centre du globe. La position d'un point du globe terrestre est donc donnée par sa longitude d et sa latitude \emptyset .

G - Meridien de greenwith
 λ - Longitude
 ϕ - Latitude
Aa = H - hauteur absolue

Meridiens de greenwith
Parallèles
Equateur

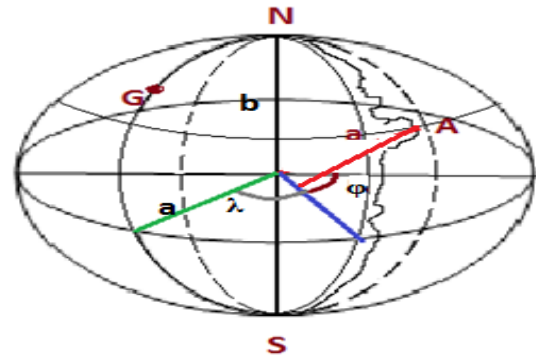


Figure III.9 : Système de coordonnées géographiques

Légende:

- G** → La ville de Greenwich
- A** → Le point considéré
- a** → Sa projection sur le géoïde
- d** → Longitude
- ϕ → Latitude
- Aa = H** → Hauteur absolue

d → la longitude est l'angle dièdre formé par le plan passant par l'observatoire de Greenwich et le plan du méridien passant par le point considéré **A**. **d** : |E, W|

ϕ → la latitude est l'angle formé par la direction de la vertical passant par le point A et sa projection a sur le plan de l'équateur. ϕ : |N, S|

En arpentage des mines on utilise généralement les systèmes de coordonnées spatieux polaires et rectangulaires.

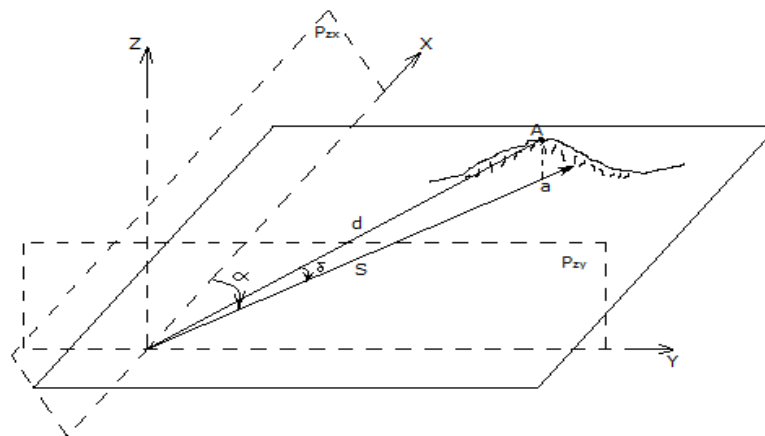


Figure III .10: Système de coordonnées en arpentage des mines.

Légende :

$A(\alpha, \delta, d) \rightarrow$ Coordonnées polaire.

$A(X, Y, Z) \rightarrow$ Coordonnées rectangulaires.

Sur le terrain, les travaux d'arpentage des mines se réfèrent au système polaire. Les points sont déterminés par $A(\alpha, \delta, d)$.

Pour l'établissement des cartes et des plans, on se reporte au système plan rectangulaire. La position d'un point donné se détermine par ses coordonnées X et Y ; $A(X, Y)$.

Pour déterminer la position spatiale d'un point dans les deux systèmes, on détermine sa cote h (la hauteur absolue H).

Les signes des accroissements des coordonnées dépendent du cadran du système des coordonnées.

	ΔX	ΔY
I	+	+
II	—	+
III	—	—
IV	+	—

Tableau 1: la position spatiale d'un point dans les deux systèmes

$$\begin{array}{ll} \text{I : } \alpha' = \alpha; & \text{II : } \alpha' = 180^\circ - \alpha \\ \text{III : } \alpha' = \alpha - 180^\circ & ; \quad \text{IV : } \alpha' = 360^\circ - \alpha \end{array}$$

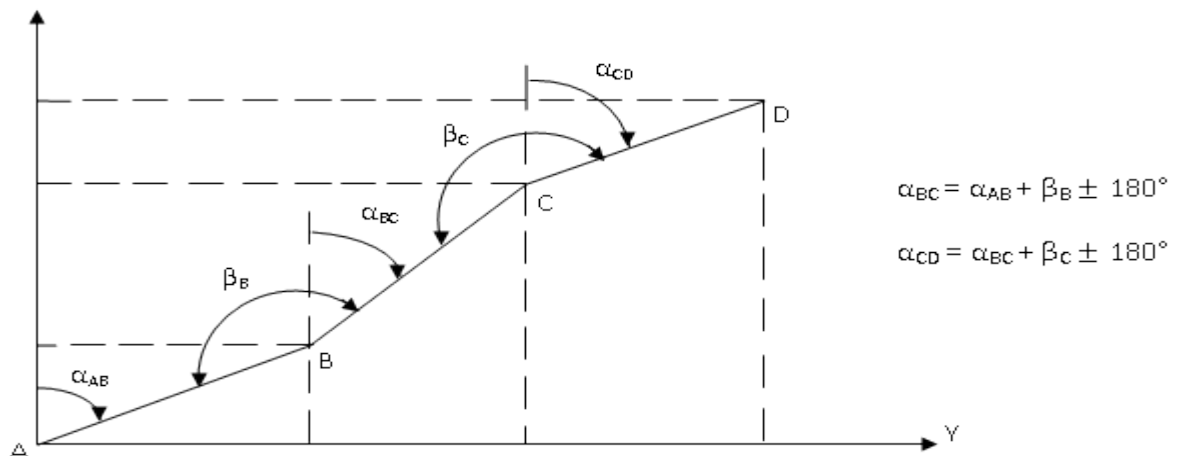


Figure III.11 : Détermination de gisements des droites par rapport au méridien axial

III.1.3.1 La géométrisation de GMU.

La géométrisation de gisement des miniers utiles (GMU), consiste en premier point en établissement des documents graphiques (structuraux ou qualitatifs) ; chaque document représente un indice structural ou qualitatif :

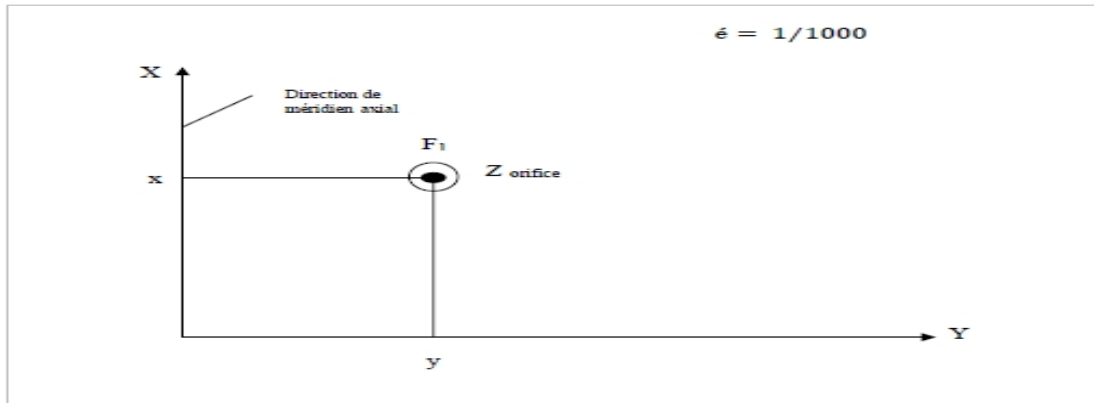
- Indices structuraux : largeur, profondeur, forme, etc.
- Indices qualitatifs : teneur, puissance, etc.

La représentation graphique de chaque indice se fait sur un plan horizontal, c'est le plan général d'arpentage des mines.

L'ensemble des documents graphiques constituent la documentation graphique minière.

