

**REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET
POPULAIRE**
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA
RECHERCHE SCIENTIFIQUE
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
Département Génie Minier



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES
Thème

**Procédé d'assèchement et
Exploitation de la partie inferieur de carrière
keddara**

Proposé et Dirigé par :
Dr. BACHAR ASSED
Mohamed Aguid

Réalisé par :
LEBLALI abdelmalek

Promotion 2013

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

Mes très chers parents

Mes frères et sœurs

Ma grande mère

Toute ma famille

Tous mes amis

Tous ceux que j'aime.

Leblati abdelmalek

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.

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

Table des matières

INTRODUCTION GENERALE.....	1
Chapitre I : Généralité sur l'unité	
I.1 – Généralité.....	2
Historique.....	2
I.1.1 - les titres miniers.....	2
I.1.2- organisation de l'unité.....	3
I.1.3 - régime de fonctionnement de la carrière.....	4
I.1.4 – production.....	4
I.1.5 – le personnel.....	4
I.2- L'environnement.....	5
I.2.1 Situation Géographique de L'unité.....	5
I.2.2 Situation topographique.....	6
I.2.3 situation géologique de l'unité de KEDDARA.....	7
1 - Géologie régional.....	7
2 - Tectonique.....	8
I.2.3 Hydrogéologie.....	10
I.3 Exploitation.....	10
I.3.1 Méthode d'exploitation.....	10
I.3.2 Type d'explosif.....	11
I.3.3 Le forage des trous de mines.....	12
I.3.4 Chargement et Transport.....	12
d.1)- Chargement.....	12
d.2) – Transport.....	12
I.3.5 Description du processus de l'installation de concassage de l'unité.....	13
I.3.6 Les fractions produites par les installations de concassage.....	13

I.4 Propriétés et caractéristiques du massif rocheux de Keddara.....	14
I.4 .1 Propriétés physico-mécaniques.....	14
I.4 .2 Propriétés physiques de la roche calcaire.....	14
a- Porosité.....	14
b- Masse volumique.....	15
c- La teneur en eau.....	15
d- Le degré de saturation	15
I.4 .3- Propriétés mécaniques de la roche calcaire.....	16
1- La résistance à la compression.....	16
2- La résistance à la traction.....	17
2.1- Traction directe.....	17
2.2- Traction indirecte.....	18
2.3. La résistance au cisaillement.....	19
2.4. L'angle de frottement interne (φ).....	19
2.5- Cohésion(C).....	19
I.4.4- Les propriétés mécaniques du schiste.....	20
a- La résistance à la compression.....	20
b- La résistance à la traction.....	20
c- La résistance au cisaillement.....	20
d- La cohésion.....	20
e- L'angle de frottement interne.....	21
I.4.5- Propriétés mécaniques du massif rocheux.....	21
I.4.6- Propriétés intrinsèques.....	22
I.4.6.1- Coefficient Los- Angeles (LA).....	22
I.4.6.2- Coefficient Micro-Deval.....	23
Conclusion.....	23

Chapitre II : Calcul des réserves géologiques et minières

II.1 Ressources et réserves minières et méthodes d'estimations.....	24
II.2 Calcul des réserves géologiques et minières.....	24
II.2.1 Choix de secteur de calcul.....	24
II.2.2 Méthode des isolignes	25
II.2.3 Application de la méthode dans notre modèle.....	26
II.2.4 Méthode du logiciel Surfer.....	28
a-Présentation du logiciel Surfer.....	28
b-Réaliser vos MNT.....	29
c-Créer une grille x,y,z.....	29
d-Réaliser des profils de plage.....	30
e-Créer des blank.....	31
f-Calculer des volumes sur des parties choisies de votre plage.....	32
II.2.5 Volume de calcaire	33
II.2.6 Volume de calcaire ferrugineux.....	33
II.2.7 Volume du schiste	34
II.2.8 Production annuelle planifié.....	34
II.3 La durée de vie de la carrière.....	36

Chapitre III : Procédés d'assèchement de carrier

III.1- Introduction.....	37
III.2- Caractéristiques hydrographiques.....	37
III.3 Procédés d'assèchement de la partie immergée carrière de Keddara.....	38
III.3.1 Problèmes.....	38
III.3.2 Le situation du Lac au sein de la carrière de Keddara.....	38
III.3.3 Origine l'eau de lac.....	39
III.3.4 ETAP 1 :(Déviation de l'Oued).....	39

III.3.5 ETAP 2 : (Déplacement de la piste).....	40
III.3.6 ETAPE 3.....	40
III.3.6.1 Opération d'assèchement.....	40
III.3.6.2 Assèchement direct.....	41
III.3.6.3 Assèchement et exploitation.....	43
a- Les étapes d'exploitation.....	43
b- Volume de sterile à enlever.....	45
c- Volume de calcaire enlevé.....	45
III.3.7 Les canaux.....	46
1- Conception des canaux.....	46
2- Quel profil de canal adopter.....	46
3- Choix de la pente des parois latérales d'un canal trapézoïdal.....	47
4- Choix de la pente du fond d'un canal.....	47
5- Détermination de la vitesse d'écoulement maximale dans les canaux.....	48
6- Calcul des caractéristiques géométriques du canal et de son rayon hydraulique R.....	49
7- Coefficient de rugosité d'un canal.....	50
8- Importance de la pente ou gradient.....	50
9- Canalisations courtes.....	51
10- Pertes d'eau d'un canal de terre.....	52
11- Autres considérations pour le dimensionnement des canaux.....	53
12- Construction canal.....	54

III.3.8 Traitement de l'effet de drainage.....	54
III.3.9 Autre méthode d'assèchement.....	55

Chapitre IV : Technologies d'exploitation de la partie immergée de carrière kaddara

IV .1 Technologie d'exploitation du gisement.....	56
IV.1.1- Caractérisation des roches minières.....	56
a- La dureté des roches.....	56
b- Coefficient de foisonnement.....	57
c- Le degré de fissuration des roches.....	57
d- Dimension maximale des blocs des roches abattus.....	58
IV.2 Abattage des roches minières.....	59
2.1- Abattage à l'explosif.....	59
2.2- Le plan de tire des Gradin et de Plat de forme.....	59
2 .2.1- Les Paramètres de plan de tir.....	59
1- Choix du diamètre de forage.....	59
2- Le choix de type de l'explosif.....	60
3- Caractéristiques de forage de la carrière de keddara.....	60
4- Rendement de la foreuse.....	60
5- L'inclinaison du trou par rapport à la verticale (β).....	62
6- Le sous-forage (L_s).....	62
7- La profondeur du trou (L_{tr}).....	62
8- Banquette maximale (Ligne de moindre résistance)" W_{max} ".....	62
9- La distance entre les trous dans une rangée (a).....	63
10- La distance entre les rangées (b).....	63
11- Nombre de trou par volée.....	63

2.2.2	<i>La Répartition de charge</i>	64
	1- Les caractéristiques des explosifs.....	64
	2- Charge explosif de fond (L_f).....	64
	3- Hauteur de charge de fond théorique (H_{th}).....	65
	4- Hauteur réelle de charge de fond (H_f).....	65
	5- Poids de la charge de fond (Q_f).....	65
	6- Charge explosive de colonne (L_c).....	66
	7- Hauteur de charge de colonne (H_c).....	66
	8- Poids de charge de colonne (Q_c).....	66
	9- Poids total d'explosif par trou (Q_{ch}).....	67
	10- Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou (H_{ch}).....	67
	11- Consommation spécifique d'explosif (Q_s).....	67
	12- Longueur de bourrage (L_b).....	68
2.2.3	L'amorçage.....	68
2.2.4	Cordeau détonant.....	69
2.2.5	Amorçage du cordeau détonant.....	69
2.2.6	Classifications des Détonateurs électriques.....	69
2.2.7	La protection des constructions et la Projection des roches.....	70
2.2.8	La protection des constructions à effets de l'onde de choc.....	71
2.2.9	Organisation du travail et mesures de sécurité.....	71
IV.1.3	Chargement des roches minières abattues.....	71
	1-La capacité de godet de la chargeuse.....	72
	2-Le rendement de la chargeuse.....	72
	3-Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion.....	73
	4- La durée de chargement d'un camion.....	73

5-Le nombre des chargeuses nécessaires pour assurer la production.....	73
IV.1.4 Transport.....	74
1- Rendement d'un camion.....	74
2- 2-Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production.....	74
3- Détermination des paramètres de la piste principale.....	75
a- Traçage de la piste principale.....	75
b- Caractéristiques de la piste.....	75
c- Pente.....	75
d- Largeur.....	76
4 - Plate-forme de travail.....	77
IV.1.5 Mise à terrils.....	79
IV.2 L'exploitation de la partie supérieure de la carrière de KEDDARA.....	79
IV.2.1 La préparation.....	79
IV.2.2 L'état de la carrière au 2017.....	79
IV.3 L'exploitation de la partie inférieure et Nord du gisement.....	80
IV.3.1 La piste.....	81
IV.3.2 Les étapes d'exploitation.....	82
Etape 1.....	82
Etape 2.....	83
Etape 3.....	84
IV.3.3 Explosif.....	85
IV.4 L'état de la carrière à la fin de l'exploitation.....	86
Conclusion.....	87
CONCLUSION GENERALE.....	88

Liste des figures

Figure I.1 : Organigramme de l'unité de Kéddara

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

Figure I.1 : Localisation topographique de la zone d'étude

Figure I.4 : Carte géologique de la région de KEDDARA

Figure I.2 : Forme chématique des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation

Figure I.3 : Coupes A - A à travers les gradins

Figure I.7 : Schéma de la carrière en fin de l'exploitation.

Figure I.8 : Dispositif expérimentale

Figure I.9 : Principe de compression uniaxiale

Figure I.10 : Traction directe

Figure I.11: Dispositif expérimental (Essai Brésilien)

Figure I.12 : Schéma de la Traction Indirecte

Figure II.1 : Zone de calcul des réserves en rouge

Figure II.2 : Présentation des niveaux d'un massif rocheux

Figure II.3 : Courbe de niveaux et secteur de calcul de réserve

Figure II.4 : 1 Worksheet

Figure II.5 : worksheet pour Réaliser vos MNT

Figure II.6 : Contour map zone kaddara total

Figure II.7 : 3d surface zone kaddara total

Figure II.8 : Profil de plage (Choix de secteur de calcul)

Figure II.9 : Grille de secteur de calcul de réserve

Figure II.10 : 3d surface plage (secteur de calcul de réserve)

Figure III 1 : photo satellite de la zone de keddara (2012)

Figure III 2 : l'effet de drainage

Figure III 3 : déviation l'oued vers la partie yougoslave (plan 2012)

Figure III 4 : Emplacement de la piste IFRI – Concasseur de Keddara

Figure III 5 : Plan d'arpentage de mines de Keddara fin 2012

Figure III 6 : Coupe B-B

Figure III 7 : Profil G-G

Figure III 8 : plan d'emplacement de l'axe du canal d'épuration suivant K-K

Figure III 9 : Profil schématique K-K

Figure III 10 : Plan de creusement du canal évacuation de l'eau

Figure III 12 : Schémas d'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

Figure III 11 : coup k avec dimension real

Figure III 13 : Plan d'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

Figure III 14 : Fin de l'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

Figure III 15 : Schémas de drainage des eaux du lac par le creusement de la tranchée

Figure III 16 : Paramètres du canal

Figure III 17 : Les pentes d canal d'évacuation

Figure III 18 : caractéristiques géométriques du canal

Figure III 19 : la pente

Figure III 20 : Canalisations courtes

Figure III 21 : Pertes d'eau selon le type de sol

Figure III 22: bassin sédimentaire

Figure III 23 : Passage au-dessus du canal

Figure III 24 : Construction de canal par utilisation d'une pelle CATERPILAR

Figure III 25 : Ajustez la pente longitudinale du fond du canal

Figure III 26 : Traitement de l'effet de drainage

Figure III 27 : pompa diesel

Figure III 28 : pompa spécial a la mine

Figure III 28 : flaque d'eau

Figure IV 1: *Choix du couple diamètre -hauteur de front*

Figure IV 2 : Schéma du plan de tir de l'extraction

Figure IV 3: Schéma de disposition des trous de mines

Figure IV 4: Schéma de la plate-forme de travail (abattage en explosif).

Figure IV 5 : Plan de la situation carrière au 2017

Figure IV 6 : Profil transversale représentant la zone du lac à assécher

Figure IV 7 : Plan de la carrière (2012)

Figure IV 8 : coupe transversale B-B

Figure IV 9 : Nouvelle piste

Figure IV 10 : Coupe montrant l'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

Figure IV. 11 : Plan du début d'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

Figure IV 12 : Plan d'avancement de l'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

Figure IV 13 : Schéma profil d'écoulement d'eau du lac par creuse une tranche

Figure IV 14: Fin d'exploitation du début de la partie inférieure après assèchement le lac

Figure IV 15 : Plan de l'exploitation en fin de la partie nord après assèchement le lac

Figure IV 16 : représente utilisation du tube plastique dans le trou pour empêche l'eau

Figure IV 17 : explosion tube plastique

Figure IV 18 : Plan de la carrière à la fin de l'exploitation

Figure IV 19 : Coupe de la partie inférieure à la fin de l'exploitation

Figure IV.20 : Profil suivant BB' de la carrière à la fin de l'exploitation

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 et du centre du gisement de KEDDARA(ALGRAN « Plan d'exploitation 2012 »,carrière de Keddara)

Tableau I.3 : explosifs et accessoires utilisés par la carrière

Tableau I.4 : la fraction granulométrique produite par les stations de concassage

Tableau I.5 : Les valeurs moyennes de la masse volumique, la porosité, la teneur en eau et le coefficient d'absorption de la roche calcaire

Tableau I.6 : Caractéristiques mécaniques du massif rocheux de Keddara

Tableau I.7 : Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara

Tableau I.8: Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat.

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

Tableau II.1 : Calcul des volumes

Tableau II.2: Calcul du volume de calcaire

Tableau II.3: Calcul du volume de calcaire ferrugineux à enlever.

Tableau II.4: Calcul du volume de schiste à enlever

Tableau II 5: réserves géologiques et réserves exploitables

Tableau III 1 : Pente des parois latérales de canaux trapézoïdaux creusés dans divers types de sols

Tableau III 2 : vitesse moyen maximal admissible selon type de sole

Tableau III 3 :Géométrie de la section transversale immergée d'un canal

Tableau III 4 : Coefficient de rugosité des canaux ordinaires et des canaux surélevés

Tableau III 5 : Caractéristiques des canalisations courtes installées auxpoints de franchissement des routes

Tableau III 6 : Pertes d'eau selon le type de sol

Tableau IV1 : Classification des massifs suivant la fissuration

Tableau IV 2 : Caractéristiques des explosifs utilisés

Introduction générale

Lors de l'exploitation peuvent se transmettre aux horizons aquifères Sus-jacents et servir de voies de pénétration de l'eau dans la mine.

- Le minerai peut contenir de l'eau en quantité plus ou moins grande.
- L'eau de surface peut s'infiltrer dans le sol et arriver dans la mine en empruntant les réseaux de fissures.
- Elles peuvent également provenir des anciennes mines habituellement noyées.

L'extraction de matériaux et minerais par carrières et mines a amené l'augmentation de la perméabilité en grand des roches, à stocker en surface des produits décompactés et exposés aux précipitations, et donc à augmenter fortement la percolation et le drainage des eaux

Les eaux de mines peuvent dans certains cas causer un danger pour le personnel y travaillant, ainsi que l'inondation de celle-ci..

La gestion des eaux de mine et l'assèchement sont des aspects essentiels de l'exploitation de la plupart des mines et carrières

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

Surface de lac = 26000 m² donc le calcaire au dessus de lac n pas exploite

Une gestion efficace des eaux de mine et l'assèchement engendre des économies en gérant les risques et réduisant les incertitudes liées au projet

Notre objective étant l'exploitation des réserves colossales situées en dessous du niveau 188 m, dès lors il devient indispensable de procéder à l'assèchement de la carrière. Ce qui constituées l'objet de notre projet d'études dont la structure est suivante :

Chapitre I : Généralité sur l'unité

Chapitre II : Calcul des réserves géologiques et minières

Chapitre III : Procédés d'assèchement de carrière

Chapitre IV : Technologies d'exploitation de la partie immergée de carrière keddara

Chapitre I

Généralité sur l'unité

I.1 - Généralité

HISTORIQUE

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 en 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 évoluée et ce en fonction des besoins de la région en matière d'agrégats. Cependant suite à un double acte de sabotage en 1997, qui a causé la destruction de ses installations industrielles l'entreprise a subit un arrêt de son activité de 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.1.1 - LES TITRES MINIERS

Le gisement actuel est en voie d'épuisement. Pour remplacer le gisement actuel, l'entreprise a acquis deux permis d'exploitation sur le site de KEDDARA :

- Permis de petite et moyenne mines N°2691 pour l'exploitation du gisement d'IFRI avec superficie de 187 Ha.

-Et un permis de petite et moyen ne mines N°2871 pour l'exploitation du gisement de BOUZEGZA NORD dit MH ANA avec superficie de 80 Ha.

I.1.2- ORGANISATION DE L'UNITE

L'organigramme de l'unité à la fin de 2007 est le suivant :

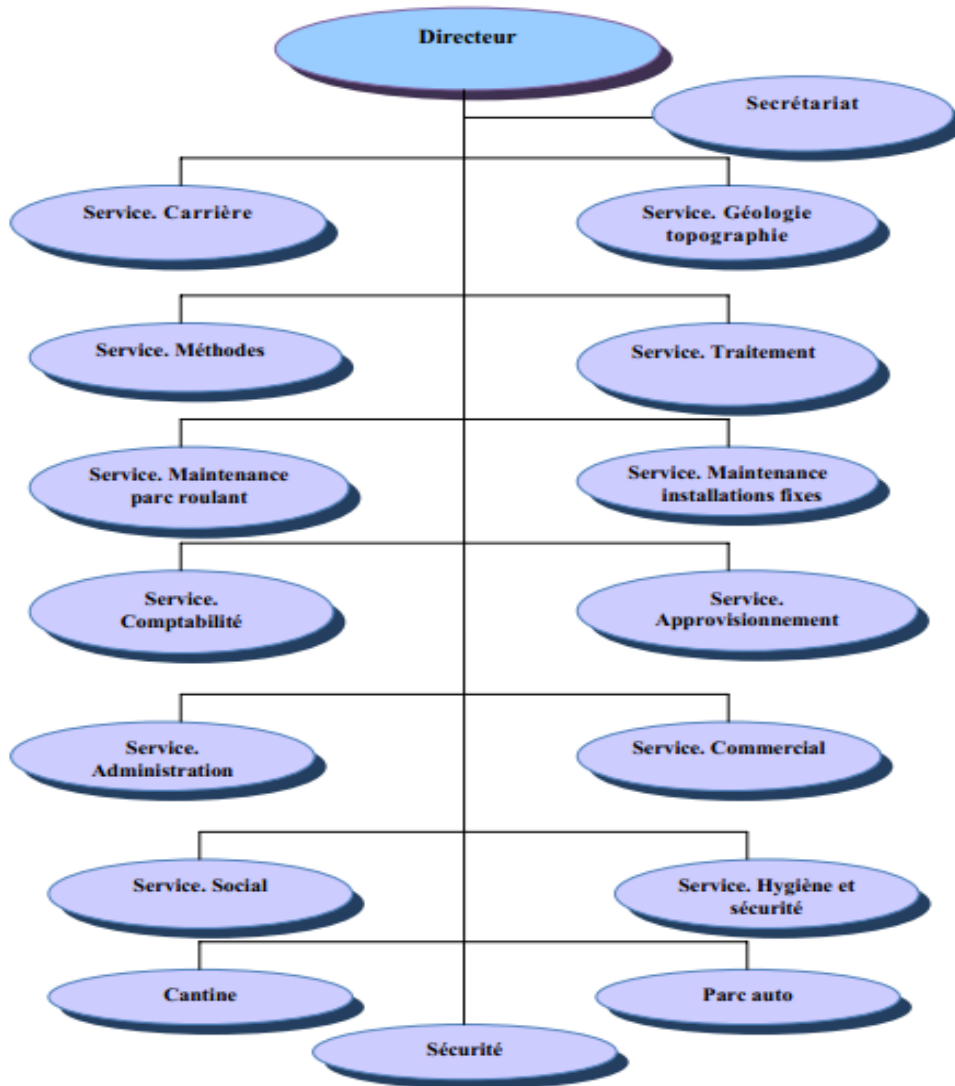


Figure I.1 : Organigramme de l'unité de Kéddara

I.1.3 - REGIME DE FONCTIONNEMENT DE LA CARRIERE

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.1.4 - 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 trois stations de concassage installées à proximité l'une de l'autre. Les stations de concassage sont :

- Une station primaire (BABI TLESS) avec une capacité de 800 t/h.
- Deux stations secondaires :
 - une station ancienne (KRUPP HA ZMAG) d'une capacité de 300 t/h.
 - une station récente (A RJA) d'une capacité de 200 t/h.
- et une station de sable (ARJA) d'une capacité de 180 t/h.

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

I.1.5 – LE PERSONNEL

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

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

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

I.2- 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.2.1 Situation Géographique de L'unité

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 Bouverd).

