

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

5/94

وزارة التربية الوطنية
MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT

Génie Minier

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

*Projet d'exploitation du gisement
de calcaire d'Ain Keema*

Proposé par :

L'UREG

Etudié par :

KHADRAOUI EL FATEN

Dirigé par :

D' M.A. GACHAN

PROMOTION

Jan. 1994

DEDICACE

Je dédie ce modeste travail à :

- Ma très chère mère à qui je dois tout;
- Mon très cher père;
- A mes frères et soeurs;
- A toutes ma famille;
- A tous mes collègues que j'ai fréquentés
de près ou de loin.

Remerciements

Je ne saurais présenter cette étude sans exprimer mes remerciements :

Au Dr Mohamed Aguid Bachar mon promoteur, Maître de conférence à l'ENP pour son aide continue et ainsi qu'à tous les enseignants du département Génie-Minier.

Je remercie également les membres de jury qui m'ont fait l'honneur d'évaluer ce modeste travail.

SOMMAIRE

Introduction

chapitre I :-

GEOLOGIE DU GISEMENT

1. GENERALITES:-

1.1. Situation administrative de la zone d'étude	2
1.2. Relief	2
1.3. climat	2
1.4. Infrastructure	3
1.5. Activités économiques	3
1.6. Lithostratigraphie	3
1.7. Les travaux de recherche	7
2. Situation géographique et administrative du gisement	7
3. Géologie du gisement	7
4. Lithostratigraphie du gisement	7
5. Tectonique	8
6. Hydrogéologie du gisement	8
7. Travaux de recherche et de prospection	9

Chapitre II:-

LES PROPRIÉTÉS DU CALCAIRE DU GISEMENT

D'AIN EL KARMA.

II.1 Exigence industrielle	10
II.2 Composition chimique	10
II.3 Les propriétés physiques:-	11
3.1. Le poids volumique	11
3.2. Absorption d'eau	12
3.3. Poids spécifique	12
3.4. Porosité	13
II.4 Les propriétés mécaniques:-	13
4.1. La résistance à la compression	13
4.2. La résistance à la traction	14
4.3. La résistance au cisaillement	15

II.5 Les propriétés technologiques.....	15
5.1. Durété de la rouche.....	15
5.2. La fissuration.....	16
5.3. L'indice de forabilité I _f	17
5.4. L'indice de difficulté de destruction de la rouche.....	18
5.5. L'indice de difficulté d'excavation.....	18
5.6. Consommation spécifique étalon théorique d'exploitif.....	19
5.7. L'indice de difficulté d'exploitation.....	19
II.6 Les propriétés géomecaniques:-.....	20
6.1. de frottement interne.....	21
6.2. Cohésion.....	21
CONCLUSION	22

Chapitre III:

STABILITE DU TALUS

III.1 Introduction.....	24
III.2 Généralité.....	24
III.3 Définition du coefficient de sécurité	24
III.4 Les méthodes de calcul de la coefficient de sécurité.....	25
III.5 Calcul l'angle du talus du bord exploitable.....	26

Chapitre IV

LES CONDITIONS TECHNICO-MINIERS ET OUVERTURE

IV.1 Les conditions technico-miniers.....	27
1.1 Limite de gisement.....	27
1.2 Capacité et régime de fonctionnement.....	27
1.3 Principale solution techniques	29
IV.2 Ouverture.....	29
2.1 Définition.....	29
2.2 Travaux d'ouverture.....	29

Chapitre V

LA TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION

1 Méthode d'exploitation.....	32
2 Planing et ordre d'exploitation.....	33
3 Les éléments du système d'exploitation.....	34
4 Préparation des roches à l'extraction.....	37

4.1 Exigence à l'égard des travaux de tir.....	37
4.2 La foration.....	38
4.3 L'explosif.....	39
4.4 Plan de tir.....	40
5 Processus technologique de chargement.....	50
6 Processus technologique de transport.....	52
7 Refloutement de la matiere utile et travaux auxilliaires..	54
8 Les consignes de sécurites.....	54
Chapitre VI	
LE PRIX DE REVIENT	
CONCLUSION GENERALE.....	62

INTRODUCTION: -

Le projet d'exploitation des calcaires d'AIN EL Karma à pour but d'alimenter une unité de chaux aérienne de capacité annuelle de 60.000 Tonnes et d'un unité de brique silico-calcaire d'une capacité 134000 t/an qui nécessite un apport de 10% de chaux soit 13400 T/an. A partir de l'usine B.S.C à raison de 10% donc la production annuelle de l'unité de chaux sera 73400 Tonnes.