III.1.3.2 Représentation des orifices de forages

Chaque puits de forage est représenté par un point de coordonnées (x, y, z orifice)



Avec :

$$\begin{cases} x_{\text{plan}} = \epsilon * x_{\text{réel}} \\ y_{\text{plan}} = \epsilon * y_{\text{réel}} \\ z_{\text{plan}} = z_{\text{réel}} \end{cases} ; (\text{cm})$$

Figure III.12: représentation les coordonnées de forage par un point de (x, y, z orifice)

III.1.3.3 Détermination des projections verticales (h) et horizontales (s) des forages :

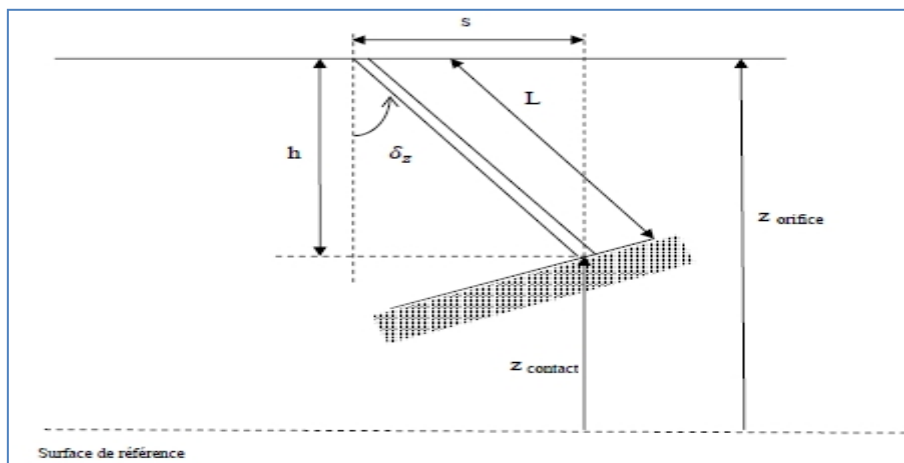


Figure III .13: la projection verticale (h) et horizontale (s) des forages

On appel :

S: projection horisontal de forage ;

h: projection vertical de forage,(profondeur) ;

L:longueur de trou.

$$\begin{cases} s = L * \sin(\delta_z) \\ h = L * \cos(\delta_z) \\ z_{contact} = z_{orifice} - h \end{cases}$$

La projection horizontale fait un angle α avec la direction du méridien axial, on appelle cet angle le gisement,

Avec :

$$s_{plan} = s * \epsilon$$

L'exploitation des mines étant la phase la plus décisive, celle-ci fait nécessairement et obligatoirement appel aux travaux d'arpentage de mines pour :

- l'étude et la géométrisation des indices structuraux et qualitatifs du champ minier ;
- l'exécution, le suivi et le contrôle des travaux miniers ;
- La gestion et le calcul des réserves, des pertes et des dilutions et ainsi que,

L'assurance de la stabilité des ouvrages miniers, du respect des normes de l'environnement dans le temps.

III.2 La Partie pratique

III.2.1 L'environnement de l'exploitation :

Il peut faire rejeter des méthodes seraient techniques possibles

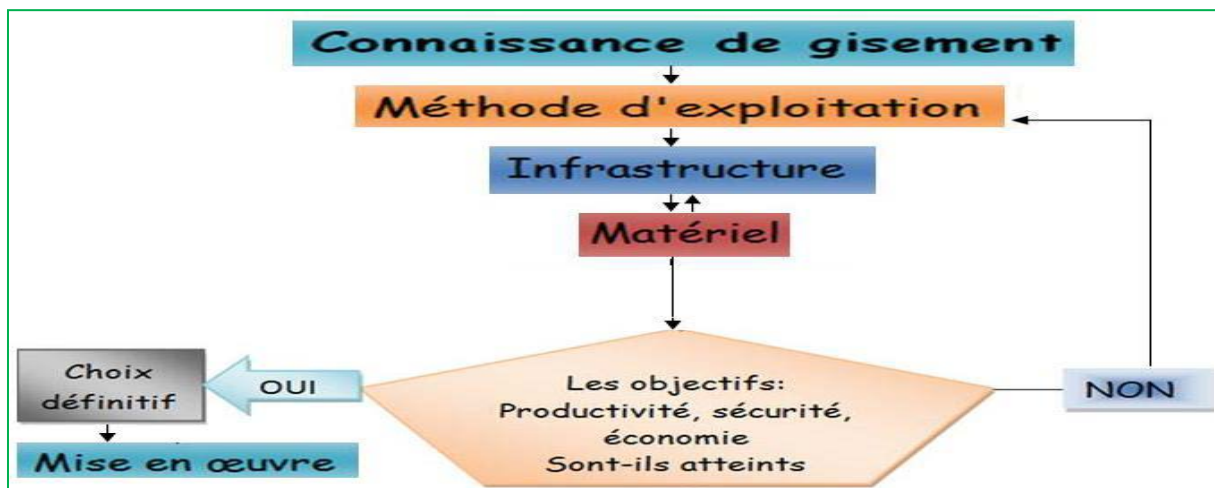


Figure III .1: Organigramme du choix d'une méthode d'exploitation.

III.2.2 La méthode d'exploitation de la partie submergée de keddara :

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 partie submergée de Keddara est menée du niveau supérieur (188 m) vers le niveau le plus bas (164 m). Comme suite :

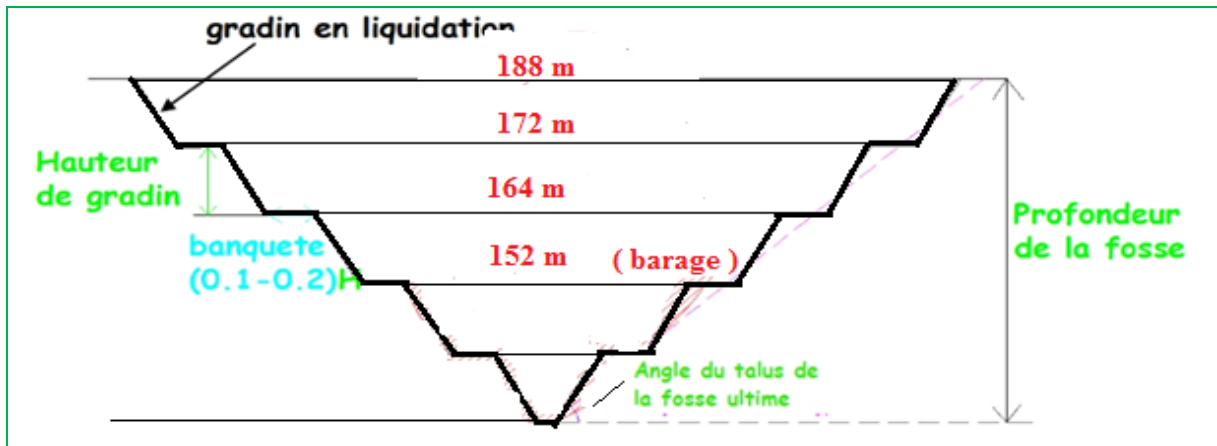


Figure III .2: L'exploitation en fosse de la partie submergée de Keddara à ciel ouvert au niveau supérieur (188 m) vers le niveau le plus bas (164 m).

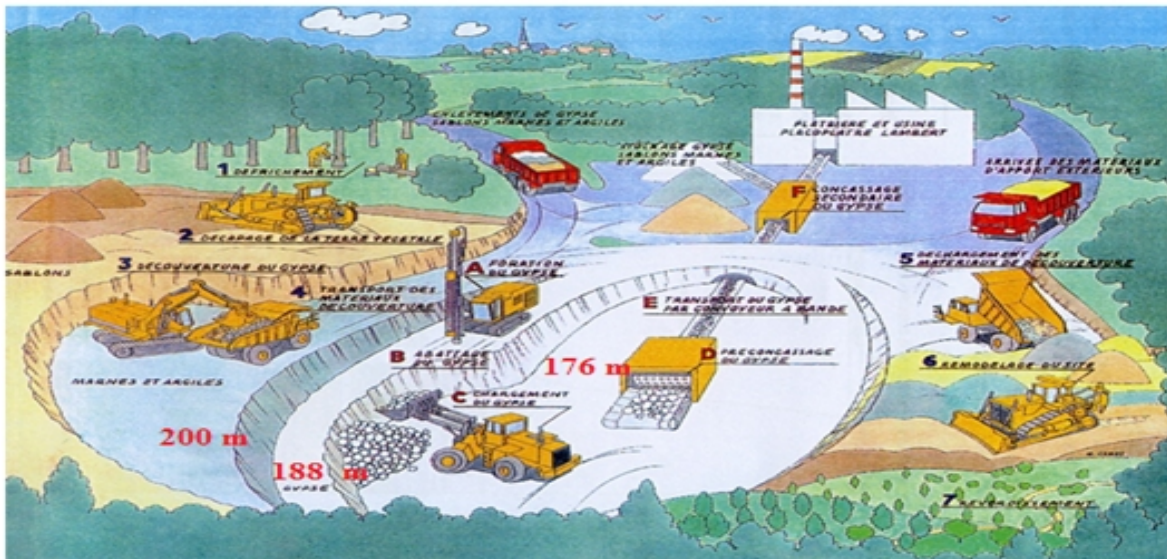


Figure III .3: Le Maude d'ouverture la partie submergée en fosse.