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

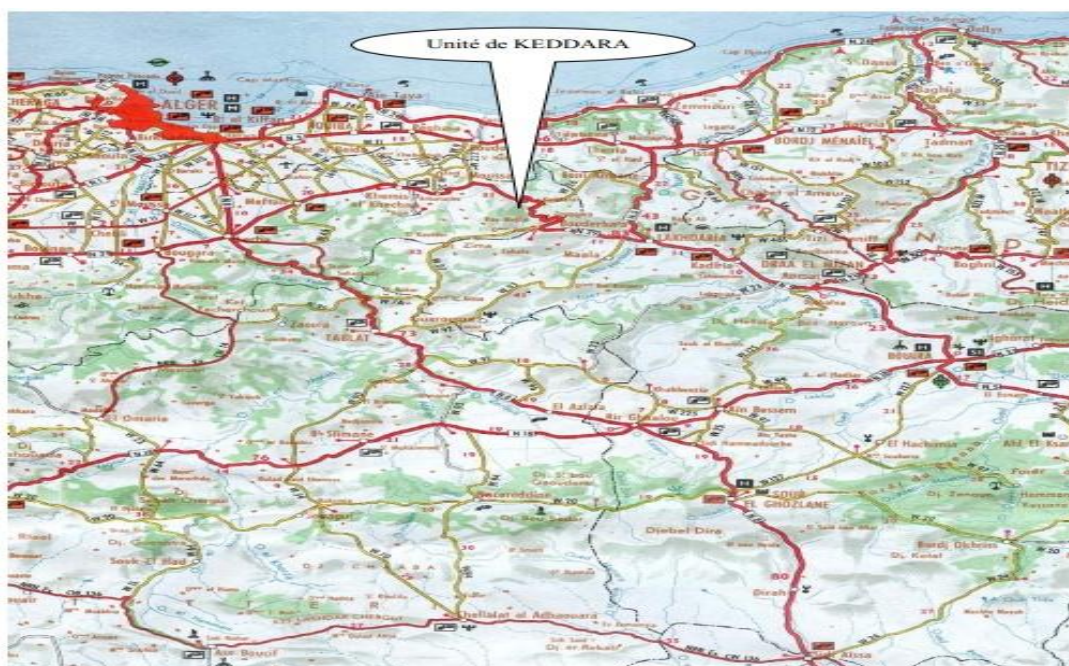


Figure I.2: Localisation de l'unité ALGRAN de KEDDARA

I.2.2 Situation topographique :

1- Les Coordonnées UTM des points du périmètre et du centre du gisement de KEDDARA :(carte topographique Figure I.3)

Tableau des coordonnées

Tableau I.2 : Les Coordonnées UTM des points du périmètre de KEDDARA(ALGRAN « Plan d'exploitation 2012 »,carrière de Keddara)

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

La Superficie du périmètre est de 624313 m²

L'accès au site se fait par la route Nationale N° 29, reliant BOUMEDES à LAKHDARIA.

La zone d'influence de la carrière, ne dépasse pas 1km autour du site d'implantation, ce qui fait que l'impact sur l'environnement est très réduit.

La zone d'influence, du point de vu spatial va regrouper les éléments suivants :

- Le site de la carrière.
- Les terrains naturels.
- L'agglomération de KEDDARA.
- La zone de transport.

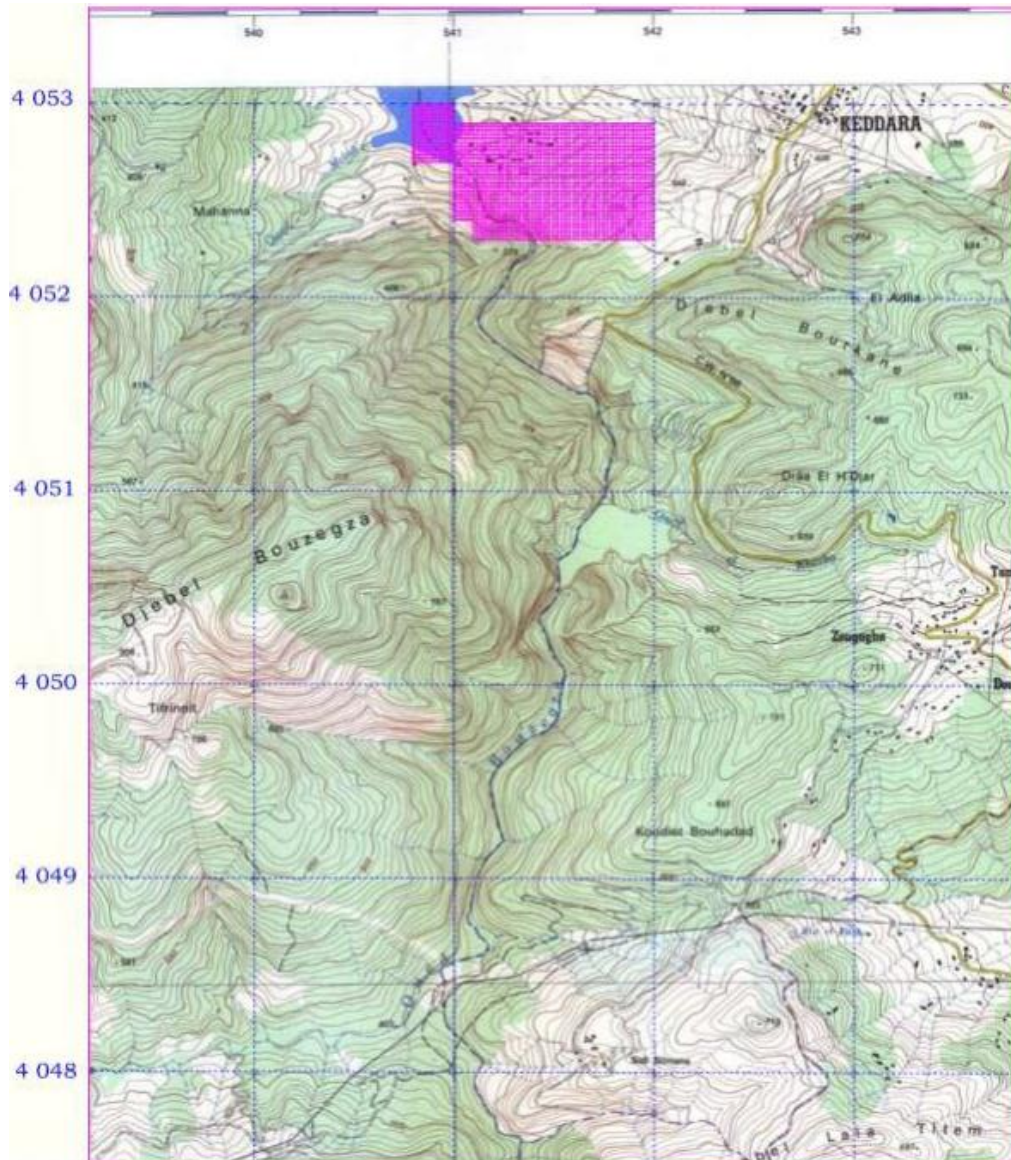


Figure I.1 : Localisation topographique de la zone d'étude.

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

I.2.3 SITUATION GEOLOGIQUE DE L'UNITE DE KEDDARA :

1 - GEOLOGIE REGIONALE

Les roches sédimentaires de la région Est Algérois affleurent sur une grande surface, offrant un potentiel très important en agrégats exploités sur plusieurs carrières, concentrées particulièrement dans la région de Keddara dont l'unité ALGRAN en fait partie, région favorisée par sa proximité de la capitale et par une facilité d'accès grâce à la route Nationale N° 29.

L'étude physico-mécanique a permis de spécifier le domaine d'utilisation de ses agrégats qui englobera la couche de Ballast des chemins de fer, les travaux de construction ainsi que les routes.

La zone d'extension est constituée de calcaires massifs, compacts à patine gris clair à fortes diaclases et cassures esquilleuses de couleur gris foncé riches en restes organiques sous forme de débris arrondis et semi-arrondis tels que les Bivalves, les Gastéropodes et les coquilles de nummulites, avec des fissures en ramification sans aucune direction préférentielle, remplies de calcite par endroit, de cristaux de sidérite bien développés ainsi que de la fluorine de couleur violacée.

La zone d'extension est recouverte par une découverte d'environ 10m d'épaisseur en moyenne.

2-Tectonique :

La région est affectée surtout par des accidents discontinus, avec un pendage fort de 60° environ, on note aussi la présence des cavités karstiques généralement remplies de boue parfois très oxydées.

Il existe aussi des diaclases formant un réseau de cassures dans toutes les directions.

Aucune faille majeure n'est visible dans cette zone d'extension, par contre il existe des failles dans toutes les autres directions.

La région comprend deux types de déformations :

- 1- Déformations souples : Elles se manifestent par un vaste dôme anticlinal à grand rayon de courbure dont l'axe est de direction Est-ouest.
- 2- Déformations cassantes : Celles-ci se traduisent par des accidents s'organisant en plusieurs familles suivant leur direction ;
 - a- Les accidents transversaux de direction Nord/Ouest - Sud/Est ;
 - b- Les accidents Nord/Sud qui interceptent les accidents Est/Ouest ;
 - c- Un grand accident de direction Est/Ouest situé au nord mettant en contact la série des Flysch avec les formations calcaires.

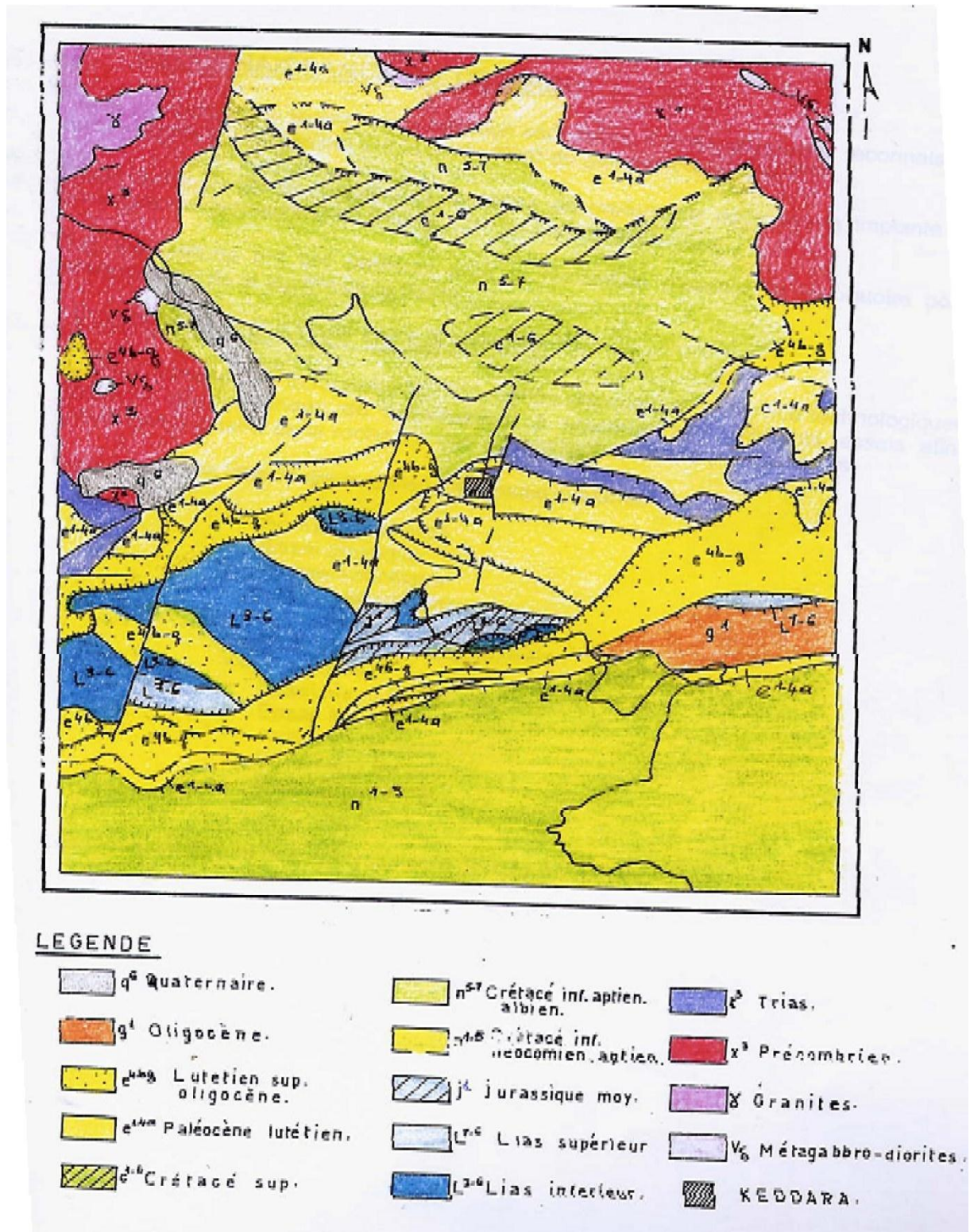


Figure I.4 : Carte géologique de la région de KEDDARA (Echelle 1/50000)

Selon mekdour T et Belkbir AEK

I.2.3 HYDROGEOLOGIE :

Les observations hydrogéologiques obtenues grâce à des trous de sondages ont renseigné sur l'absence des eaux souterraines dans ces sondages, néanmoins l'existence de deux points d'eau se trouvant à l'Est et au Sud du gisement permet d'alimenter l'unité en eaux potable.

-Caractéristiques hydrauliques

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.3 EXPLOITATION

I.3.1 METHODE D'EXPLOITATION

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.

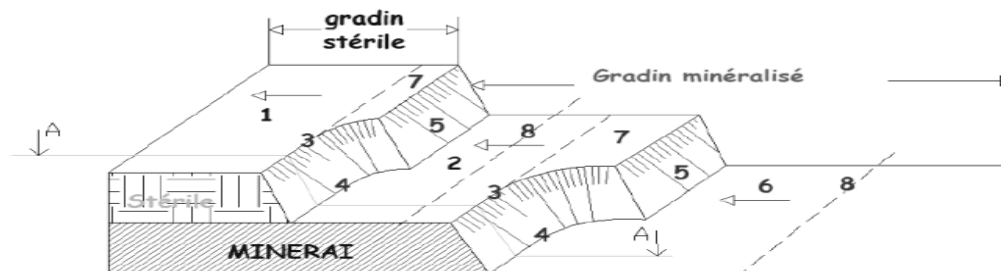


Figure I.2 : Forme schématisée des gradins au cours de l'avancement de l'exploitation.

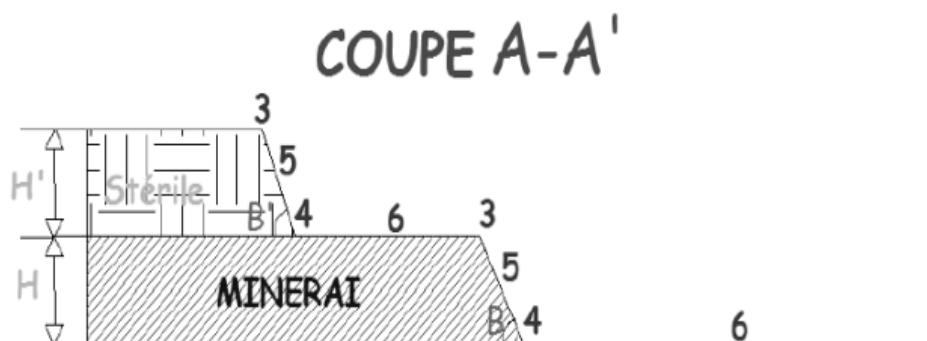


Figure I.3 : Coupes A - A à travers les gradins.

Légende dans figure 15 et figure16 : 1 : Gradin de stérile. 7 : Tranche d'enlevure. 2 : Gradin de minéralisation. 8 : Axe de la tranchée ou piste d'accès au gradin. 3 : Arête supérieure. β' : angle de talus du stérile (Tableau III.3). 4 : Arête inférieure. β : angle de talus du minerai. 5 : Talus. H' : hauteur de stérile. 6 : Plate-forme. H : hauteur de minerai.

- Les principaux éléments de la méthode d'exploitation à ciel ouvert

Les principaux éléments de la méthode d'exploitation à ciel ouvert sont :

- Le gradin.
- La plate forme de travail.
- La vitesse d'avancement.
- La cadence d'approfondissement
- Longueur du bloc d'excavateur
- Les paramètres du plan de tir....

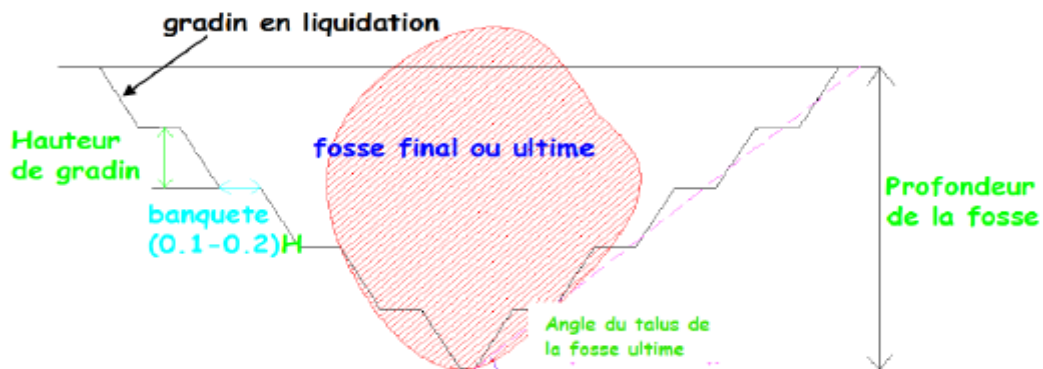


Figure I.7 : Schéma de la carrière en fin de l'exploitation.

I.3.2 Type d'explosif :

L'unité de KEDDARA utilise les explosifs et accessoires suivant :

Tableau I.3 : explosifs et accessoires utilisés par la carrière

Désignation	Désignation
Gélanit Ø 65	N18
Marmanit Ø 65	Marmanit3 Ø 50
anfomil	Cordeau détonant 12 g
Gélanit Ø 30	Fil de tir
Gélanit Ø 80	DMR (Détonateur à Micro Retard)
DEI (Détonateur Electrique Instantané)	

I.3.3 Le forage des trous de mines:

L'unité dispose de trois groupes de forage des trous de mines :

- Une SANDVIK TITON 400 en état de marche assurant 15 tr/J de 14 m.
- Deux ATLAS COPCO à l'état neuf et deux chariots de forage assurant le relevage.

I.3.4 Chargement et Transport:

d.1)- Chargement :

L'unité dispose de quatre pelles chargeuses sur pneus trois KOMATSU WA600 de six mètres cubes de capacité de godet et une pelle CATERPILAR de cinq mètres cubes.

Donc ces quatre engins assurent aisément le chargement dans les deux carrières KEDDARA et IFRI.

d.2) - Transport :

Un des processus principaux dans les carrières et mine à ciel ouvert est le transport des minéraux utiles et des roches stériles qui est le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks ou les trémies de réception pour les usines de traitement pour les minéraux utiles. (Exploitation des carrières)

A cet effet, l'unité possède actuellement 8 dumpers en état de marche :

- PERLINI N°6 d'une capacité de 37,5 tonnes.
- deux KOMATSU N° 16 et 17 de capacité de 37,5 tonnes.
- cinq ASTRA N° 22 ,20,21,13 et 24 d'une capacité de 28 tonnes.

Cinq dumpers assurent le transport du tout-venant et trois seront transférés à IFRI. Ils assurent à l'unité en moyenne un transport de 33,3 tonnes par rotation et par camion.

La moyenne générale du nombre de rotation par jour et par camion est de 24 voyages, avec un temps d'un cycle de 25 minutes

I.3.5 Description du processus de l'installation de concassage de l'unité :

Installation primaire :

Le tout venant avec une grosseur de 1000 mm maximale est déversé à l'aide des dumpers (camions) dans une trémie réceptrice

Les fractions supérieures à 200 mm sélectionnées par un alimentateur passent par un concasseur giratoire de marque BABITLESS type BP 38 d'un débit de 800 t/h où elle subit une réduction à 200 mm.

Les fractions inférieures à 200 mm passant à travers la grille de l'alimentateur et en fonction de sa qualité soit-elles, sont soumises à un criblage préalable dans un crible à deux étage de marque COMESSA ou les fractions 0-40 mm sont exclues comme stériles, soit elles rejoignent le produit issu du concasseur à l'aide d'un by-pass pour un stockage dans un chapeau chinois d'une capacité de 3000 tonnes.

- Installation secondaire :

Le produit du chapeau chinois avec une grosseur de 0-200 mm est soumis dans un premier temps à un criblage dans un crible à deux étages de marque BABBITLESS où la fraction inférieure à 40 mm est extraite du processus comme produit marchant et la fraction (+40-200 mm) passe par un concasseur à percussion de marque KRUPP HAZMAG type APS 1313 d'un débit de 400 t/h ou elle est réduite à 50 mm.

Le produit issu du percuteur subit des opérations de criblage sur trois cribles à deux étages travaillant en série de marque SN METAL et BABBITLESS où les fractions suivantes sont mises en stock dans des silos.

I.3.6 Les fractions produites par les installations de concassage :

Les agrégats produits par l'unité sont destinés au secteur du bâtiment et des travaux publics. En fonction des qualités et des fractions granulométriques, les agrégats sont utilisés dans la préparation des bétons hydrauliques, les bétons bitumineux ou comme ballast pour les chemins de fer.

Des produits spécifiques peuvent être fabriqués à la demande des clients, il s'agit de classes granulométriques non conventionnelles (par modification du schéma technologique en supprimant des cribles notamment).

Tableau I.4 : la fraction granulométrique produite par les stations de concassage

Station	Désignation							
	0/3 Bitumeux	3/8	8/15	15/25	25/40	40/70	0/40M	0/200
Station secondaire BABBITLESS								
Station secondaire ARJA						0/40M	/	/

I.4 Propriétés et caractéristiques du massif rocheux de Keddara

I.4 .1 Propriétés physico-mécaniques

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

I.4 .2 Propriétés physiques de la roche calcaire

a- Porosité

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

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

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

Selon la porosité, les roches sont classées en :

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

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

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

Roches de grande porosité : $p > 20 \%$

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

Alors la roche à une faible porosité.

b- Masse volumique

C'est la masse de l'unité de volume de la roche (g/cm³). Suivant l'état du matériau, on définit ρ_s la masse volumique absolue ou masse volumique du solide, ρ_h la masse volumique naturelle, ρ_d la masse volumique sèche et ρ_{sat} la masse volumique saturée.

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

Avec :

M_s : la masse du matériau sec ; g

V_s : le volume des grains après broyage ; cm³

V_t : le volume de l'échantillon ; cm³

M_h : la masse naturelle ; g

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

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

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

c- La teneur en eau

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

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

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

d- 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

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

Tableau I.5 : Les valeurs moyennes de la masse volumique, la porosité, la teneur en eau et le coefficient d'absorption de la roche calcaire.

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

1.4 .3- Propriétés mécaniques de la roche calcaire

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

1- 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'élançement 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 :

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

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

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



Figure I.8 : Dispositif expérimentale uniaxiale.