Le gisement en question est constitué de deux compartiments Nord/Sud séparés par le profil VII-VII'. Le secteur sud est rejeté vu la présence de découverte donc il est retenu le secteur nord qui fera l'objet d'une exploitation, pour atteindre notre objectif nous avons divisé notre étude dans ce mémoire en six chapitres:

- CH1:Géologie de gisement.
- CH2:Les propriétés du calcaire d'AIN EL Karma.
- CH3:Stabilité du talus.
- CH4:Condition technico-minieré et couverture.
- CH5:Technologie d'exploitation.
- CH6:Prix de revient prévisionnel.

CHAPITRE I
GEOLOGIE DU GISEMENT

I.1.GENERALITES :**I.1.Situation administrative de la zone d'étude :**

La ville de BISKRA est située à 425 Km environ au sud-est d'Alger, elle forme une zone charnière entre le nord et le sud saharien.

Elle est limitée par les wilayates de BATNA au nord, M'sila à l'ouest, Tebessa et khanchela à l'est et d'El-oued et Ouargla au sud.

La région prospectée dépend administrativement de la commune d'El-hadjeb दौरا de Tolga.

Le gisement étudié se situe à 19 Km au sud-ouest de BISKRA sur la route menant de BISKRA à Bou-saâda.

I.2.Relief :

Le territoire de la wilaya de BISKRA est réparti en deux zones morphologiques :

- a- Edifice montagneux de l'Atlas saharienne.
- b- zone pré-saharienne.

I.3.Hydrographie :

Le réseau hydrographique de la région est représenté par deux petits oueds pratiquement secs.

I.4.Climat :

Le climat de la région est caractérisé par un hiver relativement doux et un été très chaud.

- De Juin à Août la température varie de +40° à 45°C.

- de Décembre à Janvier +6°C.