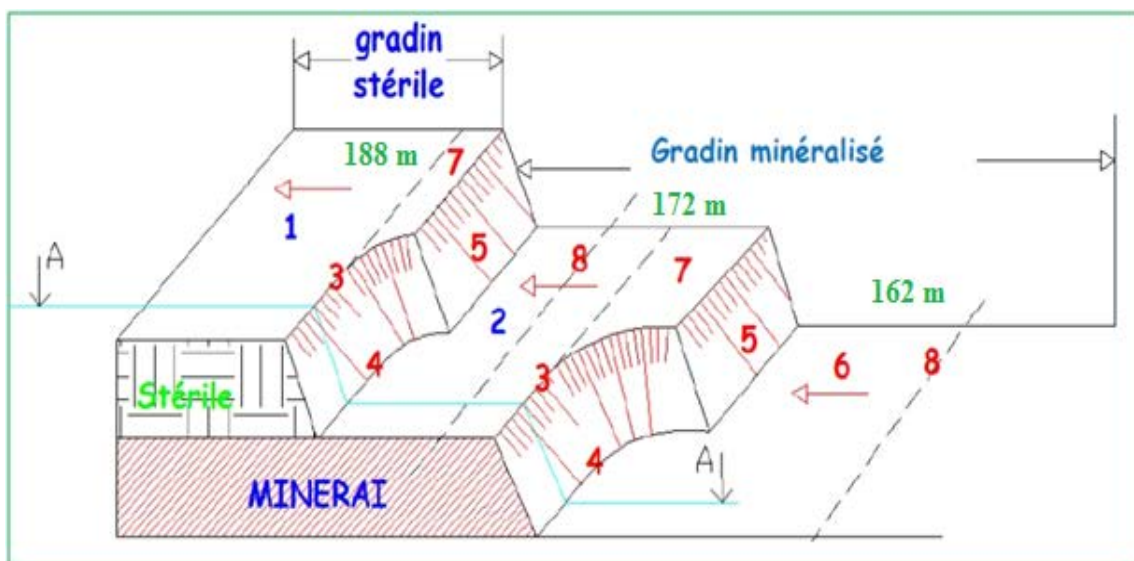


Figure III. 4: Formes des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation.

L'exploitation de la carrière à ciel ouvert de Keddara au niveau supérieur (188m) vers le niveau le plus bas (164 m).

1 : Gradin de stérile.

2 : Gradin de minéralisation.

3 : Arête supérieure.

4 : Arête inférieure.

5 : Talus.

6 : Plate forme.

7 : Tranche d'enlevure.

8 : Axe de la tranchée ou piste d'accès au gradin.

β' : angle de talus du stérile.

β : angle de talus du minerais.

H' : hauteur de stérile.

Danc représenté l'angle de talus du gradin du bord inexploitable par table :

Caractéristique des roches	Coefficient de la durée selon protodiakonov	Angle de talus du gradin	Angle de talus du bord inexploitable pour une profondeur finale de la carrière correspondant			
Extrêmement dure	15-20	75-85	60-68	57-65	53-60	48-54
Dure	8-14	65-75	50-60	48-57	45-53	42-48
Dureté moyenne	3-7	55-65	43-50	41-48	39-45	36-43
Tendre	1-2	40-55	30-43	28-41	26-39	-
Meuble végétale	0.6-0.8	24-40	21-30	20-28	-	-

Tableau III .2: Angle de talus du gradin du bord inexploitable.

III.2.2.1 Les étapes d'exploitation de la partie submergée:

- ❖ Première étape : on exploité la zone **Z3**verre la zone **Z2**

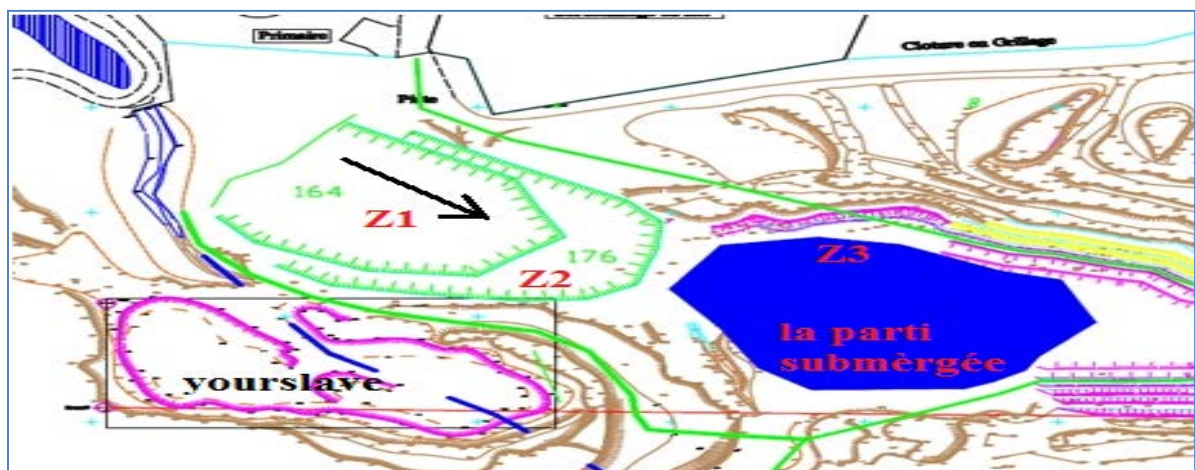


Figure III .5: Le Plan topographique d'exploitation de la partie submergée de keddara

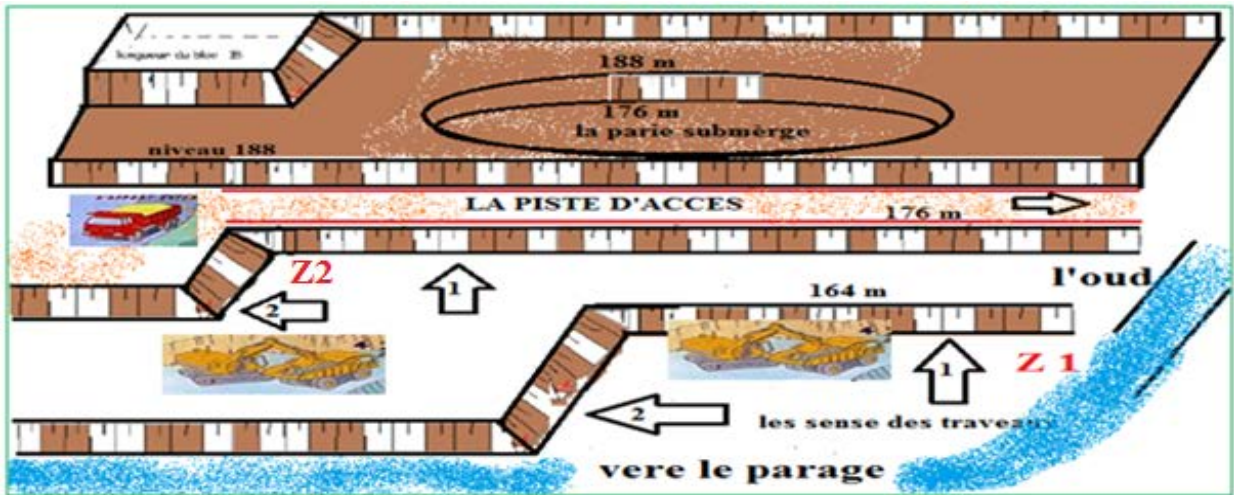


Figure III .6: la méthode d'exploitation de la partie submergée étape1.

La coupe géologique A-A représenté par surfer la partie finale qui exploité.