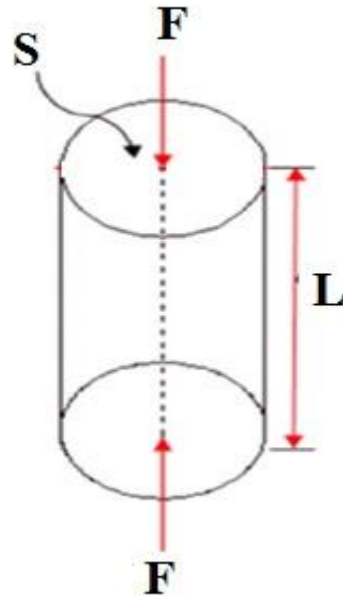


Figure I.9 : Principe de compression uniaxiale.

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

2- La résistance à la traction:

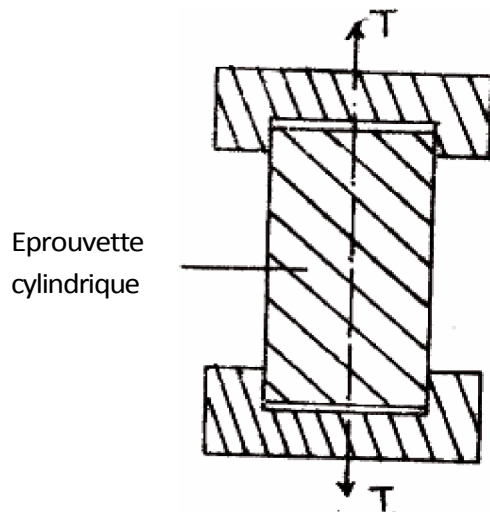
2.1- Traction directe :

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.



Eprouvette
cylindrique

Figure I.10 : Traction directe

2.2- Traction indirecte :

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

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

F_{\max} : la charge maximale appliquée.

D et L : dimensions de l'éprouvette cylindrique.



Figure I.11: Dispositif expérimental (Essai Brésilien)
Traction

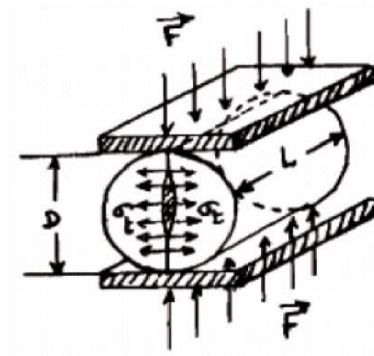


Figure I.12 : Schéma de la
Indirecte.

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.

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.

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 :

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

Où :

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

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

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

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

2.5- Cohésion(C) :

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

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

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

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

I.4.4- 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

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

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

e- L'angle de frottement interne

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

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

1.4.5- 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 du temps $k_w = 0.7 \div 0.8$ (on prend la moyenne $k_w = 0.75$).

Pour les calcaires

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

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

Pour les schistes

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

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

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

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

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

Pour les calcaires

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

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

Pour les schistes

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

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

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

Tableau I.6 : 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

I.4.6- Propriétés intrinsèques

I.4.6.1- Coefficient Los- Angeles (LA) :

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

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

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

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

Avec :

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

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

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

Tableau I.7 : Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de Keddara.

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

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

Tableau I.8: Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat.

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

I.4.6.2- 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.

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

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

Conclusion

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).

Chapitre II
**Calcul des réserves géologiques et
minières**

II.1 Ressources et réserves minières et méthodes d'estimations

il y a différentes appellations pour les ressources minérales et réserves minières posées par différentes écoles : russe, européenne, et américaine. Ces dernières années la distinction entre les ressources et les réserves a été établie. Les méthodes de calcul de ces ressources et réserves sont multiples, elles se basent chacune sur des données de sondages, d'échantillonnage -données géologiques-, d'analyses chimiques (teneur d'un élément) et elles fournissent des résultats avec un pourcentage d'erreur variable d'une méthode à l'autre.

II.2 Calcul des réserves géologiques et minières

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. Parmi ces méthodes, on a :

-Méthode des coupes géologiques

On utilise la méthode plus simple la première méthode

II.2.1 Choix de secteur de calcul

Le calcul de réserves s'effectuera sur une partie délimitée en fonction des critères suivants :

- Avancement des travaux d'ouverture.
- Progression de la préparation.
- Evolution de l'exploitation.
- Planification à moyen et long terme.

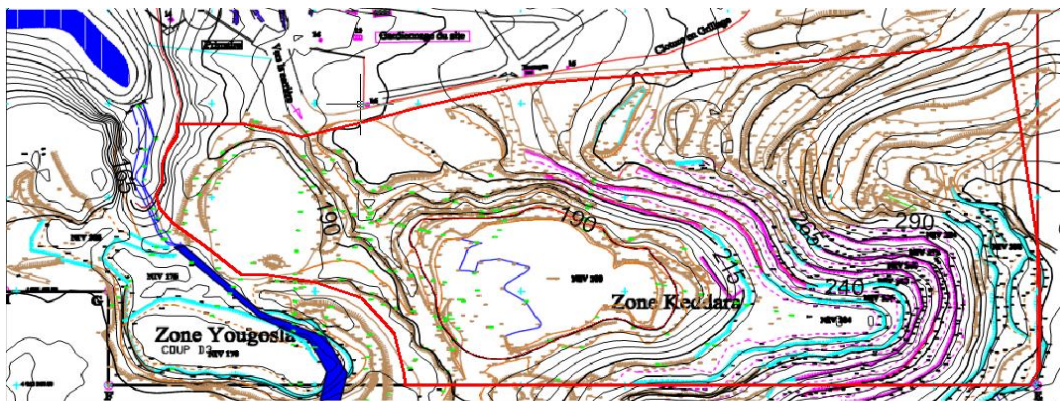


Figure II.1 : Zone de calcul des réserves en rouge

II.2.2 Méthode des isolignes :

Présentation de la méthode : 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 isolignes 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 :

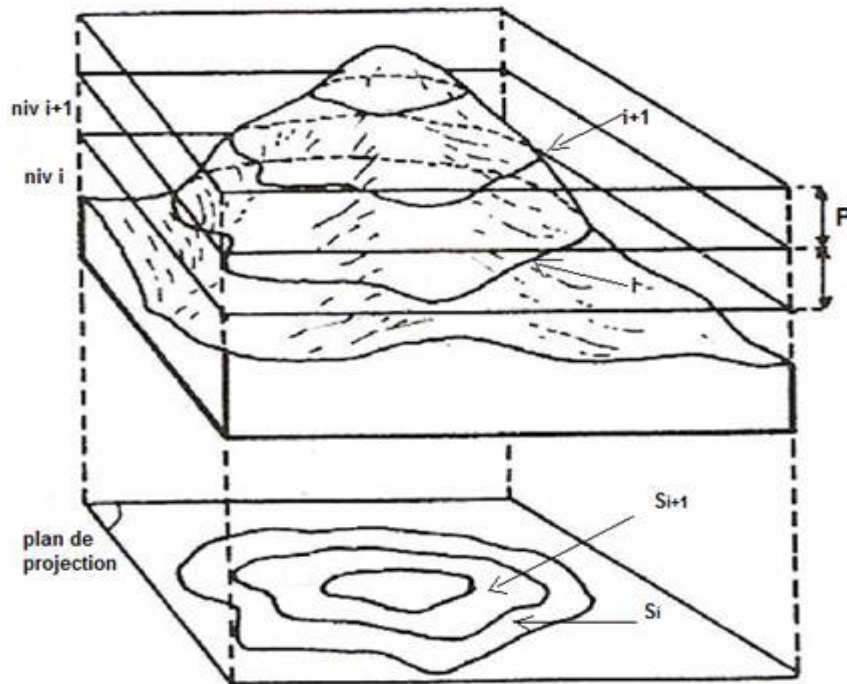


Figure II.2 : Présentation des niveaux d'un massif rocheux

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

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

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

Donc le volume total sera :

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

Le calcul des réserves par les isolignes est un calcul surestimé à cause des hypothèses de calcul qui sont obligatoires. Pour le calcul de réserves géologiques d'un gisement par les isolignes, on procède à des estimations de la découverte par rapport à la quantité de minerai, et à des hypothèses d'homogénéité du gisement sur tout le périmètre de calcul

II.2.3 Application de la méthode dans notre modèle

On trace les courbes de niveau par le logiciel surfer

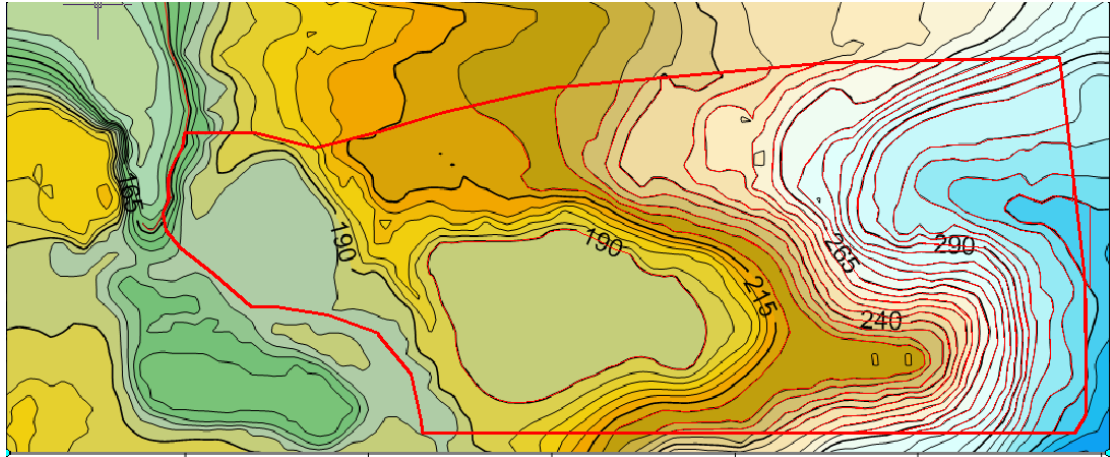


Figure II.3 : Courbe de niveaux et secteur de calcul de réserve

Les surfaces de ces courbes de niveaux sont calculées à l'aide du logiciel AutoCAD

Auto CAD a été développé à l'origine pour les ingénieurs en mécanique, il est aujourd'hui utilisé par de nombreux corps de métiers. Il est actuellement le logiciel de dessin assisté par ordinateur (DAO) le plus répandu dans le monde. C'est un logiciel de dessins techniques pluridisciplinaires :

- Industrie ;
- Cartographie et Topographie (Géosciences);
- Arpentage de mines
- Electronique;
- Electrotechnique (schémas de câblage);
- Architecture et Urbanisme;
- Mécanique

On commence par le niveau 164 m jusqu'au niveau 315m

Tableau II.1 : Calcul des volumes

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

II.2.4 Méthode du logiciel Surfer :

Le logiciel Surfer 9, conçu par Golden Software, pour réaliser des modèles numériques de terrain (MNT) issus des données récoltées sur le terrain via DGPS. Le principe de Surfer est le suivant : le logiciel vous permet de créer des grilles qui vont interpoler les données irrégulières de vos points x, y, z afin de les coordonnées. C'est à partir de ces grilles que l'on pourra créer plusieurs types de cartes: base map, contour map, 3D surface, vector et bien d'autres...

a- Présentation du logiciel Surfer :

L'interface se présente comme souvent pour les logiciels de traitement de l'information géographique de la manière suivante.

Nous utiliserons principalement les menus Grid et Map.

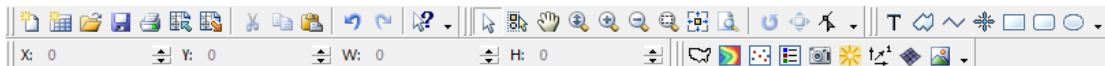
Un cadre principal (plot) dans lequel s'affichera vos cartes au centre, et à gauche, le cadre Object manager dans lequel vous pourrez modifier la disposition de vos données, les afficher ou les supprimer, en modifier la symbolise,

The screenshot shows the Surfer software interface. On the left is the 'Object Manager' panel with a tree view containing 'Map', 'Right Axis', 'Left Axis', 'Top Axis', 'Bottom Axis', and 'Post'. On the right is a worksheet window titled 'Plot1* LR_STEANNE_23032011'. The worksheet contains the following data:

	A1	42		
	A	B	C	D
1	42	1		
2	89959,595	2395950,0	-3,398	lrbuse
3	89958,432	2395950,8	-3,252	lrbuse
4	89957,311	2395951,8	-3,188	lrbuse
5	89956,129	2395952,9	-3,028	lrbuse
6	89955,098	2395953,9	-2,935	lrbuse
7	89953,846	2395955,2	-2,836	lrbuse
8	89952,763	2395956,2	-2,755	lrbuse

Figure II.4 : 1 Worksheet

Une barre d'outils :



Vous permet de manipuler la carte.
L'outil trackball entouré en rouge vous permet de tourner votre affichage dans tous les sens et toutes les orientations.

Vous choisissez ici l'affichage de vos points, les différentes cartes possibles.

b- Réaliser vos MNT

Le logiciel vous permet en principe de réaliser vos MNT du début à la fin. Cependant, pour ceux qui recherchent une meilleure qualité de réalisation finale, il est conseillé de finaliser vos cartes sous adobe pour la mise en page. Le logiciel possède également un worksheet qui vous permet d'afficher vos données dans un tableau. C'est un peu l'Excel de Surfer. C'est dans le worksheet que vous pourrez organiser vos données pour créer des profils de plage, créer des blank etc.

Plot1		LR_STEANNE_23032011			
	A1	42			
	A	B	C	D	
	x	y	z		
1	42	1			
2	89959,595	2395950,0	-3,398	Irbuse	
3	89958,432	2395950,8	-3,252	Irbuse	
4	89957,311	2395951,8	-3,188	Irbuse	
5	89956,129	2395952,9	-3,028	Irbuse	
6	89955,098	2395953,9	-2,935	Irbuse	

Figure II.5 :worksheet pour Réaliser vos MNT

c- Créer une grille x,y,z :

On crée une grille à l'aide du menu grid data. Ouvrez d'abord votre fichier Excel total.

Superposer des cartes

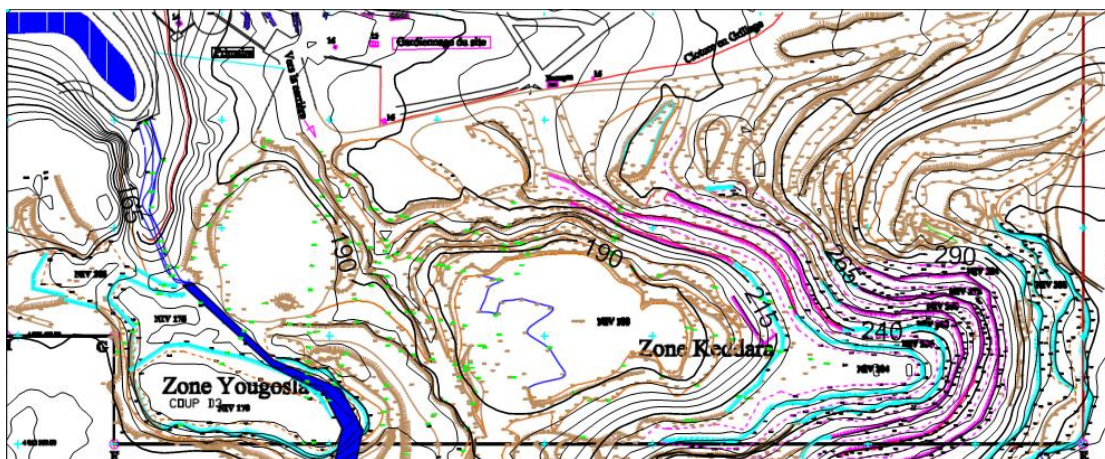


Figure II.6 : Contour map zone kaddara total

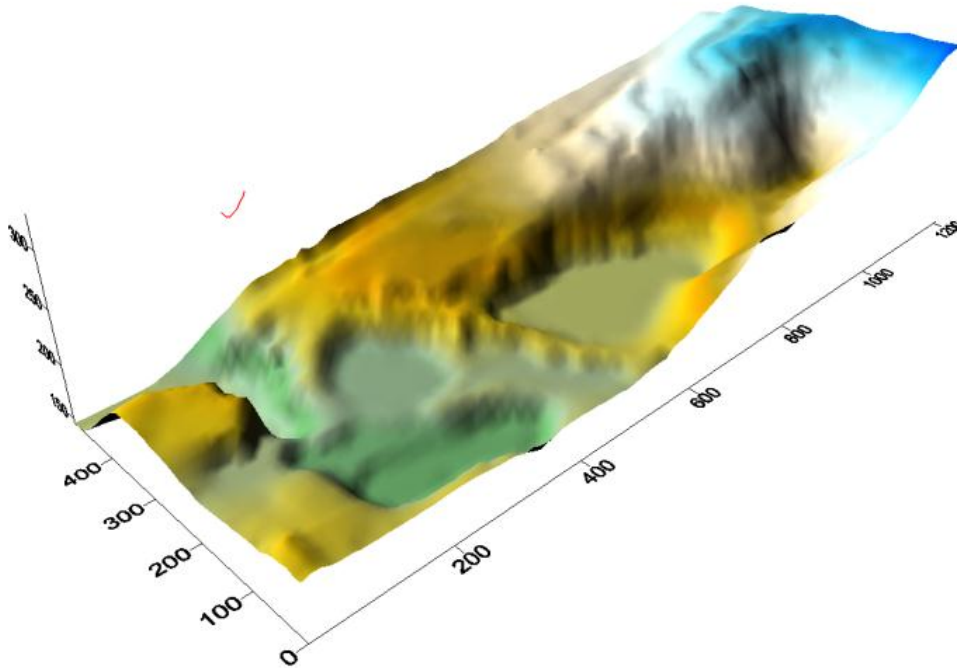


Figure II.7 : 3d surface zone kaddara total

d- Réaliser des profils de plage :

Pour créer un profil de plage, il vous faut deux choses. Une grille avec tous vos points (nous l'avons déjà), et un fichier .bln de votre profil

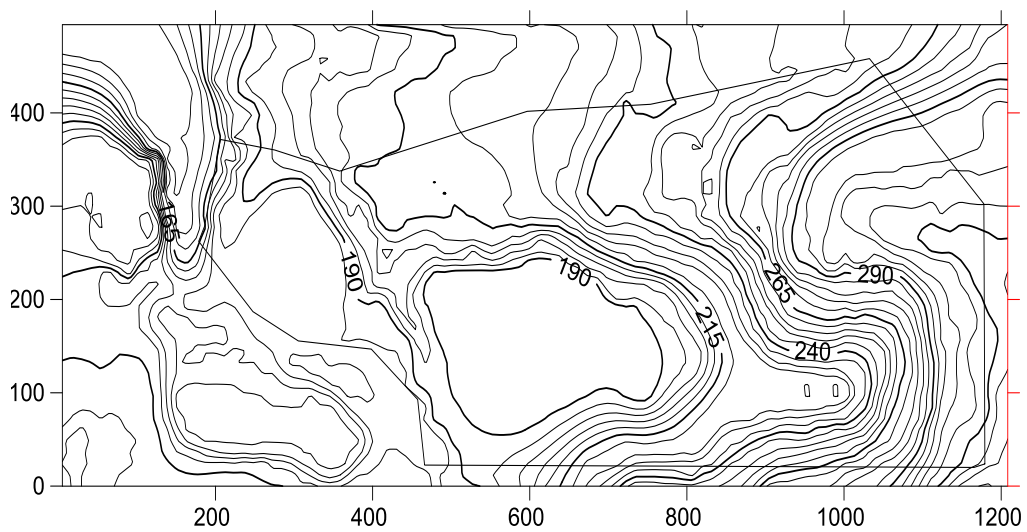


Figure II.8 : Profil de plage (Choix de secteur de calcul)

E -Créer des blank :

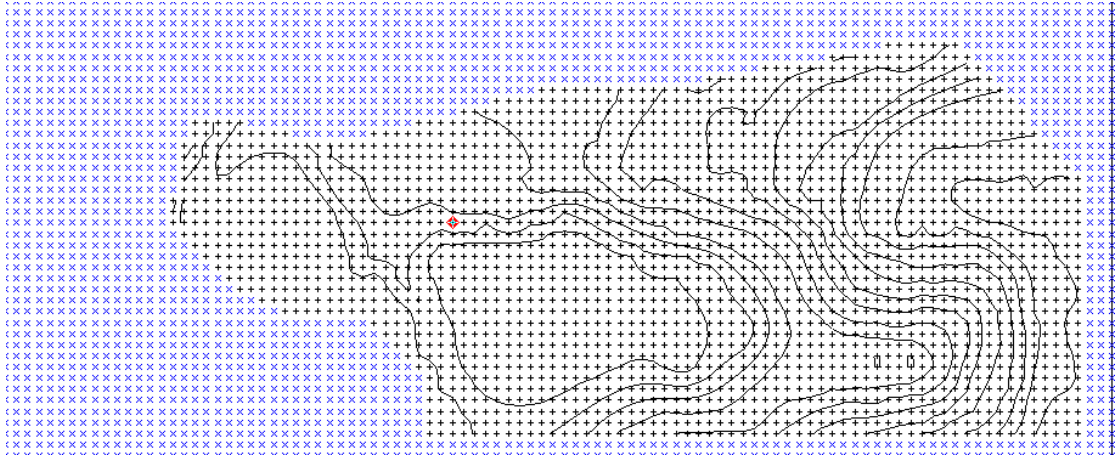


Figure II.9 : Grille de secteur de calcul de réserve

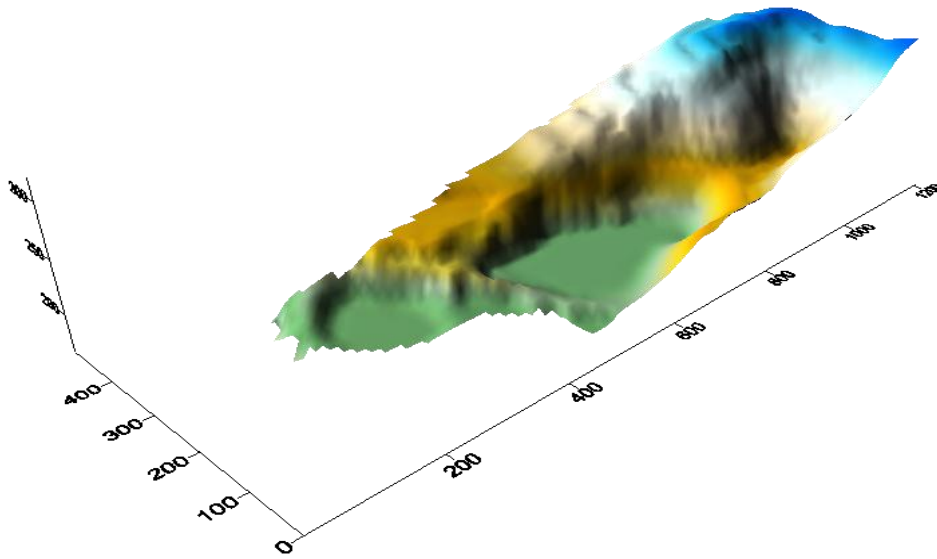


Figure II.10 : 3d surface plage (secteur de calcul de réserve)

f-Calculer des volumes sur des parties choisies de votre plage

On calcule le volume entre 3d surface de plage et surface z = 164 vous Choisissez « Volume », après Surfer vous créera un report sur vos volumes.