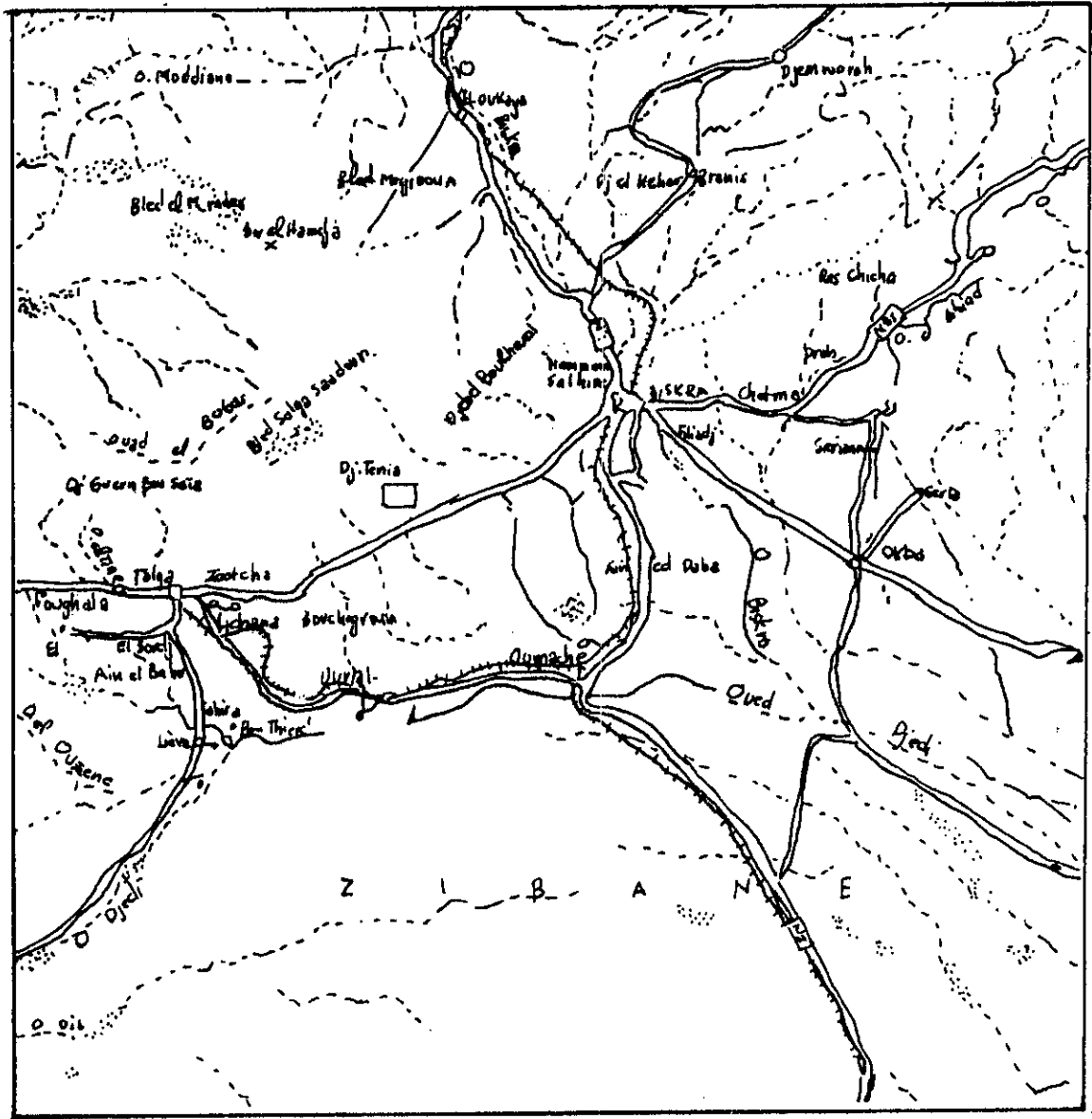
La région est exposée aux vents violents, chargés de sables de direction sud-ouest.


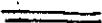



Les précipitations annuelles sont inférieurs à 100 mm.

PLAN DE SITUATION DU GISEMENT

Echelle: 1/500 000

Fig. 1



-  Gisement de calcaire
-  Route nationale
-  Route secondaire.
-  Chemin de fer
-  Oued

I.5. Infrastructure :

L'infrastructure de la région est développée, le réseau routier est relativement dense. La route nationale n°46 menant de Bou-saâda à Biskra traverse toute la wilaya. La ligne de chemin de fer Constantine-Tougourt traverse la wilaya dans la direction nord-sud et longe la route nationale n°3 parallèlement à la route nationale N°46, il existe une ligne électrique de 60000 volts et un gazoduc.

I.6. Activités économiques :

Les activités économiques sont basées sur l'agriculture, pratiquement le palmier-dattier, la culture des céréales (orge).

La région est pourvue de quelques entreprises à caractère industriel.

La plupart des ateliers de l'artisanat sont concentrés dans la ville de Biskra.

Actuellement, il existe quelques carrières d'agrégats situés le long de la route nationale n°46 (Bou-saâda - Biskra), ces agrégats sont utilisés dans la production de carreaux granito et parpaings, la construction et le revêtement des routes.

Il existe une platière à Oued-djellal de capacité annuelle de 25000 à 30000 tonnes, le gypse exploité est d'âge éocène inférieur.

I.7. Lithostratigraphie régionale :

Du point de vue lithostratigraphique, la région de Biskra est constituée par des formations du crétacé, pliocène, éocène et quaternaire (fig 2).

7.a.Crétacé :– Barremien : (C_{xxx})

Il affleure uniquement à Chaiba. Comme l'albien, il est constitué par les grès rouges avec quelques intercalassions argileuses. La base de cet étage est invisible.

Le Barremien termine la série secondaire crétacé dans la région de Biskra.

– Aptien C_{xx} :

Il est visible seulement à Chaiba. Il représente un faciès lagunaire avec des intercalassions marines : argiles et marnes multicolores, anhydrites, calcaires dolomithiques et dolomies.