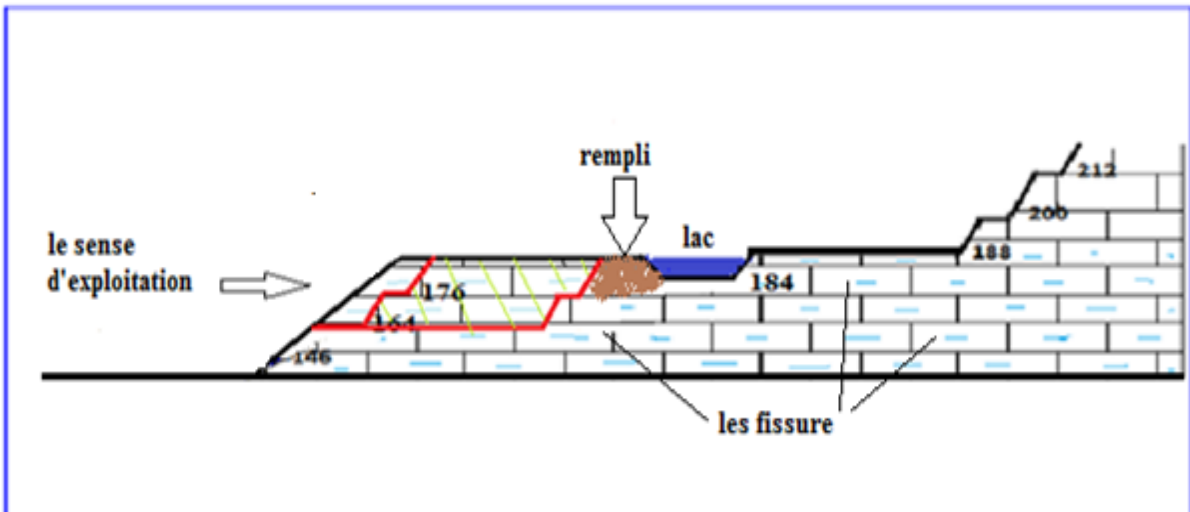


Figure III .7: coupe géologique A-A

❖ Deuxième étape : après l'exploitation de la zone Z3 verre la zone Z2 en passe a la zone Z1.



Figure III .8: la méthode d'exploitation de la partie submergé étape 2.

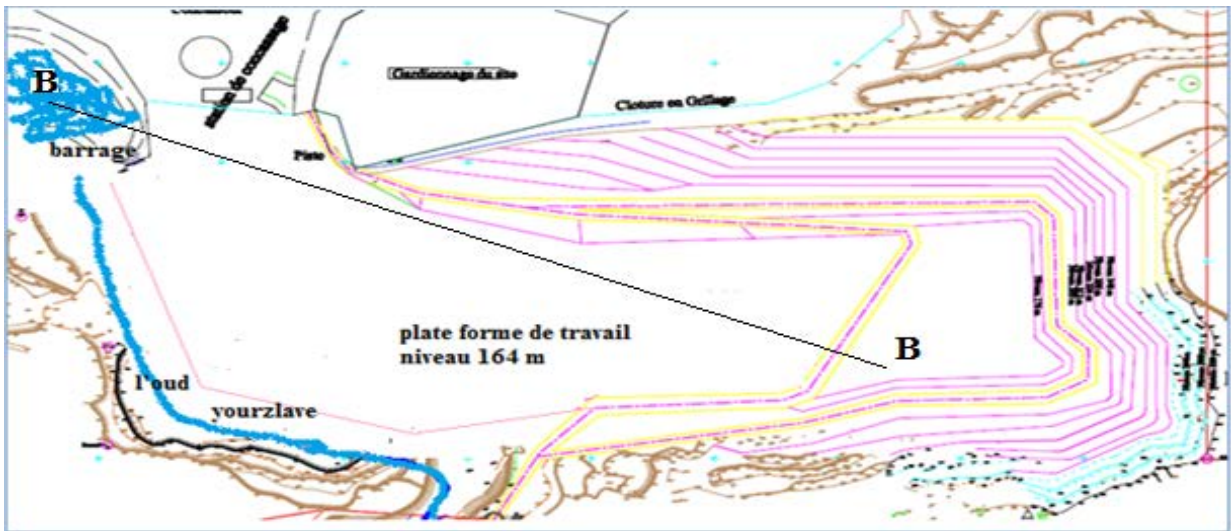


Figure III .9: coupe géologique B-B

La coupe géologique B-B représenté par surfer la partie finale qui exploité.

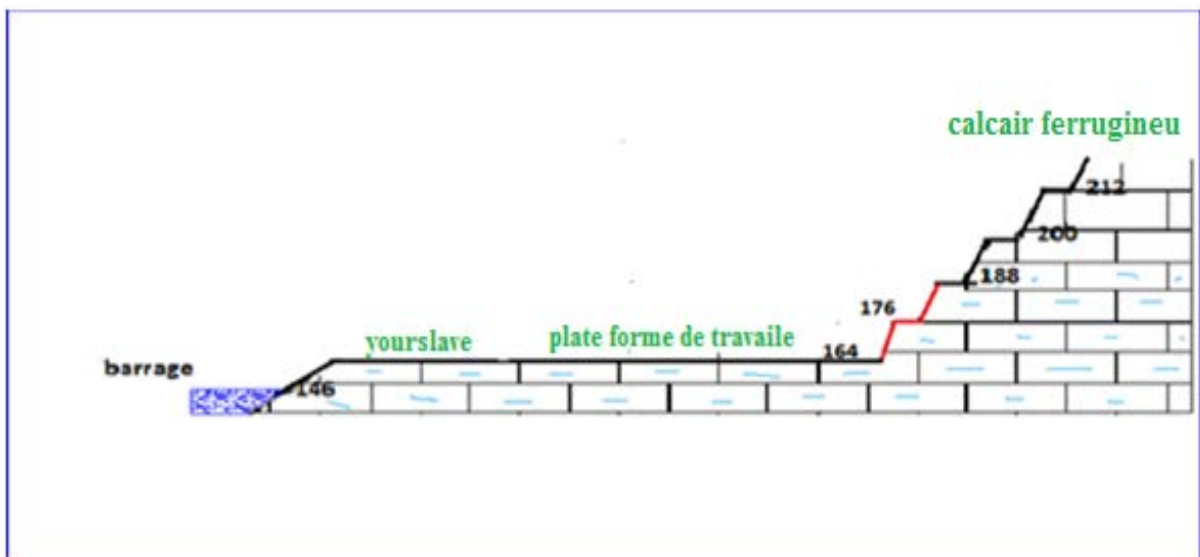


Figure III .10: Coupe géologique B-B

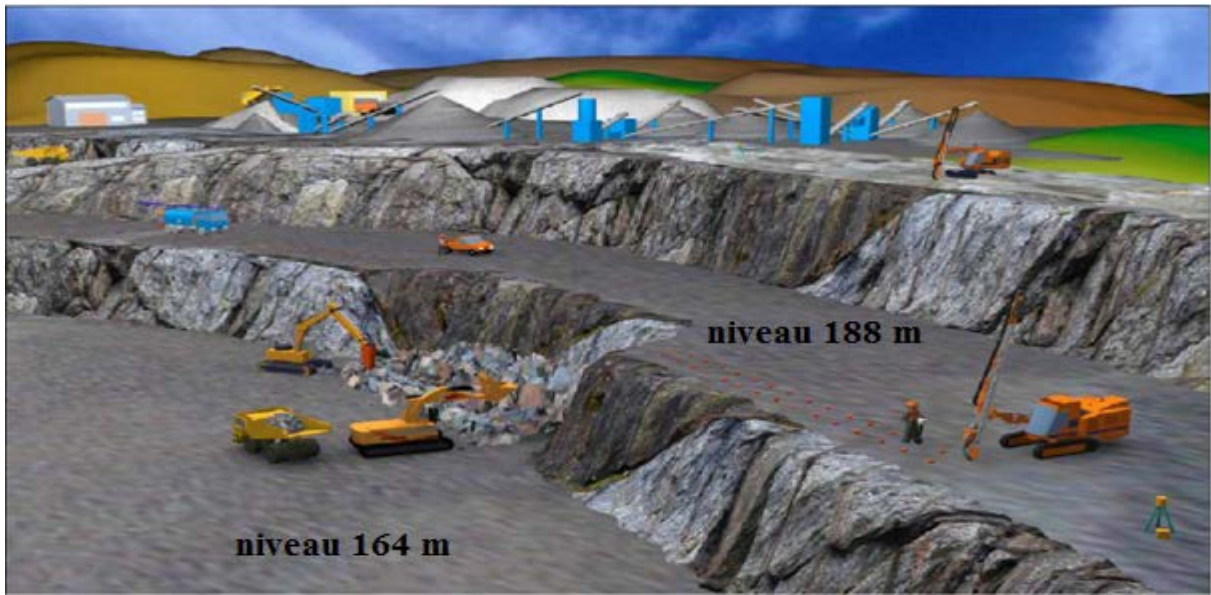


Figure III .11: Le Plan final de keddara avant de fermeture.