X Minimum:	5.139773932
X Maximum:	1208.391114
X escapement:	12.154053940081
Y Minimum:	-0.07949614398
Y Maximum:	494.5552266
Y espacement:	12.064261530341
Z Minimum:	163.97282977587
Z Maximum:	319.88588005381

Volumes

Total Volumes:

Trapezoidal Rule:	22778233.777634
Simpson's Rule:	22615584.206316
Simpson's 3/8 Rule:	22706984.898929

Volumes coupe et remplir

Positive Volume [coupe]:	22778235.112319	
Negative Volume [remplir]:		1.3346849100031
Net Volume [coupe - remplir]:		22 778 233.777634

-Remarquons que les réserves appréciées par surfer et la méthode des isolignes quoique identiques, restent générales et conditionnées par des données topographiques dont la précision et la date d'établissement nécessitent d'exploration.

Dans le cadre d'ébauche de la technique et de la méthodologie d'assèchement et d'exploitation de la carrière de Keddara nous allons nous limiter rien qu'aux réserves comprises entre les deux 174-164 m niveaux d'approfondissement de la mine de Keddara.

Ainsi, nous récapitulons les réserves ci-dessous appréciées par les méthodes ci-haut énoncées.

II.2.5 Volume du calcaire :

Tableau II.2: Calcul du volume de calcaire

niveau	surface (m2)	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

II.2.6 Volume de calcaire ferrugineux

Tableau II.3: Calcul du volume de calcaire ferrugineux à enlever.

Niveau(m)	Surface (m2)	hauteur du gradin(m)	Volume (m3)	masse volumique(t/m3)	quantité (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	12	0	2.6	0
Total			26748		69 544.8

II.2.7 Volume du schiste

Tableau II.4: Calcul du volume de schiste à enlever

niveau	hauteur de gradin (m)	Surface (m2)	Volume (m3)	masse volumique (t/m3)	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

Réserves industrielles

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

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

$Q_{géo}$: réserves géologiques (tonnes) ;

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

Pour le gisement de Keddara on aura :

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

$$Q_{ind} = 7293998.36026 \text{ tonnes.}$$

II.2.8 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 :

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

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 :

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

Cependant compte tenu des pertes générales d’exploitation et de la possibilité de dilution de minerais la quantité de calcaire de Keddara planifiée se détermine par la formule suivante :

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

Où, Q_k - la quantité de calcaire de Keddara ; ($Q_k = 784000$ tonnes/an)

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

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

Compte tenu de cela on aura : $Q_{k.p} = 784\ 000 \times 1.01 / 0.99 = 799\ 838$ tonnes/an.

Cette quantité de Keddara planifié de tout-venant $Q_{k.p.tv}$ en tenant compte du taux de découverte (K_d) sera alors:

$$Q_{k.p.tv} = Q_{k.p.} \times (1 + K_d) ; \text{ tonnes/an, où } K_d = \frac{V_{stérile}}{V_{minéral}} \quad (K_d = \frac{300960.8}{4246132.72} = 0.07)$$

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

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 probable et ainsi assurer la production demandée.

a- Production mensuelle

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

$$P_m = \frac{Q_{k.p.tv}}{nm} ; \text{ tonnes/mois, } (P_m = 77\,802 \text{ tonnes/mois})$$

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

Et le volume nécessaire de la production mensuelle sera alors :

$$V_m = \frac{P_m}{\gamma} ; \text{ tonnes/mois ; } (V_m = 28\,923 \text{ m}^3/\text{mois})$$

où γ : la densité absolue ; (2.69 t/m³).

b- Production journalière

La production journalière par poste (P_j/p) est déterminée par la formule suivante :

$$P_j / j = \frac{Q_{k.p.tv}}{NP/j \times N_j} ; \text{ tonnes/p ; } (P_j / j = 2625 \text{ tonnes/j.})$$

où N_j : nombre de jours ouvrables par année, (326j); NP/j : nombre de postes par jour (1 poste).

c - Production horaire

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

$$P_h = \frac{P_j}{N_h} ; \text{ tonnes/p ; } (P_h = 276 \text{ tonnes/h.})$$

Où P_h : production horaire (tonnes/h) ; N_h : nombre d'heures de travail par poste ($p = 9.5 \text{ h.}$) ;

II.3 La durée de vie de la carrière

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

$$Tt = \frac{Q_{exp}}{Q_{k.p}} ; \text{ans (} Tt = 9 \text{ ans)}$$

Où : Q_{exp} : les réserves exploitables (t); $Q_{k.p}$: production annuelle planifié

Tableau II 5: réserves géologiques et réserves exploitables

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

Chapitre III
Procédés d'assèchement de
carrière

III.1- Introduction :

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 calcaire-schisteuse bleuâtre altérée en surface (dans les 30 premiers mètres) et comprenant des fissures remplies de silice blanchâtre.

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

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

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

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

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

III.2- Caractéristiques hydrographiques :

Le réseau hydrographique proche du site s'organise autour de thalwegs (oueds temporaires)

qui se jettent dans l'Oued Corso, en dehors du bassin versant de l'oued Keddara et du barrage du même nom de 150 millions de m³.

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

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

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

III.3 Procédés d'assèchement de la partie immergée de la carrière de Keddara

III.3.1 Problèmes :

Pour résoudre le problème d'assèchement de la partie émergée de la carrière il convient d'entreprendre d'abord un certain nombre des travaux qui consisteront :

- a) A l'appréciation de la situation du lac sur le plan ;
- b) A la déviation de l'Oued qui draine l'eau de pluies au pied d'IFRI vers le barrage ;
- c) A l'emplacement des nouveaux tracés de la piste venant d'IFRI pour desservir en tout venant, le concasseur.

III.3.2 La situation du Lac au sein de la carrière de Keddara



Figure III 1 : photo satellite de la zone de keddara (2012)

La carte photo-satellite de la carrière de Keddara (fig.III.1) nous remarquons bien une localisation d'une fosse plein d'eau. En utilisant le Logiciel Auto CAD nous avons apprécié la superficie et le volume de ce lac artificiel qui font respectivement :

Slac=26000 m² et donc pour une profondeur moyenne de l'ordre de 4m on trouve Vlac= Slac×4= 104000 m³

III.3.3 Origine l'eau de lac :

L'origine de la formation du lac émane des dépressions naturelles de terrains où le sol est imperméable et l'eau de l'Oued se déplace dans les fissures par effet de drainage. D'autre part il n'est aussi fortuite de penser qu'il y aurait d'autres sources des eaux souterraines non décelées par une prospection hydrogéologique très ponctuelle.

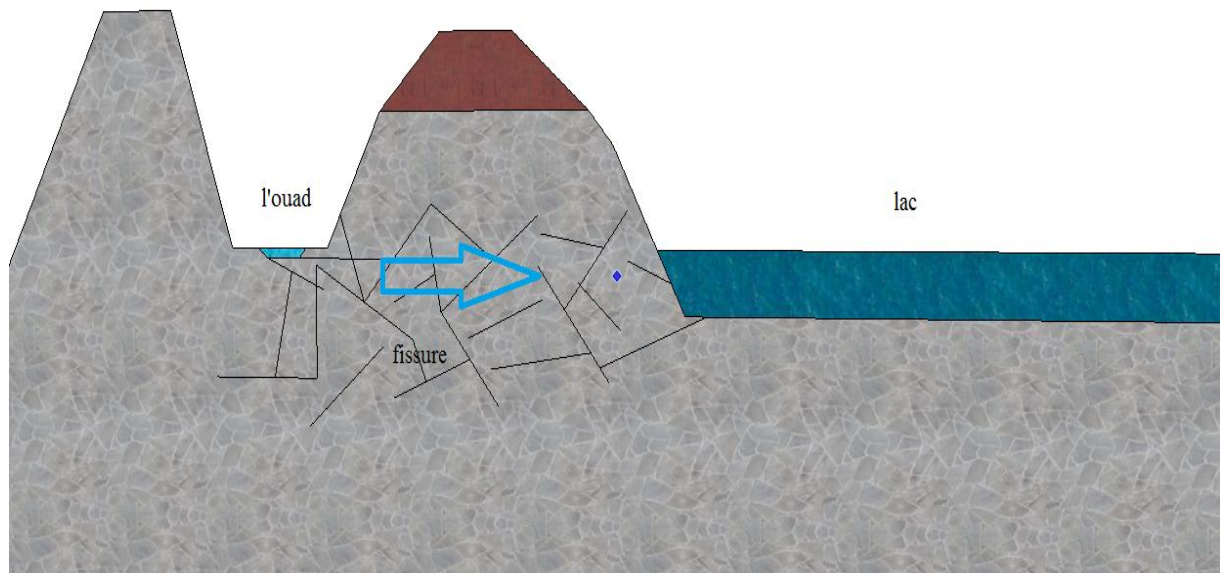


Figure III 2 : l'effet de drainage

III.3.4 ETAP 1 :(Déviation de l'Oued)

Les travaux d'assèchement de la carrière exigera le ravalement de la partie ouest du lac où draine en son milieu le Oued. Pour ne pas mettre endiguer ces travaux, il est nécessaire donc de dévier le Oued aout au long de la bordure inférieur de la zone Yougoslave d'IFRI vers le niveaux 188 m de keddara (voire plan fig. III.3)

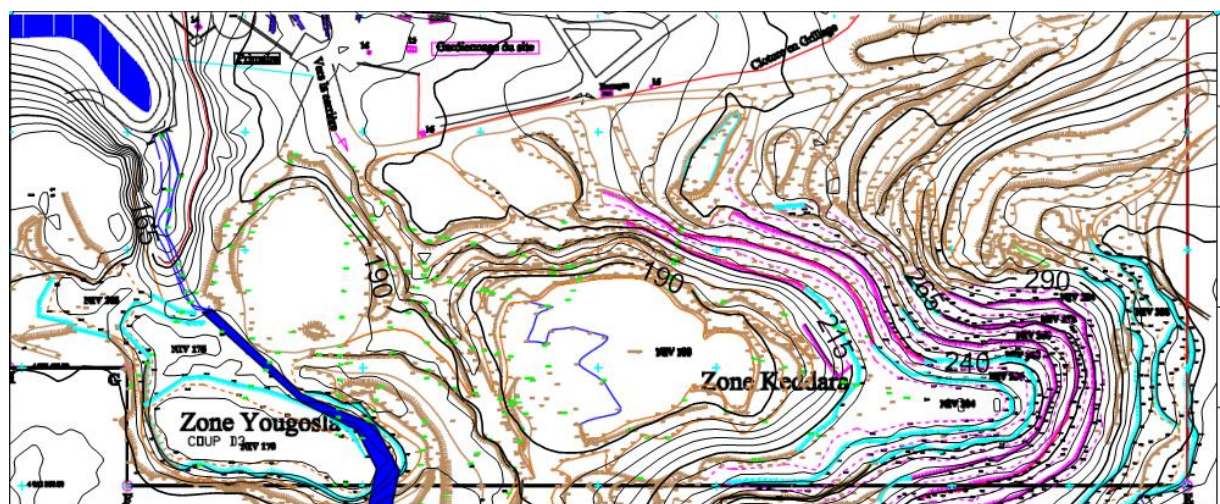


Figure III 3 : déviation l'oued vers la partie yougoslave (plan 2012)

III.3.5 ETAP 2 : (Déplacement de la piste)

- lors du creusement du tranché et pour ne pas arrêter l'évacuation du produit d'IFRI on a proposé une nouvelle piste qui passe par le niveau 188 m de la carrière de KEDDARA directement vers la station de concassage primaire d'une longueur finale de l'ordre de 1400 m.

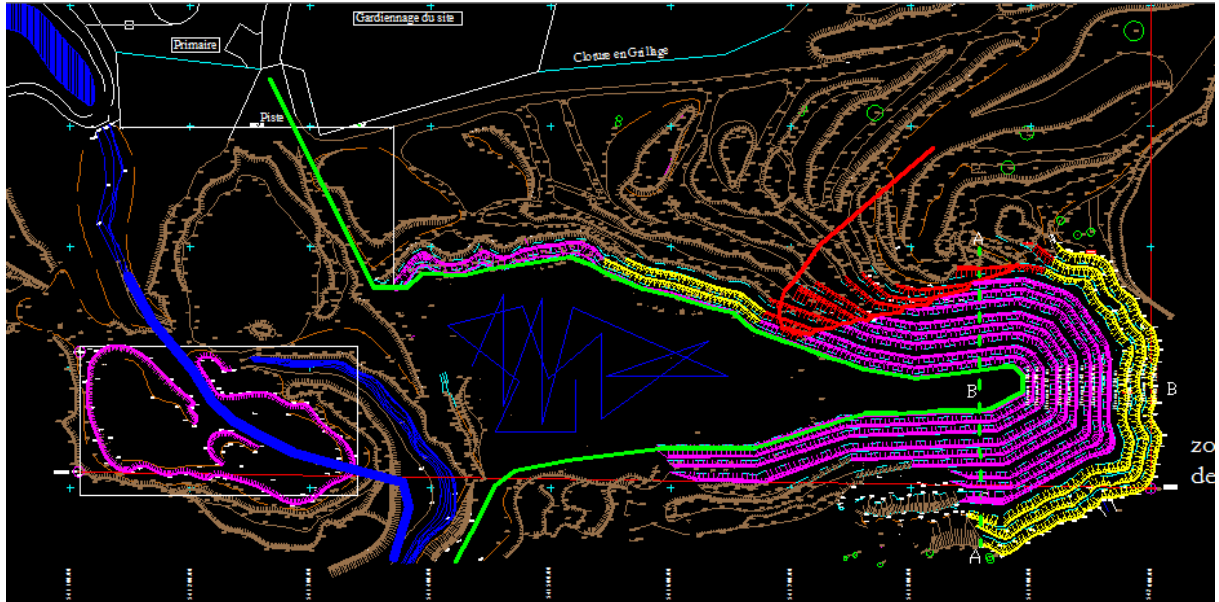


Figure III 4 : Emplacement de la piste IFRI – Concasseur de Keddara

III.3.6 ETAPE 3 :

III.3.6.1 Opération d'assèchement :

Pour l'exécution des travaux d'assèchement il convient d'utiliser le plan d'arpentage de mines pour situer d'abord les positionnement des différents axes du canal en tenant compte du moindre coût et ensuite, procéder à l'exécution des travaux d'exploitation des niveaux.

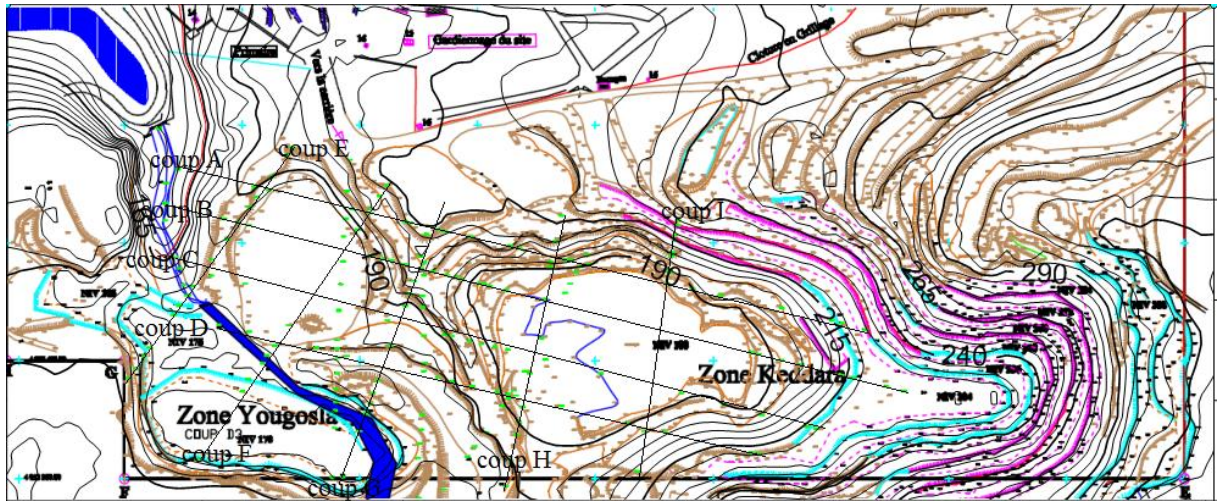


Figure III 5 : Plan d'arpentage de mines de Keddara fin 2012.

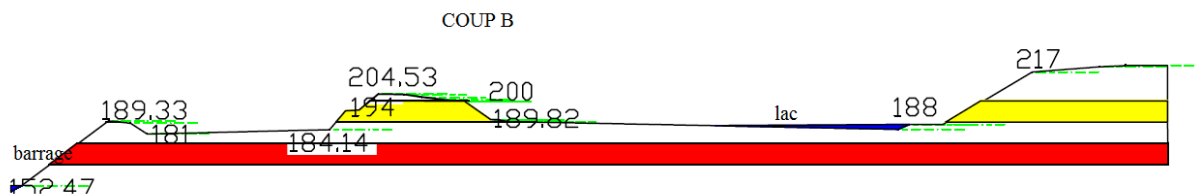


Figure III 6 : Coupe B-B

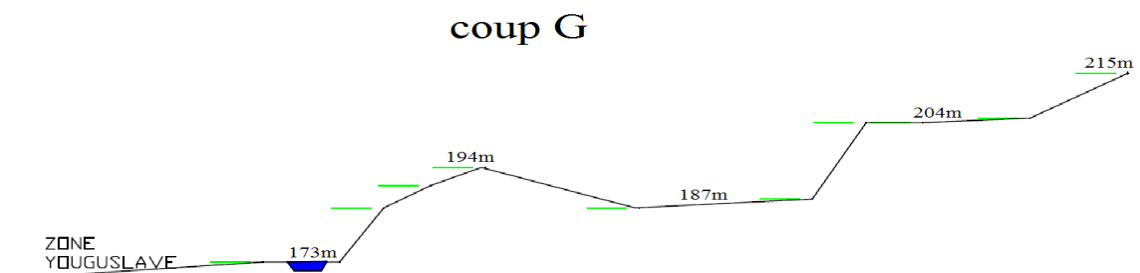


Figure III 7 : Profil G-G

III.3.6.2 Assèchement direct :

par creusement du canal incliné entre le lac et zone yougoslave on laisse l'eau couler vers la zone yougoslave par gravité

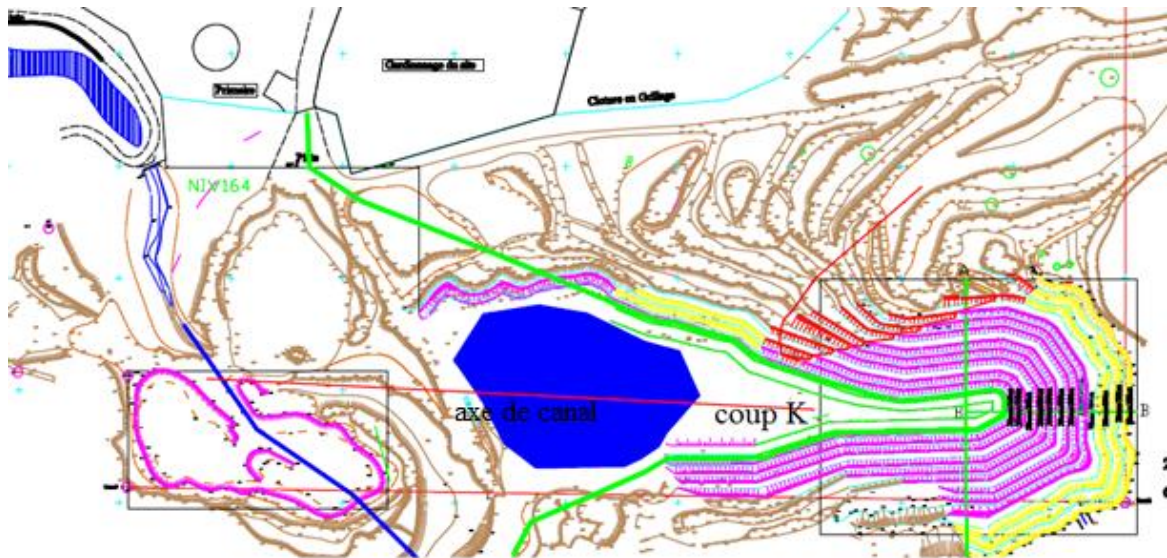


Figure III 8 : plan d'emplacement de l'axe du canal d'épuration suivant K-K

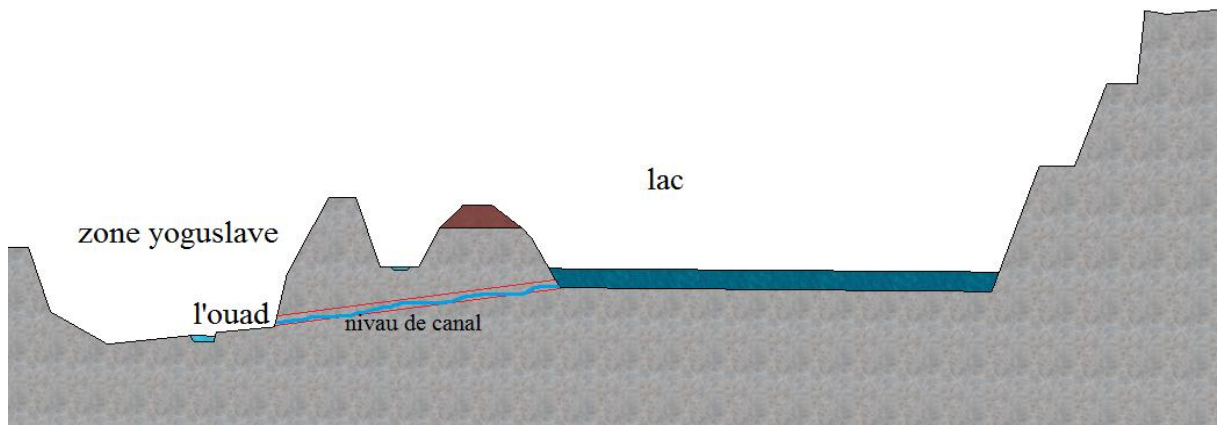


Figure III 9 : Profil schématique K-K

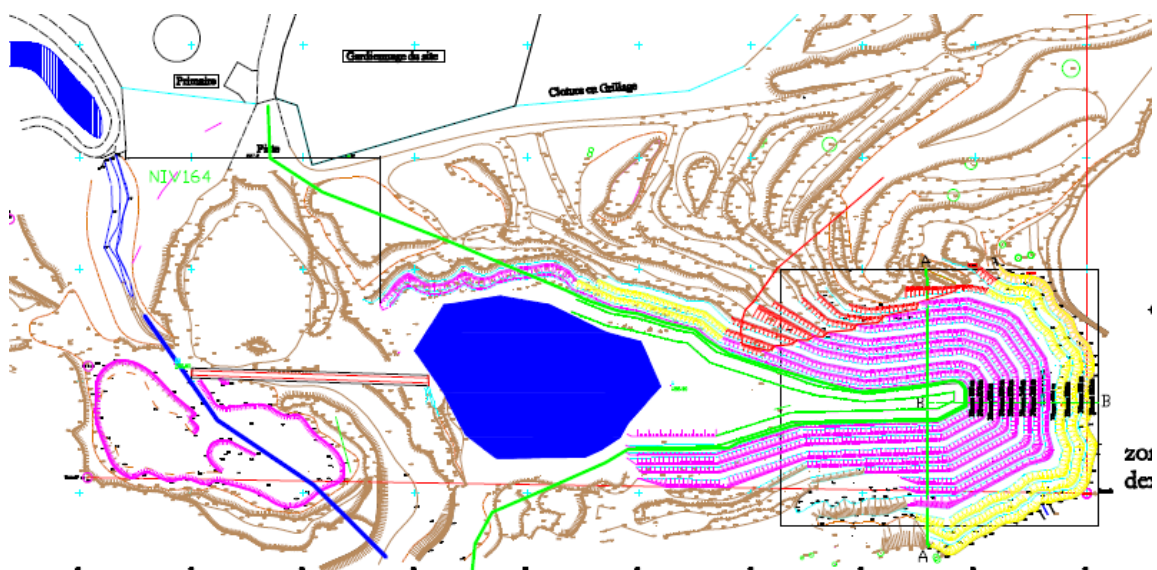


Figure III 10 : Plan de creusement du canal évacuation de l'eau

Surface de stérile enlevé $s = 1098,41 \text{ m}^2$ et longueur $l = 247,7 \text{ m}$ donc enlevé volume de stérile $v = 4393,64 \text{ m}^3$ avec largeur 4 m