Chapitre IV
Planification de travaux minière de la partie
Submergée de keddara

IV Technologie d'exploitation du gisement

IV.1 L'exploitation

Le processus industriel de la carrière commence par la préparation de la surface, pour l'abattage de la roche, qui se fait par enlèvement des stériles de recouvrement.

La découverte consiste à mettre à nu la partie saine de la roche à exploiter. La terre végétale est d'abord décapée au boteur ou au scrapeur, puis disposée en cordons à la périphérie du gisement ou transportée sur une aire de dépôt, pour être éventuellement réutilisée plus tard au moment du réaménagement du site.

Compte tenu de la nature du gisement (calcaire dur) et du fait qu'il s'agit d'un gisement superficiel situé en hauteur (Montagne), la méthode d'exploitation retenue est une exploitation à ciel ouvert avec plusieurs gradins du haut vers le bas.

On a trois étapes des travaux d'exploitation :

a-Travaux d'ouverture:

Les travaux d'ouverture d'une exploitation à ciel ouvert comprennent les processus de dégagement et de déplacement des roches stériles et de recouvrement par la construction de piste ou rampe principale.

La construction de la tranchée au rampe principale d'accès au niveau supérieur se fait lors l'ouverture du gisement, celle-ci démarre de la station de concassage primaire jusqu'au niveau de préparation de premier gradin.

On exécute son dessin sur le plan topographique du site puis en réalise son profil en long, en mentionnant ses paramètres ou ses caractéristique (longueur, largeur, pente, rayon de courbure), on calcule le volume de déblais enlevé et de remblai, grâce à l'exécution des profils en travers.

b-Travaux préparatoires:

Les travaux de développement préparatoires signifient tout les travaux qu'il y a lieu d'entreprendre (réaliser), dans le cadre de la préparation de gradins pour l'abattage on l'appelle : le gradin en préparation,

On y accède par une tranchée d'accès, à la côte de démarrage de la construction de la plateforme du travail, on prépare la construction d'un gradin qui évoluera au fur et à mesure de l'avancement des travaux ; jusqu'à atteindre la côte finale pour laquelle ce gradin atteindra la hauteur fixée dans le projet d'exploitation, à ce niveau le gradin est dit : le gradin en production.

c-Travaux de l'exploitation (d'extraction proprement dite) :

Les gradins qui reculent au cours de l'exploitation à ciel ouvert sont appelés gradins en production ou en extraction, les autres gradins, appelés banquettes qui limitent les plateformes étroites de largeur conventionnelle : $(0.1 \text{ à } 0.2) \times H$ sont destinées à augmenter la stabilité de leur talus.

Les grands gradins sont dits en fin d'exploitation ou gradins en liquidation.

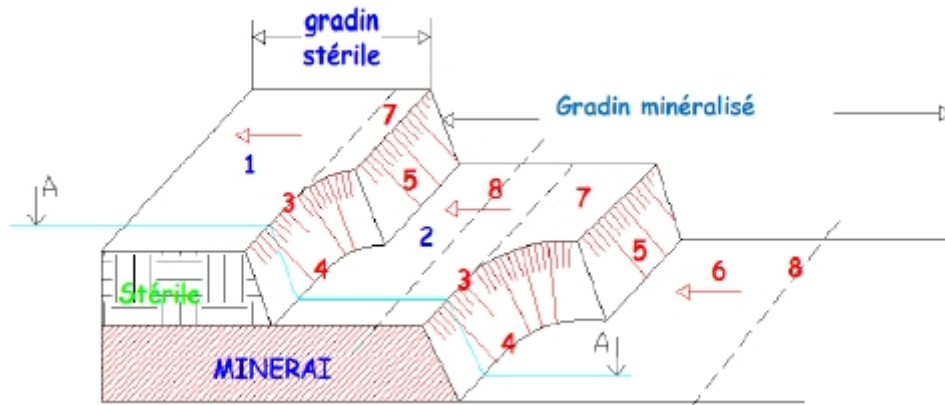


Figure IV.1 : Formes des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation.



Figure IV.2 : Coupes à travers les gradins.

- 1 : Gradin de stérile.
- 2 : Gradin de minéralisation.
- 3 : Arête supérieure.
- 4 : Arête inférieure.
- 5 : Talus.
- 6 : Plate forme.
- 7 : Tranche d'enlèvement.
- 8 : Axe de la tranchée ou piste d'accès au gradin.
- β' : angle de talus du stérile (**Tableau 4.1**). L'angle de talus du bord inexploitable dépend aussi des particularités constructives de ce bord.
- β : angle de talus du minerais.
- H' : hauteur de stérile.
- H : hauteur de minerais.

Caractéristique des roches	Coefficient de la durée selon protodiakonov	Angle de talus du gradin	Angle de talus du bord inexploitable pour une profondeur finale de la carrière correspondant			
Extrêmement dure	15-20	75-85	60-68	57-65	53-60	48-54
Dure	8-14	65-75	50-60	48-57	45-53	42-48
Dureté moyenne	3-7	55-65	43-50	41-48	39-45	36-43
Tendre	1-2	40-55	30-43	28-41	26-39	-
Meuble végétale	0.6-0.8	24-40	21-30	20-28	-	-

Tableau IV.1: Angle de talus du gradin du bord inexploitable.

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 stérile.

IV.2 Abattage des roches :

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.

IV .2.1-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 Kgf/m².

IV.2.2- La dureté des roches :

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 variée entre 6 et 8, on prend la dureté $f = 7$ comme la dureté moyenne.

IV.2.3- 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.

IV .2.4-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 $C_f=1,6$.

IV .2.5-Le degré 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).

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 IV.2 : 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 catégorie de la roche est intermédiaire entre la catégorie III et IV.

IV.2.6- Indice de forabilité (If)

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.

Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V, a proposé son indice de forabilité If 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 :

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

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 repartit en 5 catégories: (Tableau 4.3).

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 $I_f = (20,1 \div 25)$

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 IV.3: 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.

IV.3 Chargement des roches:

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.



Figure IV.3: Chargeur CATERPILLAR N° 15

IV.3.1-La 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.
Une pelle CATERPILAR de 7 m³ de capacité de godet.

IV.3.2- Le 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 m³

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

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

- KOMATSU WA600 de 6 m³

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

IV.3.3.-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 t ;

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

V : capacité du godet de la chargeuse, V= 6 et 7 m³ ;

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

γ : Poids volumique de la roche γ = 2,69 t/m³.

- Pour la chargeuse CATERPILAR de 7 m³ : $N_g = \frac{40 \times 1.6}{7 \times 0.85 \times 2.69} = 3.99 \approx 4 \text{ godets.}$

- Pour la chargeuse KOMATSU WA600 de 6 m³ : $N_g = \frac{40 \times 1.6}{6 \times 0.85 \times 2.69} = 4.66 \approx 5$ godets.

IV.3.4- La durée de chargement d'un camion

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

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

t_c : la durée d'un cycle de la chargeuse. $t_c = 40$ secondes.

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

- Pour la chargeuse CATERPILAR de 7 m³ : $T_{ch} = 40 \times 4 = 160$ s

- Pour la chargeuse KOMATSU WA600 de 6 m³ : $T_{ch} = 40 \times 5 = 200$ s.

IV.3.5-Le 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 chargé ; $P_j = 77802/19 = 4095$ 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 6 m³ :

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

IV.4 Déplacement et transport des roches

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.

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.



Figure IV.4: Dumper KOMATSU N° 20

Les moyens matériels existants dans l'unité de Keddara sont montrés dans le tableau ci-après :

Opération	Désignation	Marque	Type	Année	Capacité	Etat	Observation
Foration	G.foration N° 01	SANDVIK	TITON400	2005	30 m/h	Moyen	Keddara
	G.foration N° 02	A.COPCO	ECM580Y	2007	25 m/h	Moyen	Affecté à Ifir
	G.foration N° 03	KOMATSU	ECM580Y	2007	25m/h	Moyen	Keddara
Chargement	Chargeur N° 15	CATER	WA600-3	2004	6 m/h	Moyen	Keddara
	Chargeur N° 17	CATER	980H	2007	5 m ³	Bon	Station de concassage
	Chargeur N° 18	CATER	988H	2007	7 m ³	Bon	Keddara
	Chargeur N° 19	CATER	988H	2007	7m ³	Bon	Affecté à Ifri
Transport	Dumper N° 20	ASTRA	RD32	2007	27 T	Moyen	Affecté à Ifri
	Dumper N° 21	ASTRA	RD32	2007	27 T	Moyen	Affecté à Ifri
	Dumper N° 22	ASTRA	RD32	2007	27 T	Moyen	Affecté à Ifri
	Dumper N° 26	BEML	BH50M	2009	40 T	Bon	Keddara
	Dumper N° 27	BEML	BH50M	2009	40 T	Bon	Keddara
	Dumper N° 28	BEML	BH50M	2009	40 T	Bon	Keddara
	Dumper N° 29	BEML	BH50M	2009	40 T	Bon	Keddara

Tableau IV.4: les engins de transports.