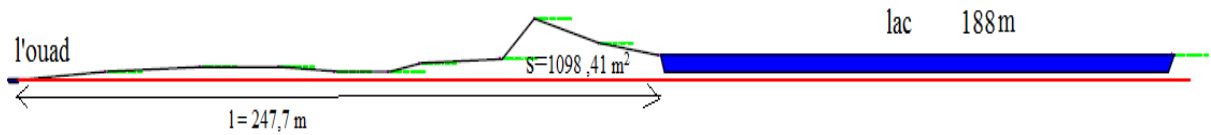


Figure III 11 : coup k avec dimension réel.

III.3.6.3 Assèchement et exploitation :

Pour l'évacuation de l'eau du lac on est obligé d'exploiter d'abord la partie qui sépare le lac du barrage par la réalisation de deux gradins qui sont développés jusqu'à une distance de 20m du lac pour diminuer la distance du creusement du tranché, après on fait le creusement d'une tranché incliné et on laisse l'eau couler vers le barrage par gravité

a- Les étapes d'exploitation

Etape 1

Pour commencer l'opération d'assèchement on exploite la partie qui sépare le barrage du lac par la construction des deux gradins de 12m, ces gradins on les développe vers le lac en laissant une distance de sécurité de 30m

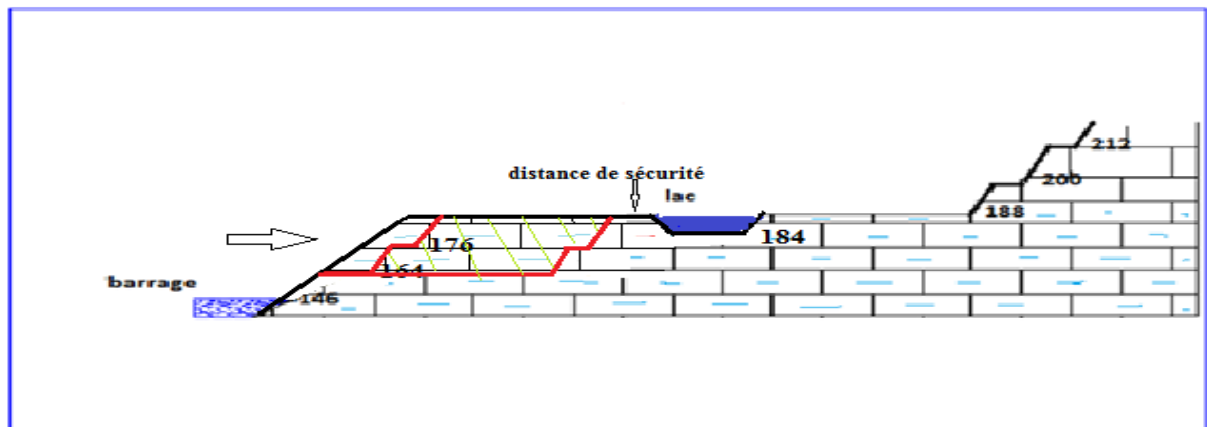


Figure III 12 : Schémas d'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

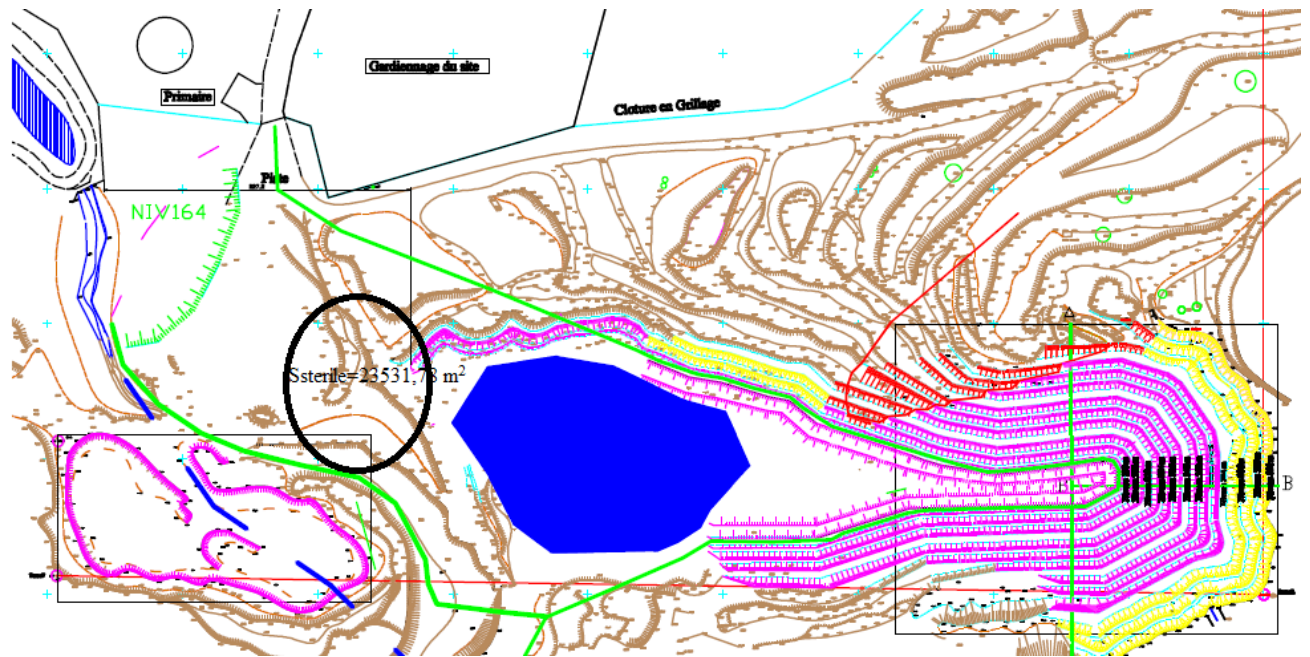


Figure III 13 : Plan d'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

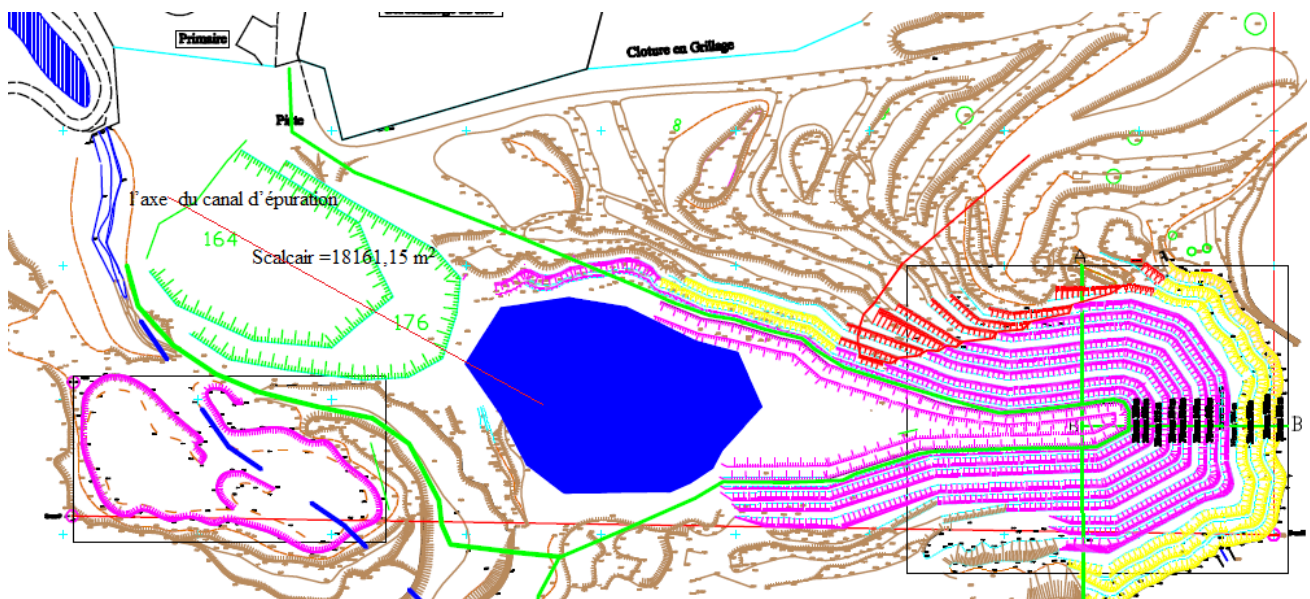


Figure III 14 : Fin de l'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

Etape 2 :

Après l'exploitation de cette partie et avant qu'on laisse l'eau couler, on creuse une tranche inclinée vers le barrage pour guider l'eau pour ne détruire pas la zone d'exploitation. Au même temps, on donne aussi une légère inclinaison à la plateforme vers le tranché d'évacuation d'eau.

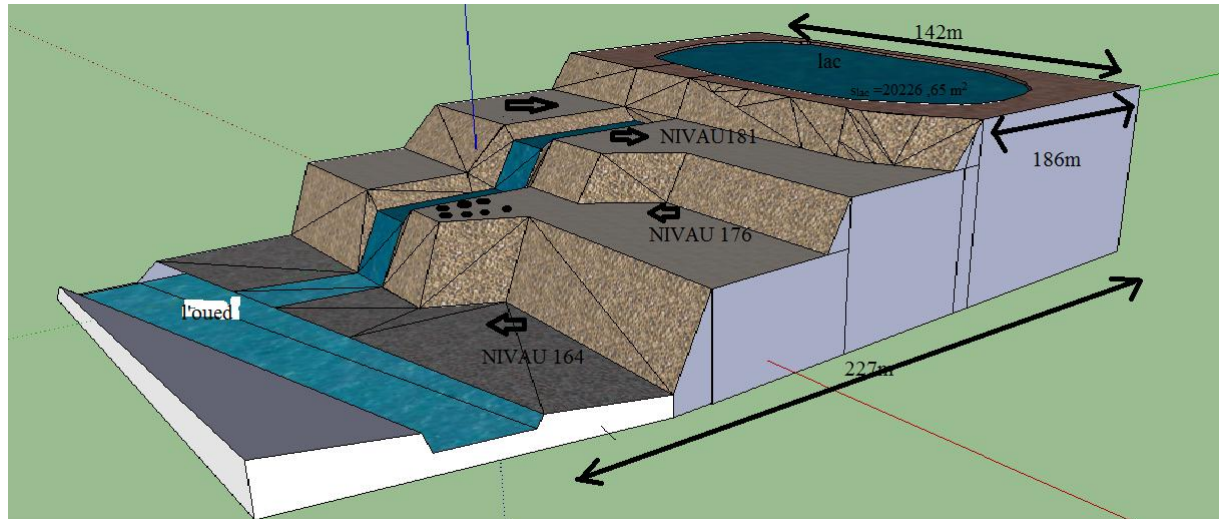


Figure III 15 : Schémas de drainage des eaux du lac par le creusement de la tranchée

b-Volume de stérile à enlever

Calcule Surface par autocade $S_{sterile}=23531,78 \text{ m}^2$

Avec Profundure = 4m

Volume de sterile = 94127.12 m^3

c-Volume calcair enlevé

On calcule surface par autocade $S_{calcair}=18161,15 \text{ m}^2$

2 gradine Profender $h=24\text{m}$

Volume de calcair = 435867.6m^3

Poids volumique moyen égal à 2,5 tonnes/ m^3

Poids de calcaire enlevé = 1089669 T

Avec réserve exploitable = 1035185.55 T

La quantité actuelle venant de Keddara au concasseur est $Q=720\ 000$ tonnes/an.

Si en utilisé cette volume pour la production, la durée de vie = $\frac{poide}{720000} = 1.4$ an

III.3.7 Les canaux

1-Conception des canaux :

- Tous les canaux doivent être soigneusement conçus de façon à avoir la capacité de débit requise. Or, la conception d'un canal repose sur l'application de formules mettant en rapport sa capacité de débit, son profil, sa pente ou perte de charge effective et la rugosité de ses parois. La relation de Manning est la formule la plus couramment employée:

$$v = (1 \div n) (R^{2/3}) (S^{1/2})$$

Avec

v = vitesse de l'eau dans le canal;

n = coefficient de rugosité des parois du canal;

R = rayon hydraulique du canal;

S = pente réelle du fond du canal.

- Ces termes vous seront précisés par la suite, mais considérons tout d'abord quelques-uns des facteurs fondamentaux pour la conception d'un canal.

2-Quel profil de canal adopter

- Les canaux peuvent avoir différents profils, le profil semi-circulaire étant en principe le plus efficient. Toutefois, ce dernier ne convient pas dans le cas des canaux de terre, et son utilisation est donc généralement limitée aux canaux surélevés* en béton préfabriqué ou en plastique.

- Dans les fermes piscicoles, les canaux sans revêtement d'étanchéité ont la plupart du temps une section transversale de forme trapézoïdale, définie par les éléments suivants:

* la largeur (b) de son fond (ou plafond) horizontal;

* la pente (z:1) des parois latérales;

* la profondeur maximale de l'eau (h);

* la revanche* (f) permettant d'éviter tout débordement.

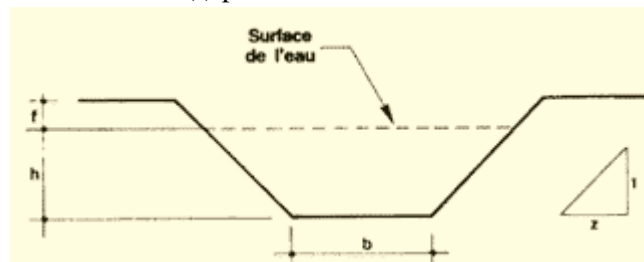


Figure III 16 : Paramètres du canal

3-Choix de la pente des parois latérales d'un canal trapézoïdal

Comme nous l'avons vu plus haut pour les digues d'étang, la pente des parois latérales d'un canal trapézoïdal est donnée habituellement par la valeur d'un rapport, par exemple 1,5:1. Ce rapport est égal par définition à la variation de distance horizontale (ici 1,5 m) par mètre de distance verticale. La pente latérale peut aussi s'exprimer par l'angle de la paroi par rapport à la verticale, mesuré en degrés et minutes.

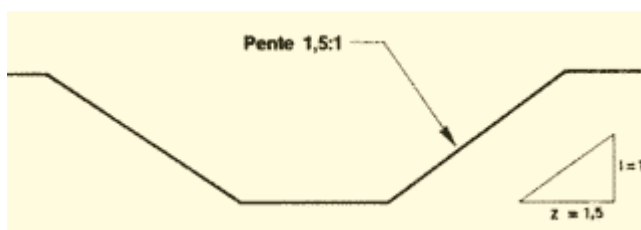


Figure III 17 : Les pentes d canal d'évacuation

- La valeur qu'il convient de choisir pour la pente des parois latérales d'un canal de terre de section trapézoïdale dépend du type de de sol dans lequel les parois sont creusées (voir tableau).La pente des parois peut être d'autant plus forte que le matériau du sol est plus stable. S'il s'agit d'un canal à revêtement d'étanchéité, la pente des parois est également fonction du type de revêtement employé.

TABLEAU III 1 :

Pente des parois latérales de canaux trapézoïdaux creusés dans divers types de sols

Type de sol ou de revêtement	Pente des parois latérales inférieure ou égal à :
Sable léger, argile humide	3:1 18°20°
Terre meuble, limon, sable limoneux, limon sableux	2:1 26°30°
Terre ordinaire, argile molle, limon, limon graveleux, limon argileux, gravier	1,5:1 33°40°
Terre ou argile raide	1:1 45°
Hard pan, sol alluvial, gravier ferme, terre compactée dure	0,5:1 63°30°
Revêtement de pierre, béton coulé sur place, blocs en béton	1:1 45°
Film plastique enterré	2,5:1 22°30°

4-Choix de la pente du fond d'un canal

- La pente longitudinale du fond des canaux de terre dépend des caractéristiques topographiques présentes:

- en terrains très plats, la pente du fond peut être réduite à zéro (canal horizontal) ou tout au plus maintenue à une valeur minimale de 0,05 pour cent, soit 5 cm pour 100 m;

- en terrains plus accidentés, la pente du fond devrait être limitée à une valeur comprise entre 0,1 et 0,2 pour cent, soit 10 à 20 cm pour 100 m, afin d'éviter un écoulement trop rapide de l'eau dans les canaux et l'érosion de leurs parois.

5-Détermination de la vitesse d'écoulement maximale dans les canaux

- La vitesse d'écoulement de l'eau dans les canaux à découvert varie selon la profondeur et la distance par rapport aux parois. A proximité du fond et au voisinage des bords, l'eau s'écoule moins rapidement. Lors de la conception d'un canal, l'attention porte d'ordinaire sur la vitesse moyenne de l'eau calculée sur toute la section transversale du canal.

- La vitesse moyenne maximale admissible dans un canal pour éviter l'érosion dépend du type de sol ou du matériau de revêtement. Les valeurs maximales admissibles des vitesses d'écoulement dans les canaux ordinaires et dans les canaux surélevés, pour divers types de sols et de revêtements, sont indiquées au tableau des Vitesses moyennes maximales admissibles de l'eau dans les canaux ordinaires et les canaux surélevés

TABLEAU III 2 : vitesse moyen maximal admissible selon type de sole

	type de sol ou de revêtement	vitesse moyenne maximale admissible (m/s)
canaux ordinaires sans revêtement	argile molle ou très fine	0.2
	sable très fin ou sable pur très léger	0.3
	sable ou limon meuble très léger	0.4
	sable grossier ou sol sablonneux léger	0.5
	sol sablonneux moyen ou limon de bonne qualité	0.7
	limon sablonneux ou petit gravier	0.8
	limon moyen ou sol alluvial	0.9
	limon ferme ou limon argileux	1.0
	gravier ou argile ferme	1.1
	sol argileux raide ; sol graveleux; argile et gravier	1.4
	pierres cassées et argile	1.5
	gravier grossier, cailloux, schistes	1.8
	conglomérats, gravier aggloméré, ardoise tendre	2.0
	roche tendre, roches stratifiées, harpan dur	2.4
roche dure	4.0	
canaux ordinaires à revêtement	béton coulé sur place	2.5
	béton préfabriqué	2.0
	Pierres	1.6-1.8
	blocs de béton	1.6
	Briques	1.4-1.6
	film plastique enterré	0.8-0.9
canaux surélevés	béton ou tôle lisse	1.5-2.0
	tôle ondulée	1.2-1.8
	Bois	0.9-1.5

6-Calcul des caractéristiques géométriques du canal et de son rayon hydraulique R

- La connaissance de la largeur du fond b (en mètres), de la profondeur d'eau maximale h (en mètres) et de la pente ($z:1$) des parois latérales permet de calculer aisément les caractéristiques suivantes du canal:

- la section transversale mouillée A (en mètres carrés);
- le périmètre mouillé P (en mètres), c'est-à-dire la longueur du périmètre de la section transversale effectivement au contact de l'eau, sans inclure la largeur B à la surface de l'eau
- le rayon hydraulique R (en mètres), égal à l'aire A de la section transversale mouillée divisée par le périmètre mouillé P ; on utilise souvent ce paramètre pour définir le profil du canal;
- la largeur en surface de l'eau B (en mètres), c'est-à-dire la distance séparant les deux berges à la surface de l'eau.

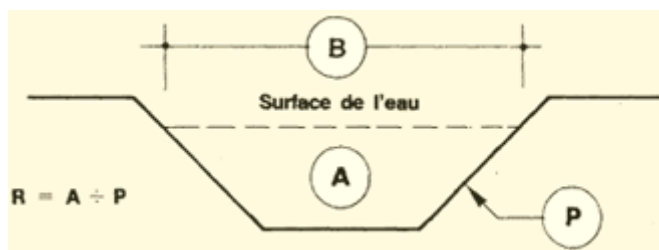


Figure III 18 : caractéristiques géométriques du canal

- Les caractéristiques géométriques de la section transversale mouillée des canaux sont récapitulées au tableau pour les trois types de profils les plus courants: rectangulaire, trapézoïdal et triangulaire.

Note: Plus le rayon R est Important, plus le débit du canal est élevé.

TABLEAU III 3 : Géométrie de la section transversale immergée d'un canal

Section transversale du canal	Superficie de la section transversale A (m ²)	Périmètre mouillé P (m)	Rayon hydraulique R = (2) ÷ (3) (m)	Largeur à la surface de l'eau B (m)
(1)	(2)	(3)	(4)	(5)
	bh	$b + 2h$	$\frac{bh}{b + 2h}$	b
	$(b + zh) h$	$b + 2h \sqrt{1+z^2}$	$\frac{(b + zh) h}{b + 2h \sqrt{1+z^2}}$	$b + 2zh$
	zh^2	$2h \sqrt{1+z^2}$	$\frac{zh}{2 \sqrt{1+z^2}}$	$2zh$

Abréviations:

b = largeur du fond du canal (m)

h = profondeur maximale de l'eau dans l'axe du canai (m)

z = facteur de pente des parois latérales: variation de distance horizontale par unité de distance verticale

7- Coefficient de rugosité d'un canal

- Le coefficient de rugosité (n) exprime la résistance à l'écoulement créée par les parois latérales et le fond d'un canal. Plus n est grand, plus la rugosité des parois est importante et plus l'écoulement de l'eau dans le canai est difficile.

. Le tableau indique les valeurs du coefficient de rugosité observé dans différentes conditions; il indique également les valeurs inverses ($1 \div n$) qu'il convient d'utiliser dans les calculs.

TABLEAU III 4 : Coefficient de rugosité des canaux ordinaires et des canaux surélevés

	Condition d'écoulement de l'eau	n	$1 \div n$
Canal de terre, ordinaire et sans revêtement	Terre lisse et propre, ouvrage récemment terminé	0.017	58.82
	Tracé légèrement incurvé, argile ou limon massif, avec dépôts de vase, pas de végétation, en état d'entretien moyen	0.025	40.00
	Herbes courtes, peu de mauvaises herbes	0.024	41.67
	Mauvaises herbes denses en profondeur	0.032	31.25
	Sol irrégulier contenant des pierres	0.035	28.57
	Canal mal entretenu, herbes denses sur toute la hauteur de l'eau	0.040	25.00
	Fond propre, broussailles sur les berges	0.070	14.29
Canal ordinaire à revêtement	Briques de béton	0.020	50.00
	Béton coulé, non fini, rugueux	0.015	66.67
	Béton fini à la truelle, lisse	0.013	76.92
	Parois de briques grossières	0.015	66.67
	Parois de briques soigneusement construites	0.013	76.92
	Planches couverts d'algues de mousse	0.015	66.67
	Planches bien droites, sans végétation	0.013	76.92
	Planches bien planes et ajustées	0.011	90.91
Film plastique enterré	0.027	37.04	
Canaux surélevés / rigoles/ aqueducs	Béton	0.012	83.33
	Tôle lisse	0.015	66.67
	Tôle ondulée	0.021	47.62
	Bois et bambou (lisse)	0.014	71.43

8- Importance de la pente ou gradient

- Dans les cas simples, vous pouvez supposer que la pente du fond du canai est dirigée vers l'aval. En fait, l'eau circulera dans un canal dans la mesure où le niveau d'eau à l'extrémité amont est plus élevé que le niveau d'eau à l'extrémité aval. Si le fond d'un

canal est horizontal, le gradient peut être considéré comme étant égal à la différence de charge entre l'amont et l'aval. La pente S du fond du canal est exprimée en mètres de charge par mètre de longueur, par exemple $S = 0,01$ ou 1 pourcent. Le débit est d'autant plus important que la valeur de S est élevée.

- Il est à noter que pour obtenir un débit régulier et uniforme et réduire au minimum le risque de sédimentation, le canal doit être construit de façon que sa pente de fond suive la déclivité générale du terrain, c'est-à-dire que la profondeur d'eau demeure constante. En raison toutefois de leur plus grande facilité de réalisation, les fonds des canaux sont fréquemment construits horizontaux.

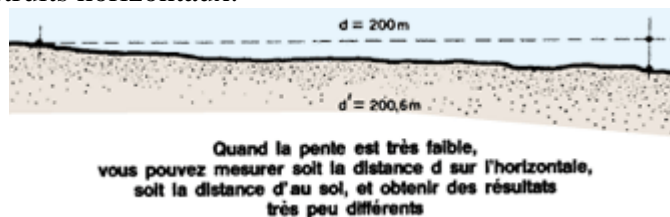


Figure III 19 : la pente

9- Canalisations courtes

- Lorsque des canaux à découvert doivent passer sous des routes ou d'autres obstacles, il est possible d'acheminer le débit d'eau par une courte canalisation. Celle-ci doit être suffisamment résistante pour supporter le poids des véhicules qui passent dessus. Les tuyaux de béton préfabriqués enterrés à au moins 60 cm sous la surface de la route sont fréquemment employés à cet effet. Il convient toutefois de faire particulièrement attention à:

- la qualité des joints réalisés entre les éléments de tuyau successifs; et
- la qualité des raccordements aux extrémités de la canalisation avec le canal à découvert, de chaque côté de la route.

Exemple

TABLEAU III 5 : Caractéristiques des canalisations courtes installées aux points de franchissement des routes

Débit d'eau (l/s)	Diamètre intérieur des tuyaux (cm)	Vitesse d'écoulement (m/s)
120-140	40	1,00
230	60	0,80
480	80	0,95

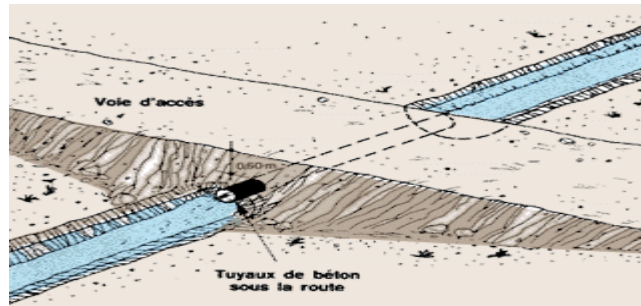


Figure III 20 : Canalisations courtes

10- Pertes d'eau d'un canal de terre

Les pertes d'eau d'un canal de terre sont dues à l'évaporation (de 1 à 2 pour cent) et aux infiltrations (de 5 à 40 pour cent). Les pertes par infiltration, de loin les plus importantes, sont variables en fonction du type de sol dans lequel le canal est creusé

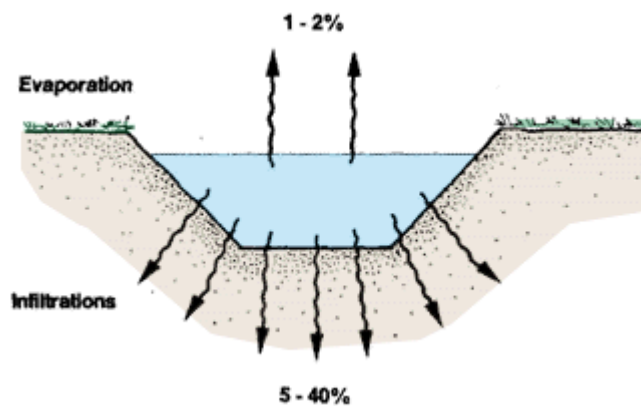


Figure III 21 : Pertes d'eau selon le type de sol

TABLEAU III 5 : Caractéristiques des canalisations courtes installées aux points de franchissement des routes

<u>Type de sol*</u>	Pertes d'eau moyennes par mètre carré de périmètre mouillé	
	(m ³ /jour)	(l/jour)
Argile imperméable	0.09	90
Limon argileux	0.18	180
Argile sableux ou conglomérats	0.25	250
Limon argilo-sableux ou limon	0.40	400
Limon sableux	0.50	500
Sable et graviers ou alluvions	0.70	700
Sol graveleux et poreux	1.00	1000
Graviers très poreux	1.80	1800

11-Autres considérations pour le dimensionnement des canaux

Dans nombre de cas, vous pouvez avoir le choix entre *plusieurs valeurs* de la largeur du canal, de sa profondeur, de sa pente longitudinale, de la pente de ses parois, etc. Les quelques critères pratiques énoncés ci-dessous sont susceptibles de vous aider à fixer votre choix :

- a) Si l'eau est chargée de vase, une vitesse trop faible facilitera le dépôt de la vase. Vous souhaitez probablement prévoir une zone spécifiquement réservée à cet effet.
- b) Si vous devez traverser le canal, il est sans doute préférable de le rétrécir à cet endroit, éventuellement en garnissant les parois d'un revêtement.
- c) Si les couches de sol sous-jacentes sont excessivement perméables ou difficiles à creuser, il est peut-être préférable de prévoir des canaux larges et peu profonds.
- d) Si vous disposez d'engins de dimensions standard pour les travaux de construction et d'entretien, par exemple une lame de bulldozer ou une pelle de rétro caveuse, vous choisirez sans doute les caractéristiques du canal en fonction de ces dimensions. De façon analogue, si vous réalisez un revêtement d'étanchéité à l'aide de feuilles de polyéthylène ou au moyen de dalles* de béton, vous souhaitez probablement dimensionner le canal d'après les dimensions standard des matériaux employés.
- e) Pensez à prévoir une capacité de transport suffisante pour les eaux de crue susceptibles d'atteindre le canal.

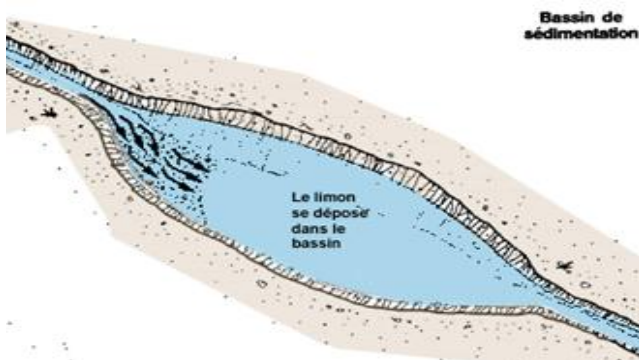


Figure III 22: bassin sédimentaire

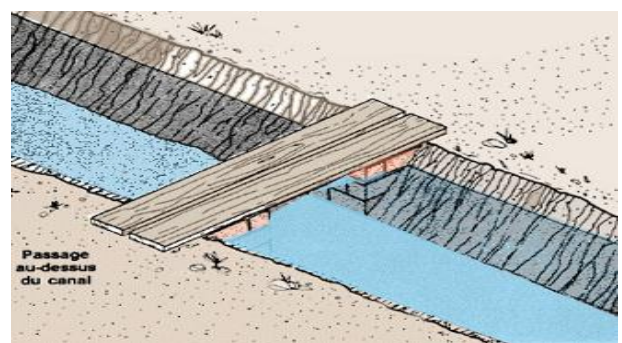


Figure III 23 : Passage au-dessus du canal

12- Construction canal:

Utilise en pelle CATERPILAR de 7 m³

Largeur de pelle = 1,5 m

Avec l'explosive

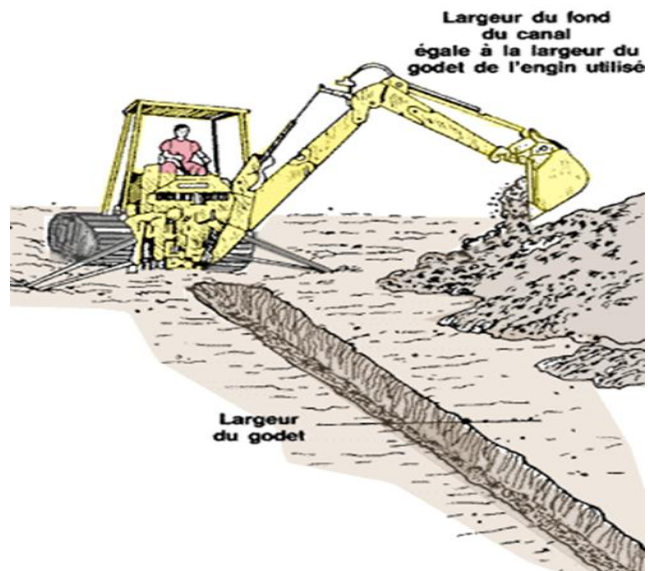


Figure III 24 : Construction de canal par utilisation d'une pelle CATERPILAR

Ajustez la pente longitudinale du fond du canal, si nécessaire

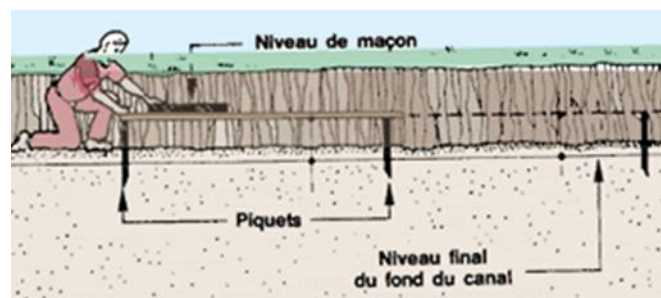


Figure III 25 : Ajustez la pente longitudinale du fond du canal

Ce en termine la construction de canal en va ouvrir le bande de sécurité

III.3.8 Traitement de l'effet de drainage :

Dans certaines situations, des fissures peuvent drainer les eaux vers l'excavation. Des mesures appropriées doivent alors être

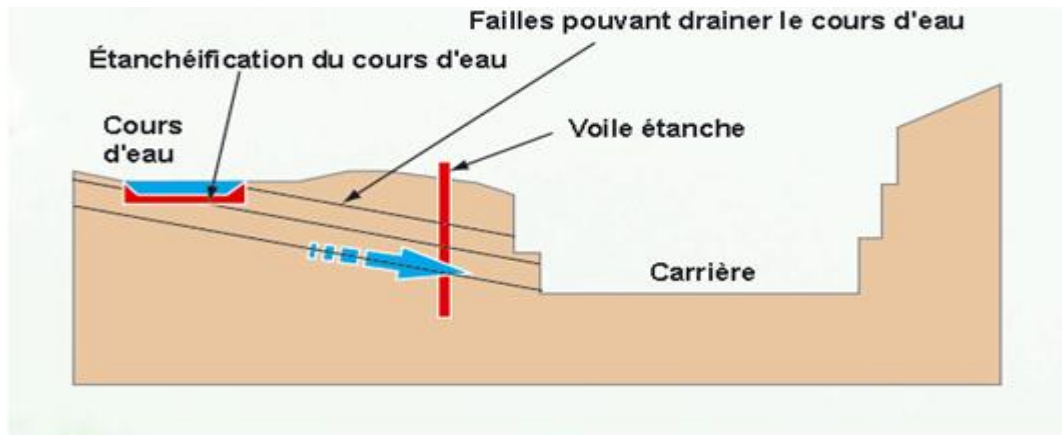


Figure III 26 : Traitement de l'effet de drainage

III.3.9 Autre méthode d'assèchement :

Utilise pompa diesel ou pompa spécial a la mine par s que l'eau de lac charge de sable et argile



Figure III 27 : pompa diesel



Figure III 28 : pompa spécial a la mine

Après l'assèchement par canal il reste Une flaqué d'eau (fig.III.28) qui nécessite donc l'évacuation par pompage.



Figure III 28 : flaqué d'eau

Chapitre IV

**Technologies d'exploitation de la
partie immergée de carrière**

KEDDARA

IV .1 Technologie d'exploitation du gisement :

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

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

La carrière de Keddara fonctionne selon le régime suivant :

- Nombre de jours ouvrables par an 326 jours /an.
- Nombre de jours ouvrables par semaine7 jours /semaine.
- Nombre de postes de travail par jour1 poste /jour.
- Nombre d'heures de travail par poste11 heures /poste.

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

1. Caractérisation des roches minières (caractéristiques des roches)
2. Abattage des roches;
3. Chargement des roches;
4. Déplacement et transport des roches minières abattues;
- 5 .Mise à terrils

IV.1.1- Caractérisation des roches minières

a- 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.

b- 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 Cf =1,6.

c- 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) on peut établir approximativement la catégorie des roches.

Table TABLEAU IV1 : Classification des massifs suivant la fissuration.

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

d- Dimension maximale des blocs des roches 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), $E=7m^3$:

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

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

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

- De la capacité de la benne du camion (Vc), $Vc=30.5m^3$:

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

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

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

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

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

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

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

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 Abattage des roches minières:

Le choix de la méthode d'extraction des roches dépend essentiellement des caractéristiques de résistance des roches 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 plans de tir conçus à cet effet.

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.

2.2- Le plan de tire des Gradin et de Plat de forme :

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.

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, la profondeur du trou, la sous-foration, l'inclinaison du trou par rapport à la verticale, la ligne de moindre résistance (résistance au pied de gradin), Banquette pratique, le diamètre du trou, la distance entre les trous dans une rangée .

1 - Choix du diamètre de forage :

Le choix du diamètre de forage 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 forage.

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

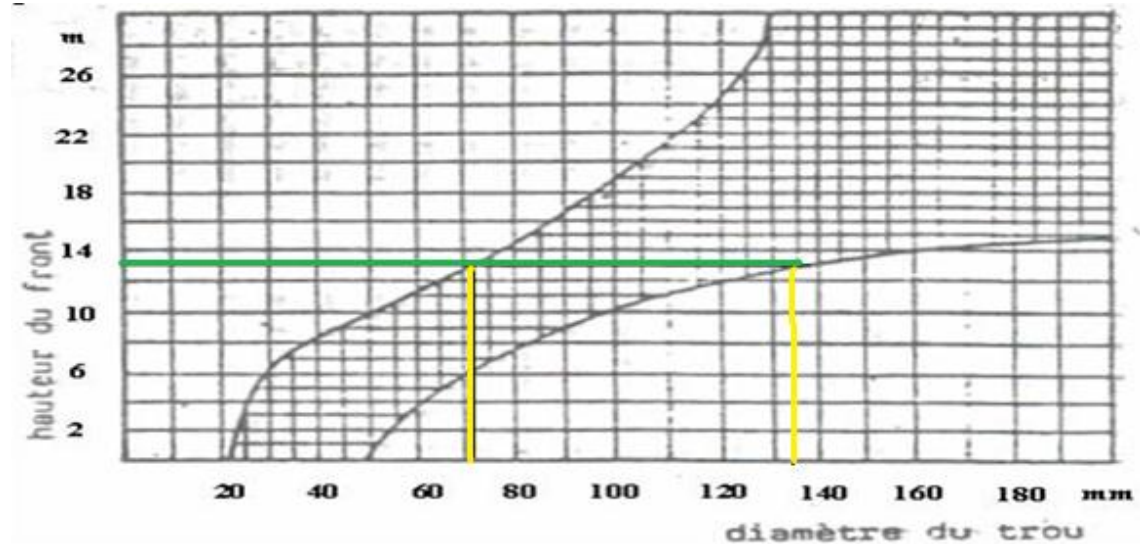


Figure IV 1: Choix du couple diamètre -hauteur de front

2- 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.

3- Caractéristiques de forage de la carrière de keddara :

le forage des trous dans la carrière de Keddara est réalisée par une Groupe de forages 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 chariot de forages TITON 400, actuellement en état d'arrêt.

4- Rendement de la foreuse:

La vitesse de forage 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 au forage d'un trou de 13.66 m de profondeur est de :

Chapitre IV : Technologies d'exploitation de la partie immergée de carrière KEDDARA

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

L : profondeur du trou (m) ;

V_f : vitesse de forage (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). $N_{trous} = \frac{570 \times 0.85}{32.5} = 14.9 \approx 15$
trous/poste.

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

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

Où :

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

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

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

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

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

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

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.

5-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.

6- Le sous-forage (L_S) :

Le sous-forage 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.

$$L_S = 0.1 \times H_g ; m$$

$$L_S = 0.1 \times 12 = 1.2 m.$$

7- La profondeur du trou (L_{tr}) :

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

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

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

8- Banquette maximale (Ligne de moindre résistance) " W_{max} " :

La banquette ou la ligne de moindre résistance est la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Elle dépend de :

- diamètre de trou (D).
- consommation d'explosif (Q_{exp}).
- le type de l'explosif (la banquette varie proportionnellement à l'énergie de la charge d'explosif).
- hauteur du front (H_{gr}).

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

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

D : diamètre du trou, (D= 89mm).

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

Banquette pratique "W"

Dans la pratique, on pourra rarement atteindre W_{max} et une réduction de cette Valeur sera nécessaire. La banquette pratique est déterminée à l'aide de la Formule suivante :

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

Où :

W_{max} : banquette maximale ;(m).

D : diamètre de trou ;(mm).

L_t : profondeur de trou ;(m).

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

9- 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.

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

10- La distance entre les rangées (b) :

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

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

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

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

11- Nombre de trou par volée :

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

$$V_{tir} = V_m / N_{tir} = 28\,923 / 2 = 14\,461 \text{ m}^3 / \text{tir}$$

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

Chapitre IV : Technologies d'exploitation de la partie immergée de carrière KEDDARA

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

Avec ;

V_m : volume mensuel (m^3).

N_{tir} : nombre de tir par mois.

V_{tir} : volume abattu par tir.

2.2.2 La Répartition de charge :

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.

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

Tableau IV 2 : Caractéristiques des explosifs utilisés.

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

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 ;($P_c = 2$ kg).

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

$L_f = 4$ kg/m.