IV .4.1-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 :

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

IV.4.2- Le 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 souhaité 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 souhaité.

IV.4.3-Mise à stérile :

La mise à stérile 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.

IV.5 Le plan de tire des Gradin

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.

IV.5.1-Les Paramètres de plan de tir :

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

Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de 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, (Hg);
- la profondeur du trou (Ltr);
- la sous-foration (LS);
- l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, (β) ;
- la ligne de moindre résistance (résistance au pied de gradin), (W) ;
- le diamètre du trou (d);
- la maille ou le rapport banquette/écartement entre trous;
- la distance entre les trous dans une rangée (a);
- la distance entre les trous (b);

- la qualité et quantité de la charge;
- l'ordre de mise à feu des charges (amorçage).

IV.5.2-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.
- ✚ 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 : $d = 89\text{mm}$.

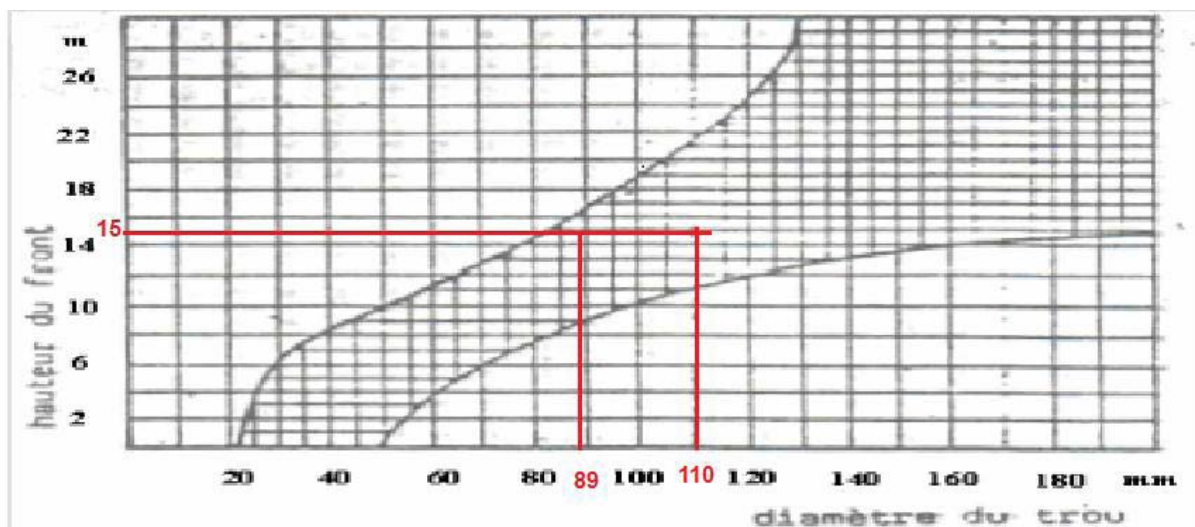


Figure IV.5 : Choix du couple diamètre -hauteur de front

IV.5.3- Le 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.

L'unité de KEDDARA utilise plusieurs types d'explosifs et d'accessoires afin d'effectuer l'abatage à savoir:

- Explosif N18 Φ 65
- Explosif Gélanit 3 Φ 65
- Anfomil
- Cordeau détonant 12g
- Fil de tir
- D.E.I (Détonateur électrique instantané)
- D.M.R (Détonateur à micro retard)

IV.5.4- 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 pneumatique 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.



Figure IV.6: foration ATLAS COPCO N° 2.

IV.5.4.1-Rendement de la foreuse :

La vitesse de foration qui en fonction de l'état de la roche et du diamètre du trouet 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 $P = 855\,827 \text{ t/an}$).

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 (308 t/trou).

$$N_s = \frac{855827 \times 1.22}{15 \times 1 \times 326 \times 308} = 0.69 \approx 1 \text{ Sondeuse.}$$

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.

IV.5.4.2 L'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. On prend l'inclinaison de 15° pour notre cas. 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.

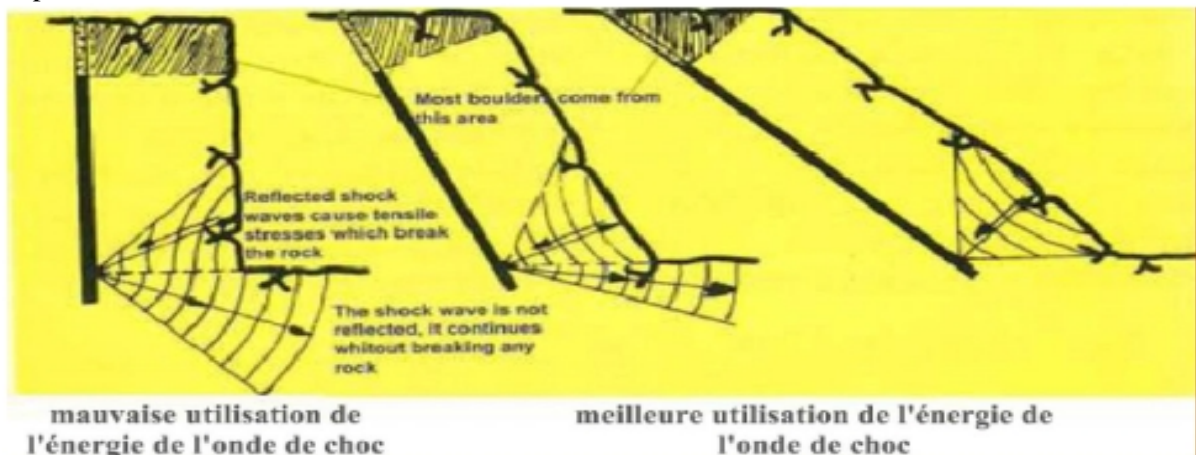


Figure IV.7: L'effet de l'onde de choc au pied selon l'inclinaison du trou.

IV.5.4.3- La 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.

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

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

IV.5.4.4- La profondeur du trou (L_{tr}) :

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

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

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

IV.5.4.5- La 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:

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

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

IV.5.4.6- La 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.

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

IV.5.4.7- La distance entre les rangées (b) :

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

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

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

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

IV.5.4.8- Nombre de trou par volée :

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

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

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

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

Avec ;

V_m : volume mensuel (m^3).

N_{tir} : nombre de tir par mois.

V_{tir} : volume abattu par tir.

IV.6 La Répartition de charge

IV.6.1- Les caractéristiques des explosifs

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- Temexi : 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.

c-Marmanit II, pour la charge de pied avec:

Diamètre de cartouche de 80 mm;

Longueur de cartouche est 50 mm;

Poids de cartouche est 2,5 kg;

Type de cartouche est : gaine plastique

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

Caractéristique	Marmanit 2	Anfomil	Temex 1
Résistance a l'eau	Médiocre	Médiocre	Très bonne résistance
Densité	1.05	0.85	1.22
Vitesse de rotation(m/s)	4500	2600+_100	4500-5000
Puissance c. u. p	1.27	1.15	
Énergie (kj/kg)	3987	3803.8	/
Volume de gaz (L/Kg)	868	967	/
Utilisation	Explosif pour les roches de dureté moyenne.	Explosif pour les roches de dureté moyenne.	

Tableau IV.5: Caractéristiques des explosifs utilisés [guide de l'O.N.E.X].

IV.6.2- 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 ;($P_c = 2 \text{ kg}$).

L : longueur de la cartouche ;($L = 50 \text{ cm}$).

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

IV.6.2- Hauteur de charge de fond théorique (H_{th}) :

Elle est déterminée par la formule suivante :

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

Où :

L_t : longueur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

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

IV.6.3- Hauteur réelle de charge de fond (H_f) :

Elle est déterminée par la formule suivante :

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

Où :

L : longueur de la cartouche ;($L = 50 \text{ cm}$).

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 :

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

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

IV.6.4- Poids de la charge de fond (Q_f):

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_f = N_r \times P_c ; (\text{Kg})$$

Où :

N_r : nombre de cartouche real ;

P_c : poids de la cartouche ;($p_c = 2 \text{ kg}$)

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

IV.6.5- 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 :

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

Où :

D : diamètre de trou ;(mm).

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

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

IV.6.6- Hauteur de charge de colonne (H_c) :

Elle est calculée par la formule suivante :

$$H_c = L_t - (H_0 + H_f) ; (m)$$

Où :

L_t : profondeur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

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

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

IV.6.7- Poids de charge de colonne (Q_c)

Il est calculé par la formule suivante :

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

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 ;($\rho_{exp} = 0,90 \text{ g/cm}^3$)

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

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

IV.6.8- 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 :

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

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

IV.6.9- 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 :

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

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

IV.6.10- 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 :

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

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 calcaire abattu ;($\gamma = 2,69$)
 $Q_s = 200$ g/tonne

IV.6.11- Longueur de bourrage (L_b)

$$L_b = 13.6 - 10.3 = 3.3$$

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

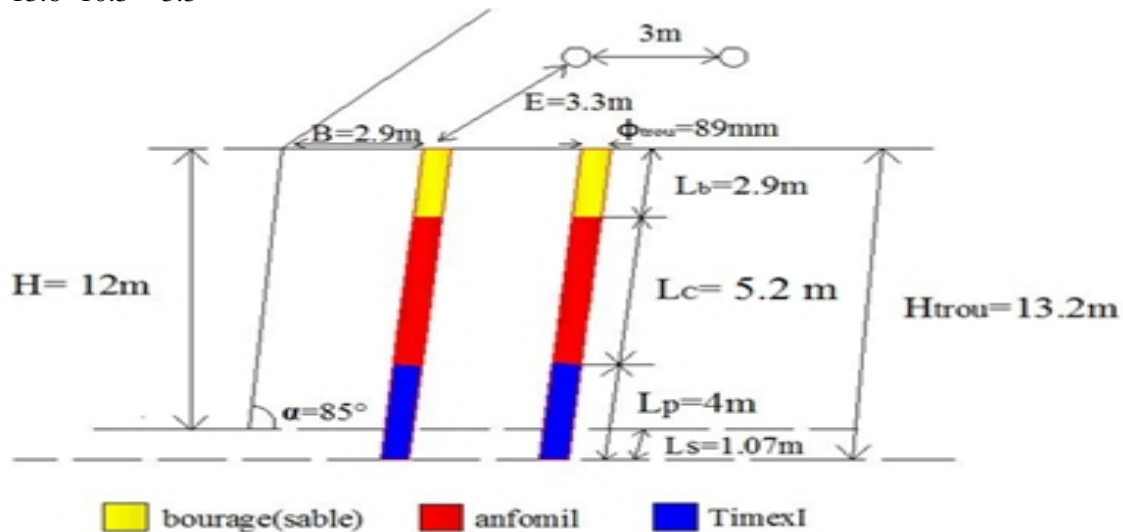


Figure IV.8 : Schéma du plan de tir de l'extraction.

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.

IV.6.12- 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 cordons 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.

IV.6.13- 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 : On accord 1, qui est disponible à l'ONEX, ses caractéristiques, sont :

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

IV.6.14- 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°8 ou 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.

IV.6.15- 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 DE.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 en explosées 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.

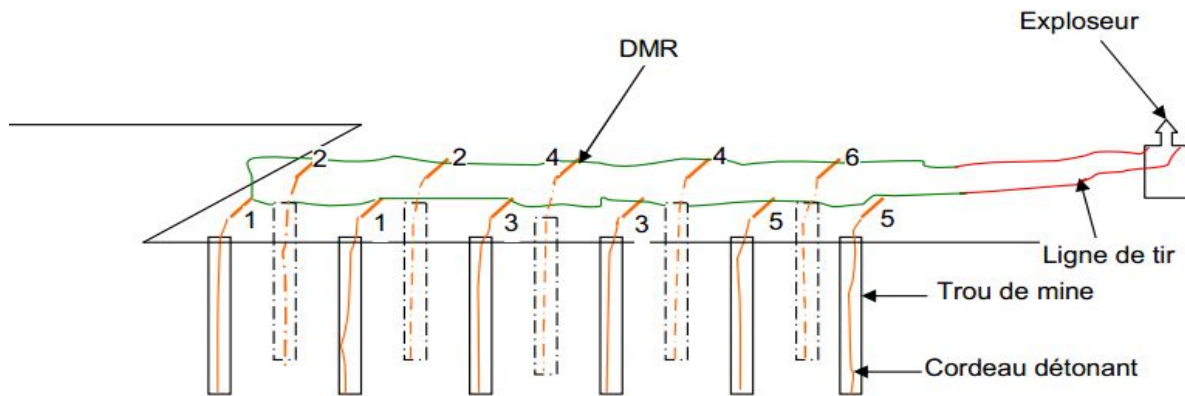


Figure IV.9: Amorçage du cordeau détonant

IV.6.16- La protection des constructions et la Projection des roches :

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 ».

R= Distance par rapport au site, 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

$$Q = \left(\frac{R}{k_5}\right)^3$$

$$Q = 750Kg$$

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

IV.6.17- La 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).

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

$$Q = 700 \text{ Kg.}$$

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.

IV.6.18- Caractéristiques de la piste:

Il est planifié en tenant compte de la topographie du gisement, des dimensions techniques des engins (largeur de la benne) de transport, de la production et de la durée de vie de la carrière ou mine à ciel ouvert.

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

IV.6.19- Pente :

La pente de la piste est un facteur important pour l'opération transport, à fin d'assurer de bonnes conditions de travail et de sécurité. En ligne droite.

Cette pente est de 10% et parfois 12%-15%, donc on peut aller à 12%.

Dans un virage : cette pente ne doit pas dépasser 6%.

Cette pente est en général pratiquement surmontable pour les camions destinés au roulage, surtout si nous prenons en considération que ces derniers vont circuler à vide (en montée) et chargé (en descente) si l'exploitation est du haut vers le bas.

IV.6.20- Largeur :

La largeur de la piste d'accès dépend des paramètres techniques de camion circulant à une voie ou à double voies.

La largeur d'une voie : $L + (a + 2c) + r$

La largeur de deux voies : $L + 2(a + c) + x + r$

Où :

r : largeur de la rigole d'évacuation d'eau (généralement : $r = 0.5\text{m}$ et une profondeur de 0.4m).

a : largeur de la benne de camion.

c : largeur de la bande de sécurité entre le camion et le bord de la piste tel que :

$$C = 0.5 + 0.005v = \frac{1}{2} \left(1 + \frac{v}{100} \right)$$

Où :

v : vitesse moyenne de déplacement des camions à vide (km/h).

x : bande de sécurité entre camion-camion.

La largeur minimale de la piste est donc déterminée par l'expression avec la largeur de la benne du camion.

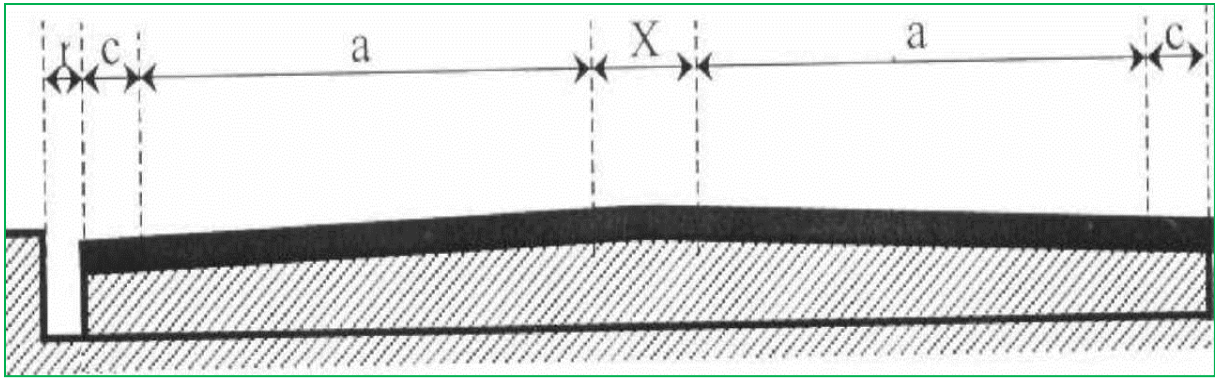


Figure IV.10: Les paramètres de piste

IV.6.21- Le virage

Dans le cas de virage cette distance doit être augmentée à cause du croisement de véhicule.

$$W = 2(U + Fa + Fb + Z) + C$$

$$C = Z = 0.5 (U + Fa + Fb)$$

$$W = 3.5 (U + Fa + Fb)$$

Où :

U : largeur de véhicule (centre à centre des pneus).