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

Elle est déterminée par la formule suivante :

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

Où :

L_t : longueur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

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

4- Hauteur réelle de charge de fond (H_f) :

Elle est déterminée par la formule suivante :

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

Où :

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

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

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

Où :

N_{th} : nombre de cartouches théoriques ;

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

L : longueur de cartouche ;(cm)

Donc :

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

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

5- Poids de la charge de fond (Q_f) :

Il est calculé par la formule suivante :

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

Où :

Nr : nombre de cartouche real ;

Pc : poids de la cartouche ;(pc= 2 kg)

Q_f = 16 kg

6- 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 ;(ρ_{exp} = 0,90 g/cm³)

L_c = 5,60 kg/m

7- 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)

H₀ : hauteur de bourrage ;(m)

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

H_c = 6,3 m

8- 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 ;($D_c= 65$ mm)

ρ_{exp} : densité d'explosif ;($\rho_{exp}= 0,90$ g/cm³)

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

$Q_c= 45,72$ kg

9- 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 :

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

$Q_{ch}= 61.72$ kg

10- 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 :

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

$H_{ch}= 10.3$ m

11- Consommation spécifique d'explosif (Q_s) :

La consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche. Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif, g/m³ 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)

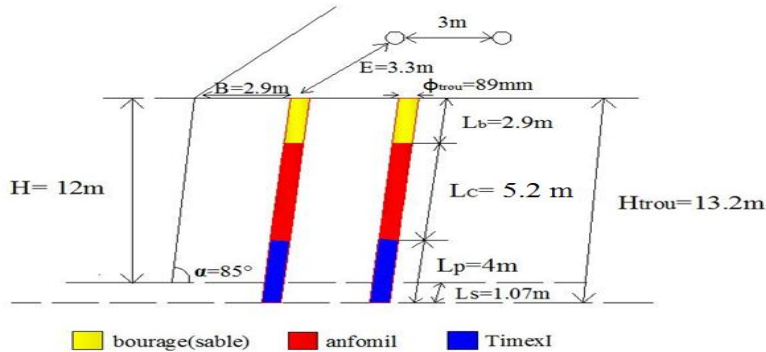
γ : densité de la roche calcaire abattu ;($\gamma= 2,69$)

$Q_s= 200$ g/tonne

12- Longueur de bourrage (L_b) :

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

$$L_b = 13.6 - 10.3 = 3.3$$



FigureIV 2 : Schéma du plan de tir de l'extraction.

B : banquette.

E : espacement entre deux trous.

H : hauteur du gradin.

Lb: longueur du bourrage.

Lc : longueur de la charge de colonne.

Lp : longueur de la charge du pied.

Ls : longueur de sous-forage.

Htrou : longueur du trou.

ϕ_{trou} : diamètre du trou.

α : angle d'inclinaison.

2.2.3 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.

2.2.4 Cordeau détonant :

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

L'amorçage de n'importe quel explosif placé en son contact;

L'amorçage simultané de plusieurs charges à la fois;

L'augmentation de l'effet de brisance de l'explosif qu'il amorce et cela grâce à sa grande vitesse de détonation;

Dans les trous de mines profonds où les charges explosives sont étalées et séparées par des espaces réservés au bourrage des trous, le cordeau détonant sert ici à la transmission de la détonation.

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

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

2.2.5 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.

2.2.6 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 Microretard DMR.

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

- Une diminution de la vibration du sol et du déplacement de l'air par l'explosion d'où l'avantage que procure l'utilisation des microretards lors des tirs programmés aux environs des constructions ;
- Une réduction de l'éventualité d'avoir des trous coupés par la détonation d'un numéro antérieur et de laisser ainsi des cartouches non 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 Microretard (DMR) de 20 ms, nombre de retard est 12 et résistance ohmique par détonateur est 1,5 ohm.

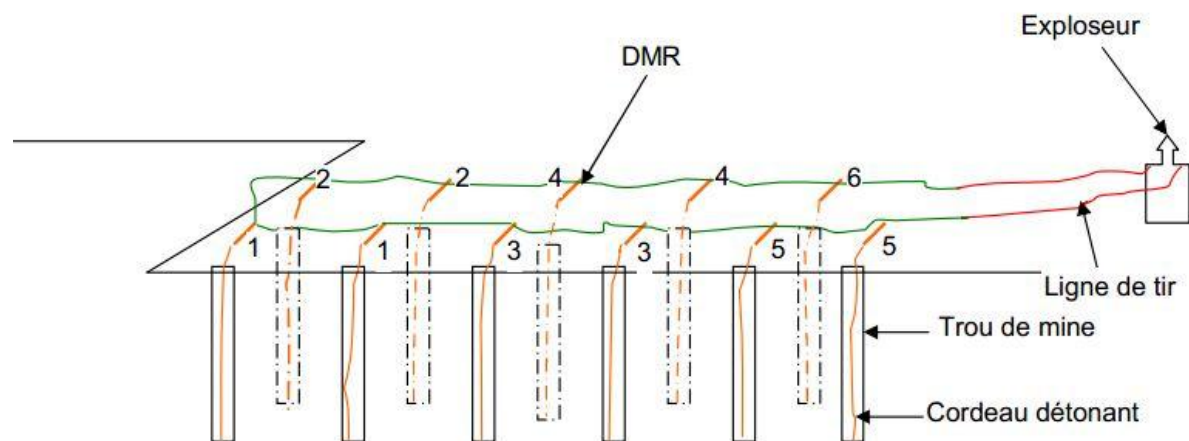


Figure IV 3: Schéma de disposition des trous de mines

2.2.7 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'autres part, R 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.

K : coefficient

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

$$k_5 = 44$$

$$R_5 = 400m$$

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

2.2.8 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.

2.2.9 Organisation du travail et mesures de sécurité :

Organisation des opérations

- Dans les deux variantes :

Dans un gradin d'exploitation (au départ 605) il y aura deux zones d'activité :

une zone en forage

une zone en chargement et roulage

- Dans la variante « déblocage par couloir » :

1 – le déversement se fera pendant une journée dans un seul couloir. La deuxième journée, sera consacrée au déversement dans le couloir n°2.

2 – Au niveau de la plate-forme inférieure le chargement du tout venant se fera dans le couloir qui n'est pas en activité.

IV.1.3 Chargement des roches minières abattues:

Le processus de chargement des roches abattues dans les carrières et les mines à ciel ouvert une opération très importante et représente **environ 15% à 20% du prix de revient de l'extraction, c'est** pour cette raison qu'il faut mettre l'accent sur le

choix aussi bien que sur l'organisation des engins miniers et de déplacement pour avoir de bons rendements..

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.

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

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

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 (BEMML 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 $\gamma = 2,69$ t/m³.

- Pour la chargeuse CATERPILAR de 7 m³ : $N_g = \frac{40 \times 1,6}{7 \times 0,85 \times 2,69} = 3,99 \approx 4$
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.

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.

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 chargée ; $P_j = 77802/19=4095$ 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.1.4 Transport

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

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.

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 min = 1320s;

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 :

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

2- Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production

L'opération de transport est opérée sur 19 jours.

Chapitre IV : Technologies d'exploitation de la partie immergée de carrière KEDDARA

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

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

N_c : nombre de camions ;

P_j : la production journalière souhaitée à transporter; $P_j = 77802/19=4094$ 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 ; $R_c=881$ t/poste.

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

Il faut tenir compte aussi d'un camion en réserve pour garantir la production de la carrière.

Donc, il faut six (07) camions pour assurer la production souhaitée, la carrière de Keddara possède quatre (04) camions (dumpers) de capacité 40 tonnes chacun qui ne sont pas suffisants pour assurer la production souhaitée.

3- Détermination des paramètres de la piste principale :

Tracé la piste ifri et la piste d'entrée de la partie émergée :

a-Traçage de la piste principale :

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.

b- Caractéristiques de la piste :

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.

c-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%.

Chapitre IV : Technologies d'exploitation de la partie immergée de carrière KEDDARA

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.

d-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 : $r= 0.5m$ et un 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.

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

4 - 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'enlevure); 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 :

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

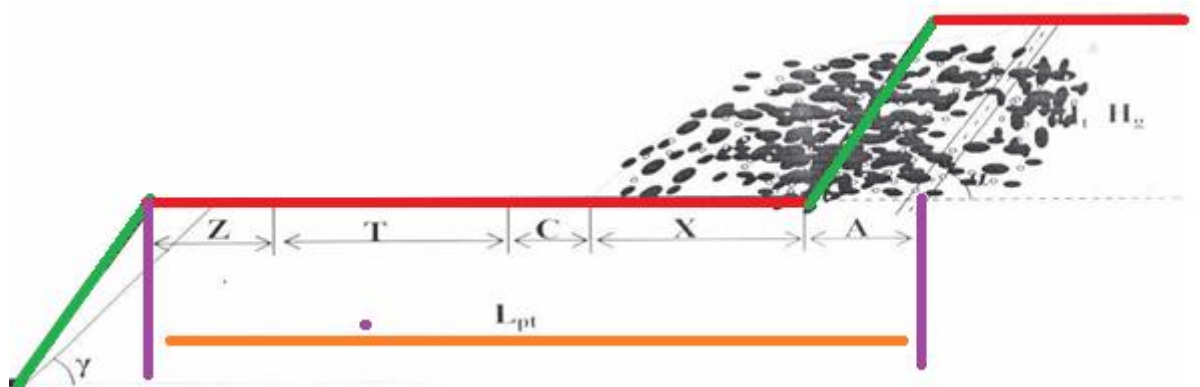


Figure IV 4: Schéma de la plate-forme de travail (abattage en explosif).

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)

Chapitre IV : Technologies d'exploitation de la partie immergée de carrière KEDDARA

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 :

$$T = 2A + B_c + 2b$$

A: la largeur du camion (m).

A=4.5m

Chapitre IV : Technologies d'exploitation de la partie immergée de carrière KEDDARA

Bc:- distance entre deux camions (m).

Bc=0.7-1.7 .on prend Bc=1.5m

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

b=0.4-1m. On prend b=1m.

Donc **T= 12.5m**

Donc la largeur minimale de la plate-forme est : **$L_{pt} = 27.6 \text{ m}$**

IV.1.5 Mise à terrils :

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

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

IV.2 L'exploitation de la partie supérieure de la carrière de KEDDARA

IV.2.1 La préparation

La préparation de ces réserves nécessite un volume de découverte estimé à 231416 tonnes pour les schistes et 69544.8 tonnes pour le calcaire ferrugineux

Réserve restant dans la partie supérieure de la carrière, les réserves sont estimés de l'ordre de 4246132.72 tonnes avec dure de vie 5 année

IV.2.2 L'état de la carrière au 2017

Après l'exploitation de la partie supérieure la carrière va être constituer par 8 gradins de 12 m de calcaire et 3 gradins de schiste au centre on trouve le lac et l'oued qui travers la carrière et verse dans le barrage comme montre la figure **(IV 5)**

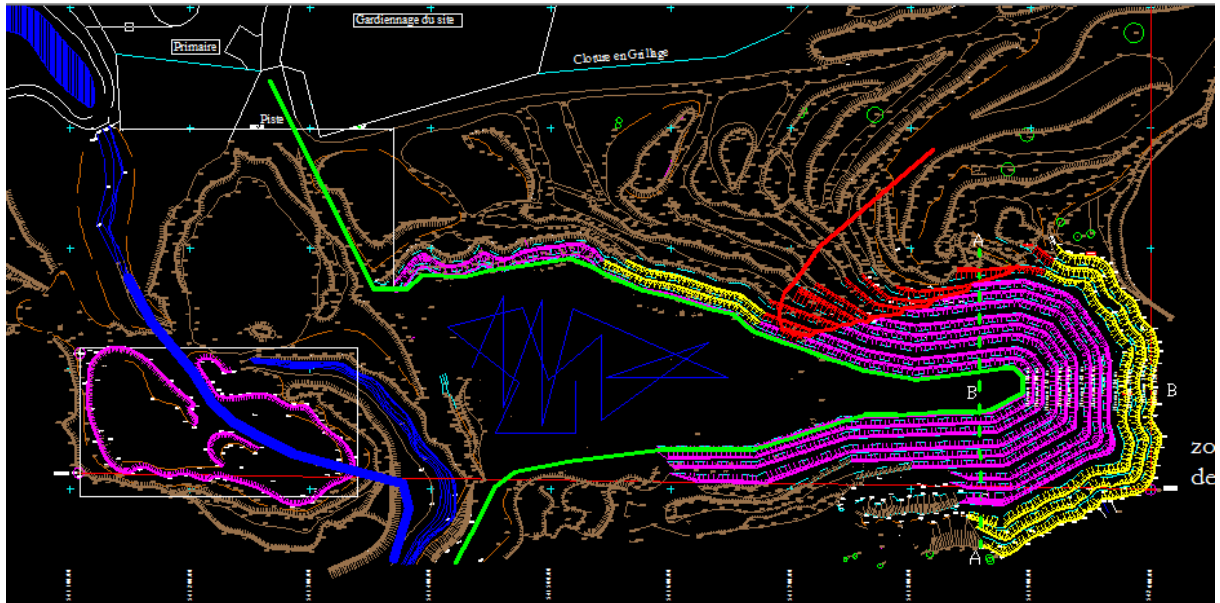


Figure IV 5 : Plan de la situation carrière au 2017

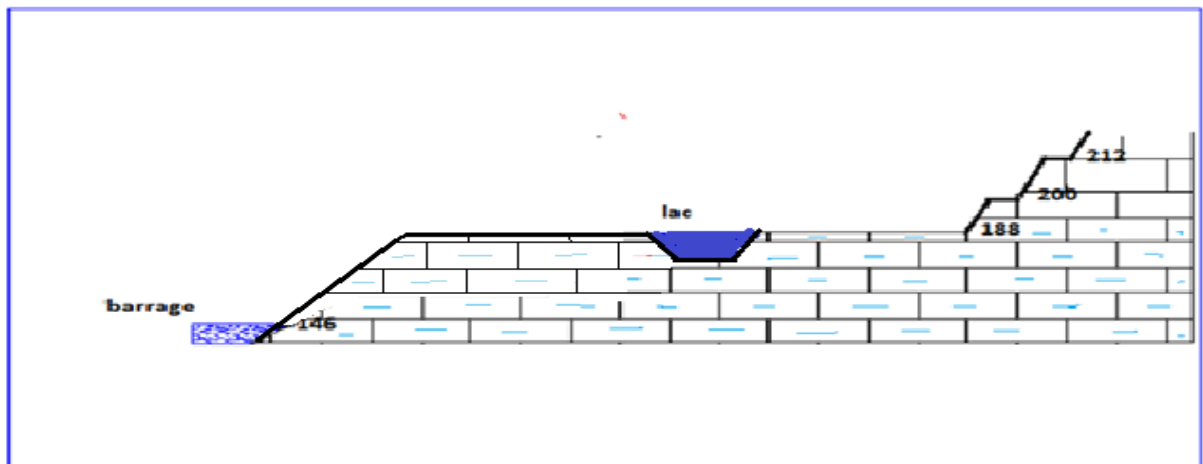


Figure IV 6 : Profil transversale représentant la zone du lac à assécher

IV.3 L'exploitation de la partie inférieure et Nord du gisement :

Ce en regarde le corps de la partie inferieur il y possibilité de d ajout 2 gradin nous recommandons l'exploitation de deux niveaux au-dessous de la cote **188m**, avec des hauteurs des gradins de 12mètres donc en va commencer par niveau 164

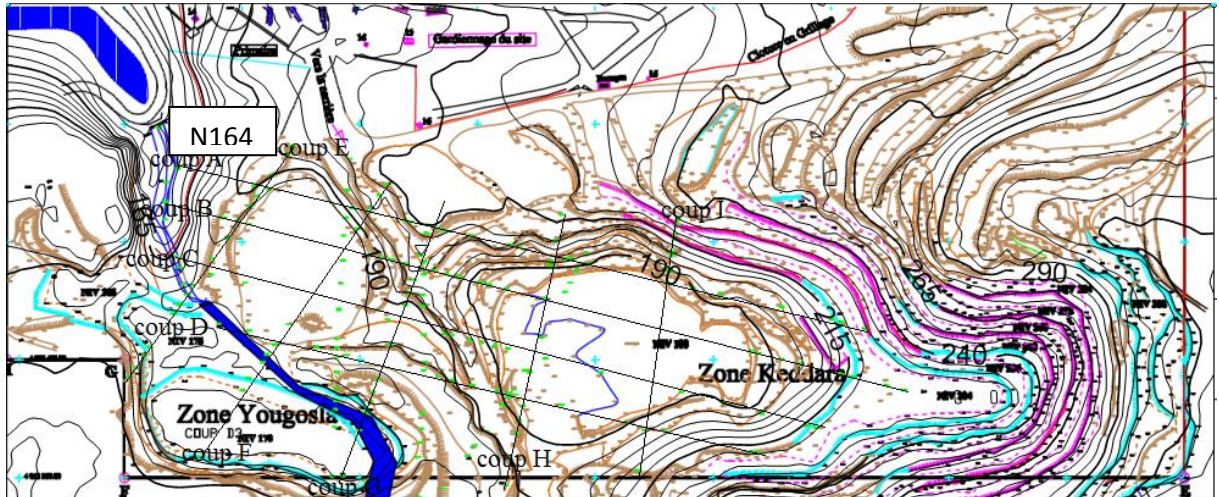


Figure IV 7 : Plan de la carrière (2012)

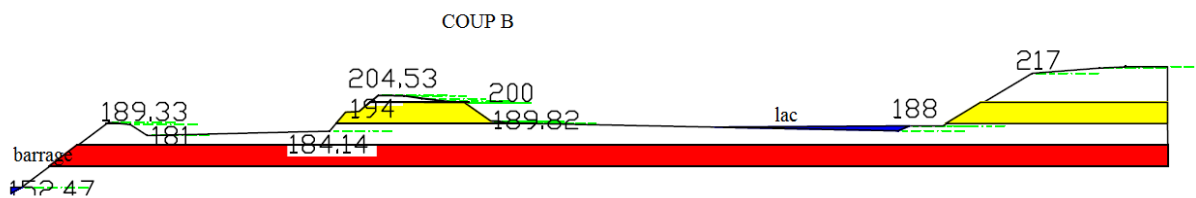


Figure IV 8 : coupe transversale B-B

Avant d'entamer les travaux d'exploitation il convient de trouver une solution pour le lac, l'Oued et la piste qui vient de la plate-forme de réception de IFRI.

IV.3.1 La piste :

- lors du creusement du tranché et pour ne pas arrêter l'évacuation du produit d'IFRI on a proposé une nouvelle piste qui passe par le niveau 188 m de la carrière de KEDDARA directement vers la station de concassage primaire d'une longueur finale de l'ordre de 1400m

- Après l'assèchement et l'exploitation de la partie inférieure et pour réduire la longueur de la piste on va utiliser la plate-forme de la carrière pour passer une autre piste qui a une longueur de 823 m figure Figure IV 14

Après en utilise cette piste pour commence le exploitation dans le niveau 164 donc en va commencer par convertir l'oued ver zone yougoslave

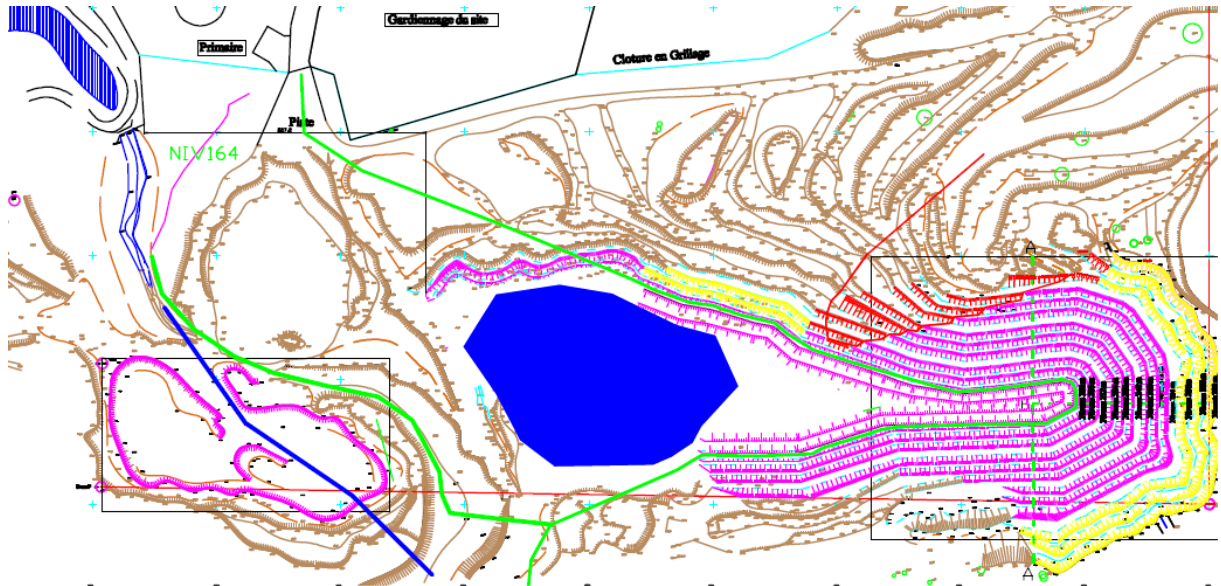


Figure IV 9 : Nouvelle piste

IV.3.2 Les étapes d'exploitation

Etape 1 :

Pour commencer l'opération d'assèchement on exploite la partie qui sépare le barrage du lac par la construction des deux gradins de 12m, ces gradins on les développe vers le lac en laissant une distance de sécurité de 30m

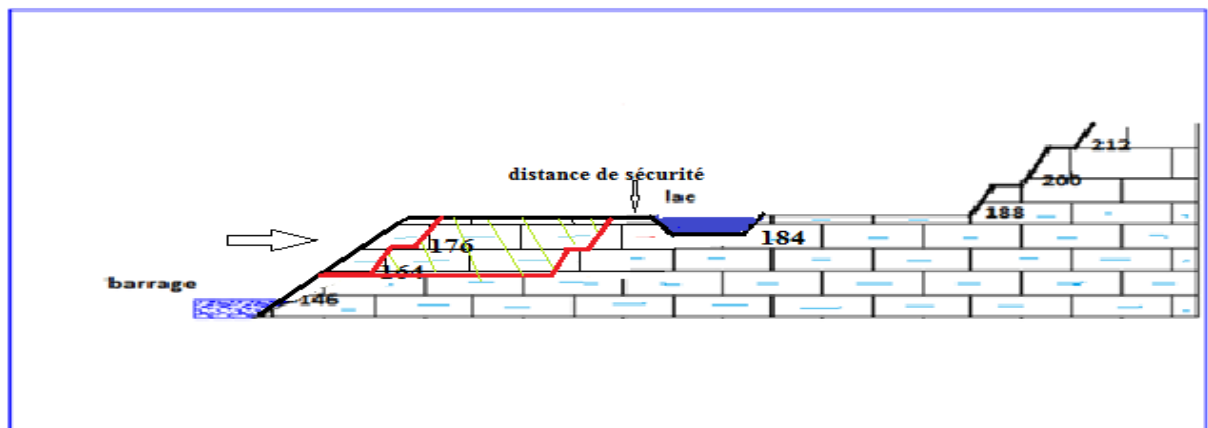


Figure IV 10 : Coupe montrant l'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