Fa : largeur de surplomb avant.

Fb : largeur de surplomb arrière.

C : dégagement latéral total.

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

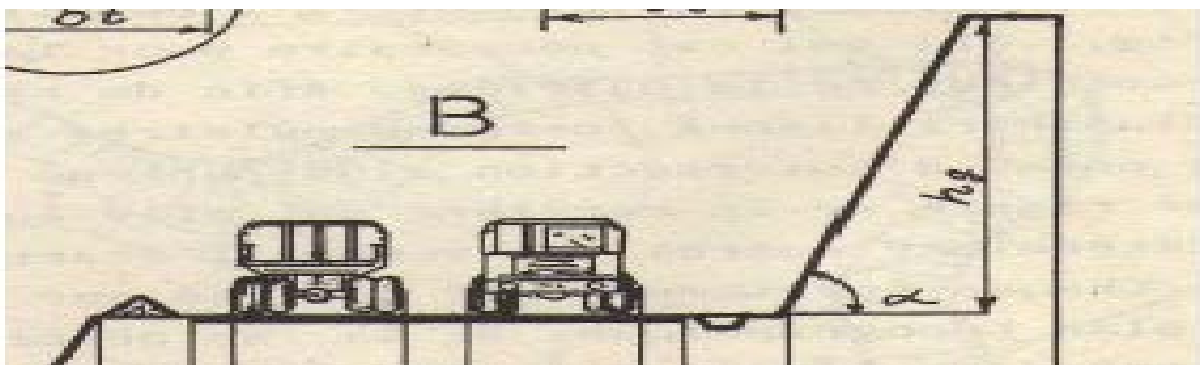
La cote de la pente dangereuse, la hauteur de la rampe supérieure au rayon du plus grand

IV.6.22- 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 :

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



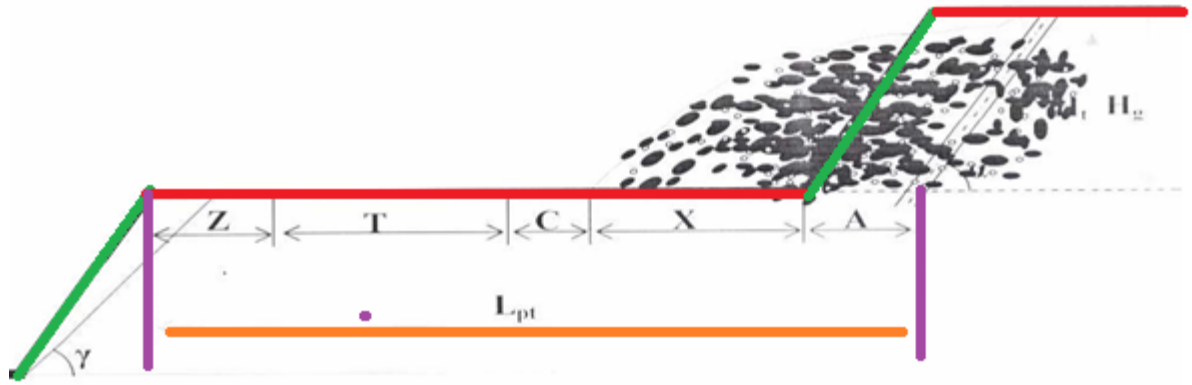


Figure IV.11: Schéma de la plate-forme de travail (abattage en explosif).

Où :

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

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

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

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

T : Largeur de la voie de transport (m)

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

La valeur de A est déterminée par la formule suivante :

$$A = \frac{w}{\cos \beta}, \text{ (m).}$$

W : ligne de moindre résistance = (2.5 à 3.2) m, la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structures du front d'abattage, on prend $w = 2.9$ m,

β : étant l'angle d'inclinaison de trou de mine, ($\beta = 15^\circ$) par rapport à la verticale;

Donc, **A = 3 m.**

➤ La largeur X est calculée par la relation suivante :

$$X = A (2 K_f \times (H_g / H_t) - 1), \text{ (m).}$$

K_f : coefficient de foisonnement des roches, (1.6) ;

H_g : hauteur du gradin, (m);

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

Si $H_g = 12\text{m} \Rightarrow H_t = 0.9 \times 12 = 10,8$ m

Donc, **X = 7,7 m**

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

$$C = 0,2 \times H_g, \text{ (m).}$$

$H_g = 12\text{m} \Rightarrow C = 2,4$ m.

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

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

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

α : l'angle de talus de gradin en exploitation, 80° ;

Donc :

$H_g = 12\text{m} \Rightarrow Z = 2$ m;

➤ La largeur de la voie de transport est de :

$$T = 2A + Bc + 2b$$

A: la largeur du camion (m).

$$A = 4.5\text{m}$$

Bc: distance entre deux camions (m).

$Bc = [0.7 - 1.7]$; on prend $Bc = 1.5\text{m}$

b: la largeur de la bande de sécurité (m)

$b=0.4-1\text{m}$. On prend $b=1\text{m}$.

Donc $T=12.5\text{m}$

Donc la largeur minimale de la plate-forme est :

$L_{\text{pt}}=27.6\text{ m}$

IV.6.22 CONCLUSION GENERALE

L'objectif de ce travail est de présenter l'unité de Keddara au sein d'ALGRAN, son gisement de calcaire, sa géologie, ses caractéristiques, et le fonctionnement de la carrière qu'elle exploite.

le rendement de l'exploitation à ciel ouvert. se caractérise par :

- Le système d'exploitation ;
- La grandeur du front des travaux d'extraction et de découverte ;
- La vitesse d'avancement et la cadence d'approfondissement ;
- La forme et le degré de la mécanisation des processus d'extraction et de découverte...

L'exploitation à ciel ouvert, est fait une partie essentielle dans les travaux d'arpentage mines, l'importance de l'exploitation est devenue de plus en plus remarquable vue le développement considérable dans tous les domaines technique et économique.

IV.6.23 Référence

- [1] <http://www.enofmines.com>
- [2] **ALGRAN** ; « Plan d'exploitation 2012 et 2013 », carrière de Keddara.
- [3] données météorologiques de la station de Dar El Beïda relatifs à la période 1956–1990
- [4] plan de réhabilitation Keddara 31/12/2013
- [5] dictionnaire géologique
- [6] **Evgueni. Porokhovoï** stabilité à long terme des talus de mines à ciel ouvert dans les massifs des roches basiques et ultrabasiques page 35(Ad)
- [7] **Kamel M'ZOUGHEM / Walid CHENAF** Etude géotechnique de la stabilité des talus dans la carrière de Ain El Kebira (Sétif) (. CLASSIFICATION DES MOUVEMENTS DE TERRAINS)
- [8] **Reiffsteck Ph.LCPC div. MSRGI sec. CSOG** Mécanique des Sols Avancée Stabilité des pentes
- [9] GC I 730 -RÉSISTANCE AU CISAILLEMENT (CHAPITRE ANALYSE DE STABILITÉ DES PENTES)
- [10] **M.Said.BIR** -Ecoulement au travers les milieux poreux Approche stochastique Thèse de Magistère de l'université de MOULOUZ .MAMMERI de TIZI OUZOU (page 12-16) ; 2012
- [11] **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
- [12] **Hervé Oudin** « Cours sue Méthode des éléments finis» cel-00341772, version 1 - 26 Nov 2008
- [12] **S. AMRANI** « Etude de Stabilité des Talus de la Carrière de Meftah (Blida) » projet de fin d'études de l'école nationale polytechnique d'Alger
- [14] **KOVALENKO, K** ; « Exploitation des carrières », OPU, 302 pages ; 1986.
- [15] **DELAGÉ, P; CUI, Y.J** ; « Comportement mécaniques des sols non saturés » C302 ; Technique de l'ingénieur, traité construction ; 19 pages ; 1999.
- [16] **LAVASSEUR, M** ; « Contribution des systèmes d'information géographique à l'analyse quantitative de l'aléa "glissement de terrain" Exemple d'application au secteur de Ville de La Baie, Québec », Mémoire de maîtrise de l'université du Québec INRS.E.T ; 213 pages ; 2003
- [17] **J.M.TCHOUANI NANA** avril 1990 «cours de mécanique des sols Tome1 » propriété sol
- [18] **Fissenko G.L.** «1965 Oustoitchevost bortov carrierov i otvalov» (La stabilité des talus de mines à ciel ouvert et des stériles) En russe, 380 p. Nedra. Moscou