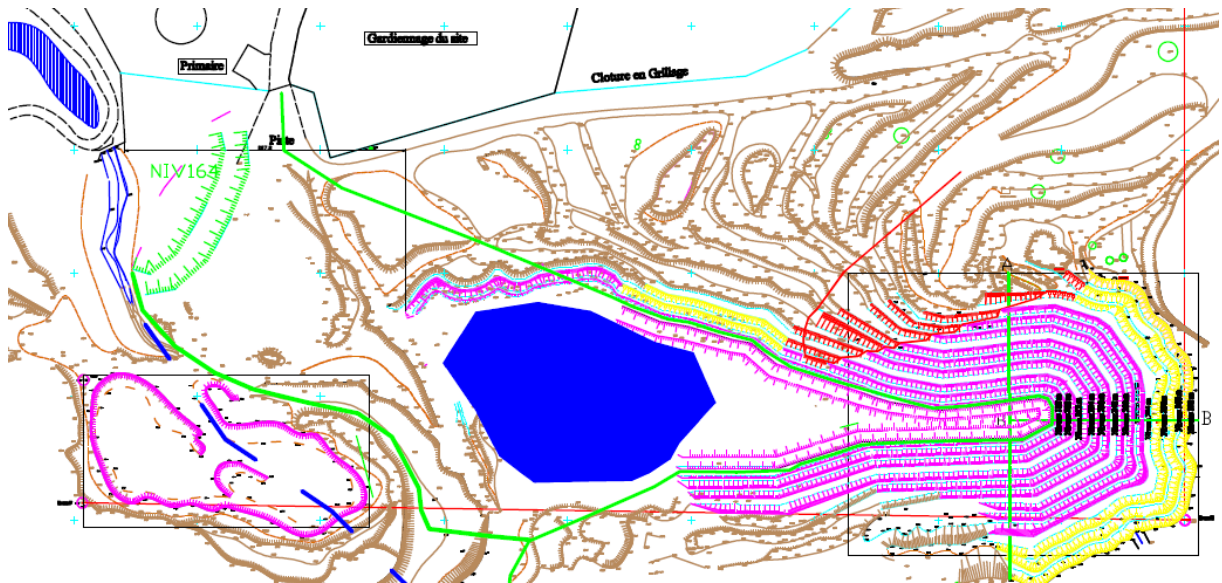


Figure IV. 11 : Plan du début d'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

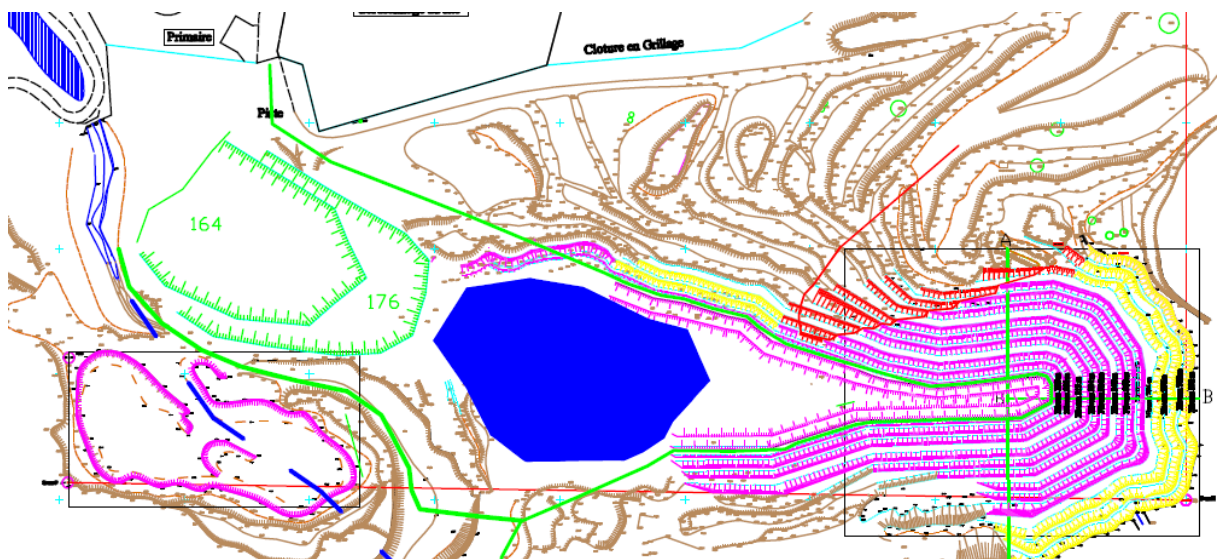


Figure IV 12 : Plan d'avancement de l'exploitation de la partie qui sépare le lac du barrage

Etape 2 :

Après l'exploitation de cette partie et avant qu'on laisse l'eau couler, on creuse une tranche inclinée vers le barrage pour guider l'eau pour ne détruire pas la zone d'exploitation. Au même temps, on donne aussi une légère inclinaison à la plateforme vers le tranché d'évacuation d'eau.

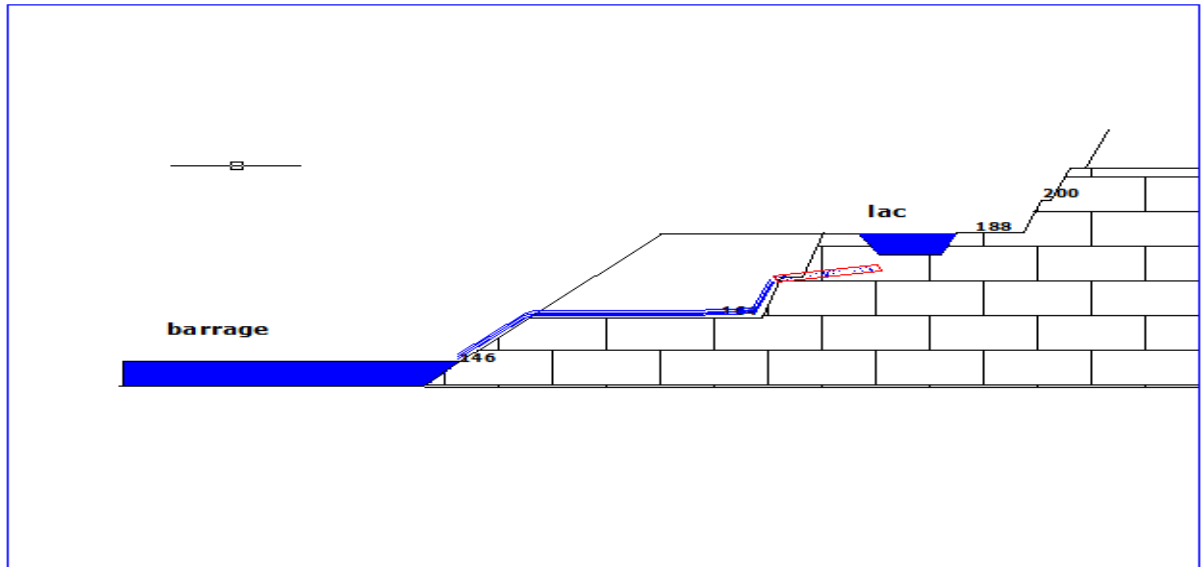


Figure IV 13 : Schéma profil d'écoulement d'eau du lac par creuse une tranche

Etape 3 :

Après l'évacuation de l'eau du lac on continue l'exploitation de la partie inférieure jusqu'au épuisement. Il est possible de raccourcir une piste venant d'Ifri en la faisant passer près du trajet initiale. A travers le fond de la carrière de Keddara a La partie nord jusqu'au limite de la carrière.



Figure IV 14: Fin d'exploitation du début de la partie inférieure après assèchement le lac

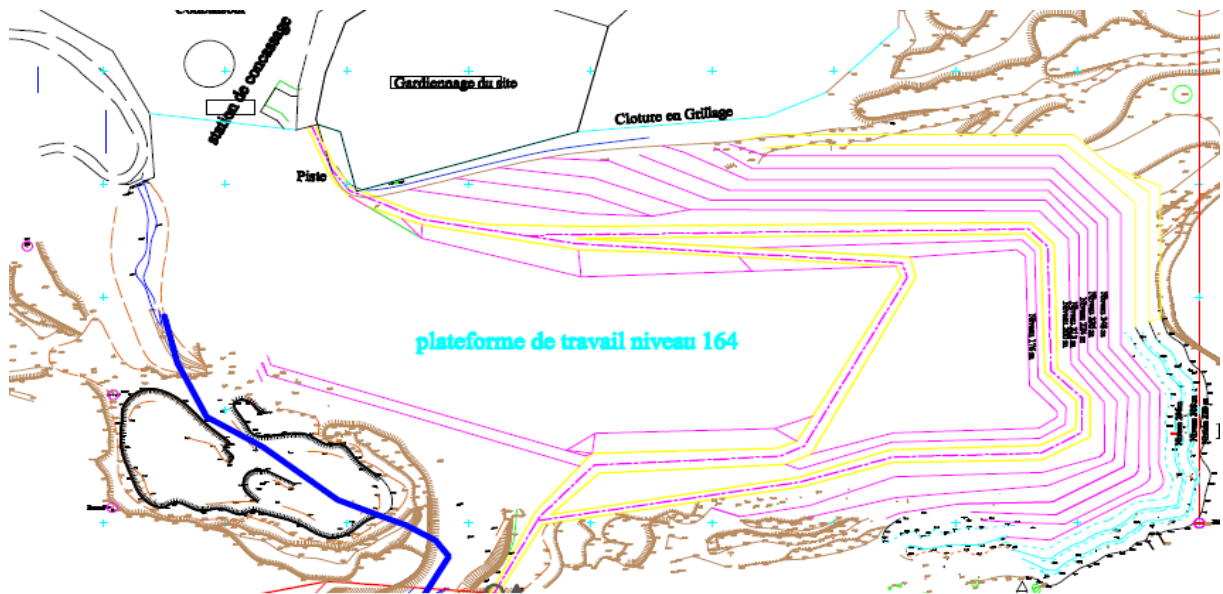


Figure IV 15 : Plan de l'exploitation en fin de la partie nord après assèchement le lac

IV.3.3 Explosif :

Dans zone au-dessus de lac le terrain humide on peut ne pas utiliser le même explosif que dans l'autre zone en utilise explosif spécial résiste l'humidité comme **TemexI**

En propose autre méthode : on utilise le tube plastique dans le trou pour empêcher l'eau

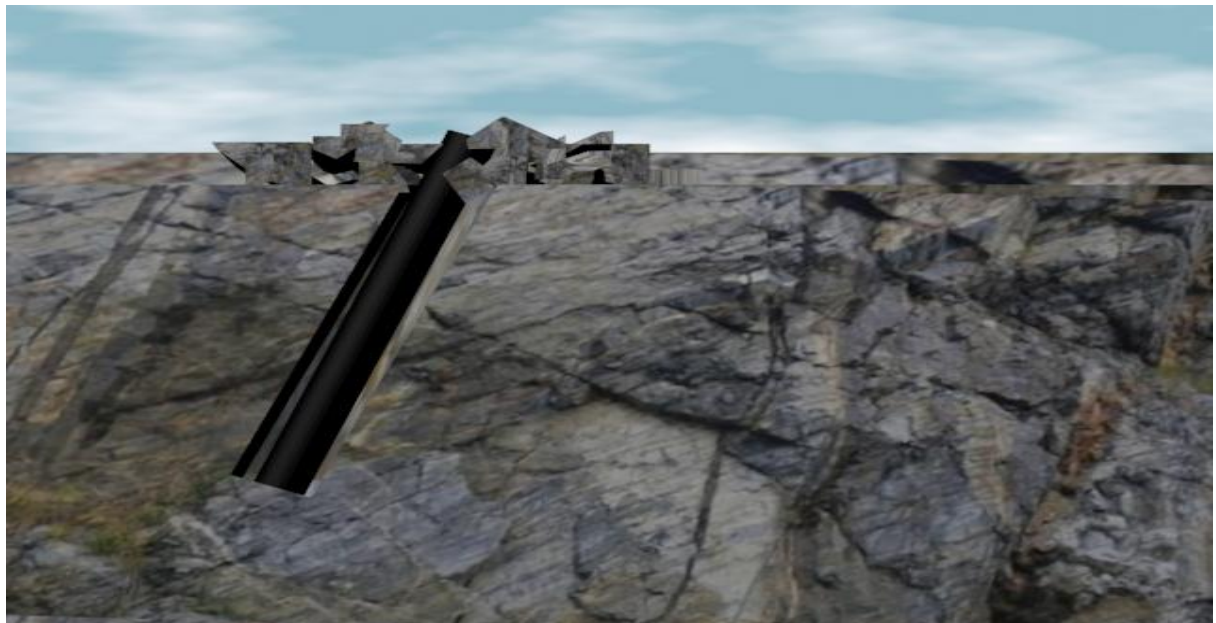


Figure IV 16 : représente utilisation du tube plastique dans le trou pour empêcher l'eau

Après on met l'explosif dans un tube plastique



Figure IV 17 : explosion tube plastique

IV.4 L'état de la carrière à la fin de l'exploitation

A la fin de l'exploitation la carrière va être constitué par 10 gradins de 12m de niveau 284m jusqu'au niveau 164m avec 3 gradins de 12m de schiste de niveau 296m jusqu'au niveau 320m, pour la piste finale d'IFRI elle va passer par la plateforme inférieure sur une longueur de 820 m

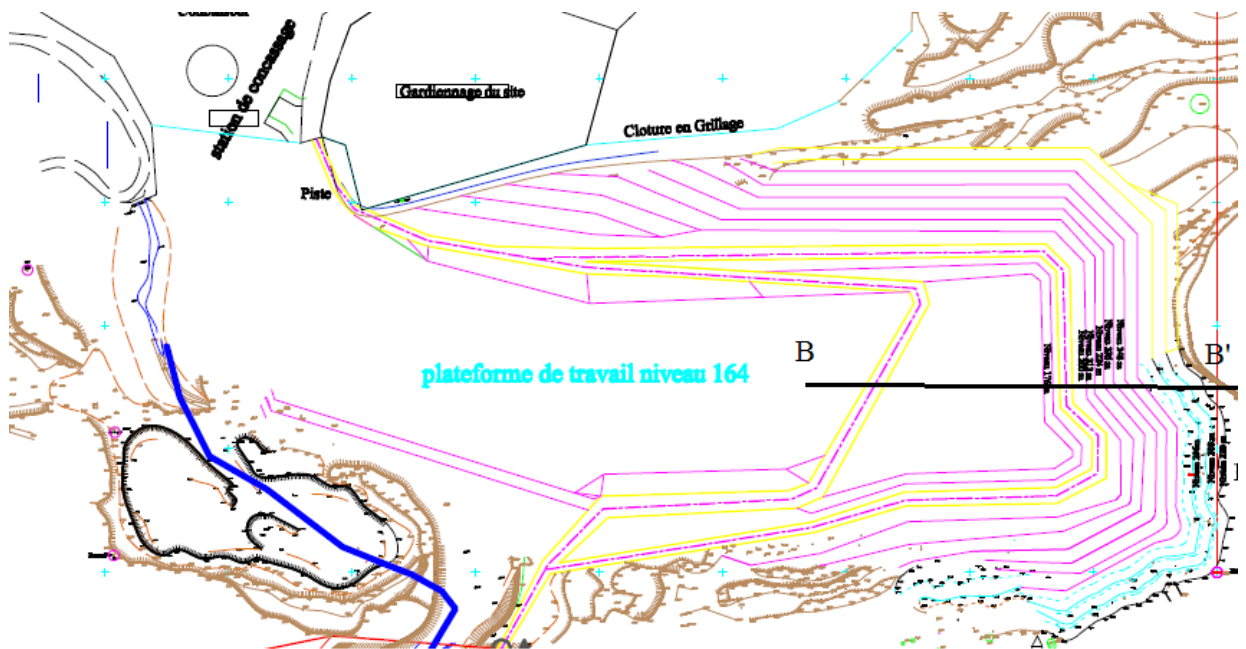


Figure IV 18 : Plan de la carrière à la fin de l'exploitation

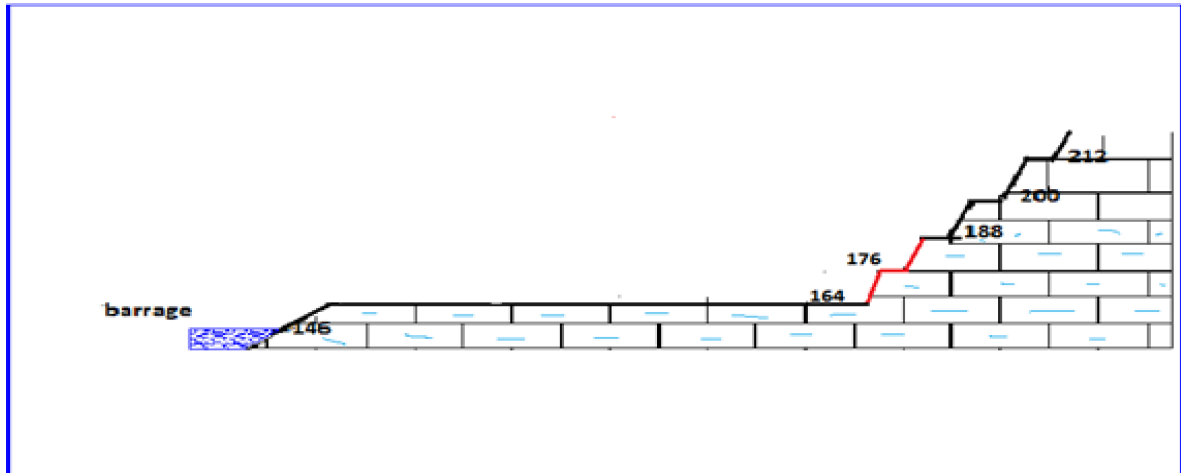


Figure IV.19 : Coupe de la partie inférieure à la fin de l'exploitation

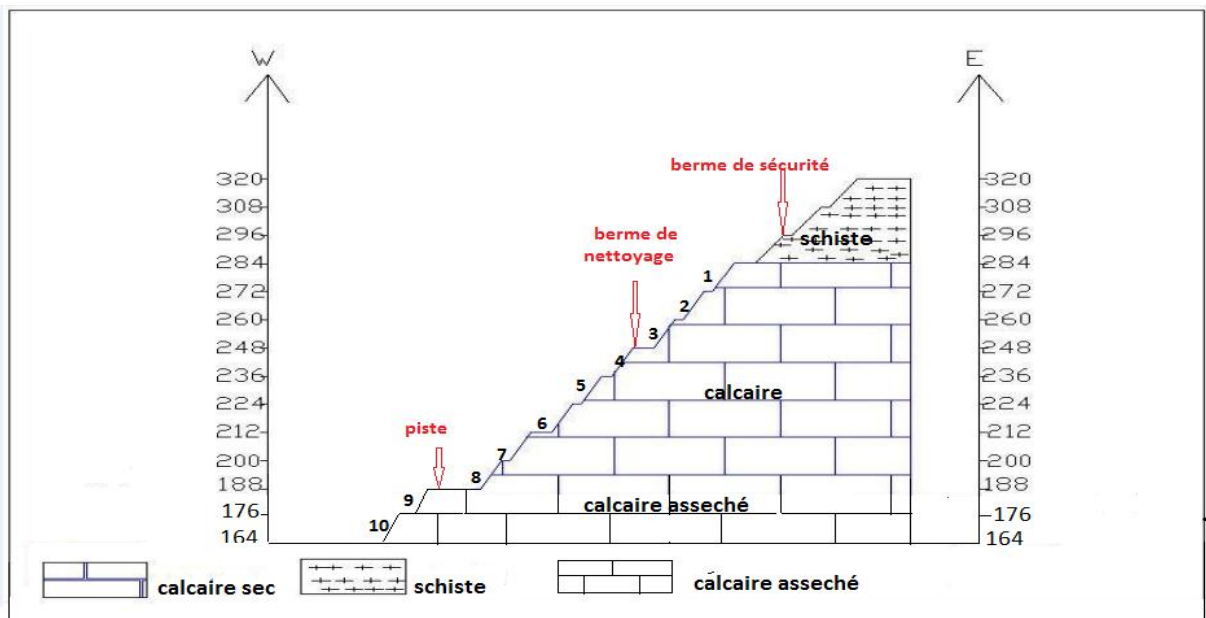


Figure IV.20 : Profil suivant BB' de la carrière à la fin de l'exploitation

Conclusion :

D'après ce chapitre on conclut que l'assèchement du lac et l'exploitation de la partie inférieure et Nord de la carrière nous permet de prendre le maximum de la réserve qui peut augmenter la durée de vie à 20 ans

Conclusion finale

Au terme de notre projet de fin d'études nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

- Dans la partie inférieure (niveaux 188-164m) s'étendant des bords fins du Sud au Nord et de l'Est jusqu'au barrage de la carrière de KEDDARA nous avons calculé les réserves, d'une grande importance mais qui restent néanmoins à confirmer par des forages pour être mises en exploitation.

- Cependant, les conditions hydrologiques, hydrogéologiques et géologiques conditionnent l'assèchement de la partie inférieure située entre le niveau 188-164m par des procédés permettant l'évacuation des eaux du lac et l'assèchement de la partie désignée. Notre proposition qui consiste à creuser le canal d'évacuation semble être plus optimale.

- L'exploitation ne peut se faire qu'après la confirmation de conditions hydrogéologiques favorables et de la non existence d'une nappe aquifère au-dessous de la cote 164 m, Car vraisemblablement l'eau de lac existant émanerait de l'Oued, dont le plan de sa déviation a été conçu.

- Pour l'exécution des travaux planifiés de Keddara la piste d'acheminement de minerais venant d'IFRI qui passe de façon directe par niveau 188m vers le concasseur cette piste sera déplacée suivant la plate-forme de travail du niveau 188m contournant le lac.

- La technologie d'exploitation proposée permettra de réaliser l'extraction de minerais jusqu'aux limites finales de la carrière au terme de la durée prévue, tributaire de la fluctuation de la production planifiée.

-remarques générales pour toute exécution des travaux d'assèchement et de technologie d'exploitation il est indispensable d'avoir des plans d'arpentage de mines à grande échelle.

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 CHENAFI** 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 sur 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] **DELAGE, 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