– Albien C₁₋₃ :

Il affleure dans la dépression de l'anticlinal du Djebel Bou-Rhezal, au nord-est de Chaiba. Il est constitué en majeure partie par les grès rouges ou gris avec des intercalations d'argiles. Sa puissance est environ de 250 m.

– Cénomaniens C₄₋₅ :

Il affleure aux deux extrémités de la feuille de Biskra, au Djebel Bou-Rhezal, au nord-est de Chaiba, le Cénomaniens est constitué de 500 mètres de calcaires cristallins, de calcaires marneux avec des intercalations marneuses et gypseuses.

– Turonien C₆ :

Il est représenté uniformément dans toute la zone montagneuse par un niveau massif de 200 à 300 mètres d'épaisseur, composé de calcaires cristallins, calcaires marneux et calcaires dolomitiques relativement riches en hippurites.

– Sénonien inférieur C₇ :

Toujours sur le flanc nord du Djebel Bou-Rhezal, les calcaires se trouvant sous les marnes campaniennes ont fourni des radiolarites sauvages, espèces appartenant au coniacien.

Dans le reste de la zone montagneuse le sénonien inférieur est dépourvu de fossiles déterminables. On peut lui attribuer pourtant 300 à 400 m de calcaires gris ou blancs alternant régulièrement avec des marnes grisâtres, parfois gypseuses, compris entre les calcaires les plus massifs du sénonien supérieur et du turonien.

– Sénonien supérieur C₂ :

Sa limite inférieure surtout à l'ouest est difficile à déterminer vu l'absence de différences lithologiques nettes avec le sénonien inférieur.

Généralement, le sénonien supérieur est représenté par des calcaires cristallins et dolomitiques en couches très épaisses. Les intercalations lagunaires marneuses et gypseuses sont très nombreuses à l'ouest à partir du Djebel Goura où les intercalations lagunaires forment trois niveaux très caractéristiques.

7.b.Eocène :

– Eocène inférieur (E₁) :

Il est représenté par des calcaires blancs riches en silex, noir très caractéristiques. Il est d'une épaisseur variant entre 150 et 200 mètres. Ces calcaires sont généralement dépourvus de fossiles.

– Eocène moyen (E₂) :

Dépôts exclusivement lagunaires : argiles, gypse en couches épaisses, anhydrites, calcaires dolomitiques.

7.c.Pontien supérieur M₂ :

Il affleure seulement dans la dépression de l'anticlinal du Djebel Bou-Rhezal. Il est représenté par des argiles multicolores souvent sableuses. Quelques niveaux de poudingues s'intercalent dans cette série au pied des montagnes.

Le pliocène repose sur les formations miocènes avec une légère discordance.

Au sud de la zone montagneuse, dans la plaine d'Oued Djeddi, le pontien supérieur n'affleure pas, il se présente sous forme d'un dépôt continental détritique : argiles, sables, graviers, marnes.

7.d. pliocène :

Il forme de vastes affleurements dans la partie sud-est de la région de Biskra, il comprend plusieurs dépôts :

- P_c : Au sud d'Oued Djeddi, tout le quart sud-est de la feuille de Biskra et couvert par la croûte saharienne. Cette croûte est une pâte calcaréo-gypseuse englobant souvent dans la masse, des poudingues, des sables et des graviers.

- P₂ : Il est représenté par des couches rouges, sableuses et gypseuses.

- P₁ : Près de la zone montagneuse, le pliocène se présente sous forme d'une alternance de poudingues, de bancs de grès et d'argiles sableuses.

7.e. Quaternaire :

- Q₁ : Terrasse du quaternaire ancien, cette terrasse est bien développée dans la partie est de la région, vers l'Oued de Biskra, elle est formée exclusivement par des poudingues.

- Q₂ : Quaternaire moyen proprement dit, il est formé par les alluvions sableuses et argileuses.

- Q_r : Travertins de sources, ces travertins sont assez anciens. Ils datent au moins du quaternaire moyen.

- Q_c : Formation dite "Deb Deb", formation qu'on peut rapporter au quaternaire moyen. Le "Deb Deb" représente une formation calcaréo-gypseuse.

- Q₃ : Alluvions sableuses et caillouteuses des lits actuels des oueds.

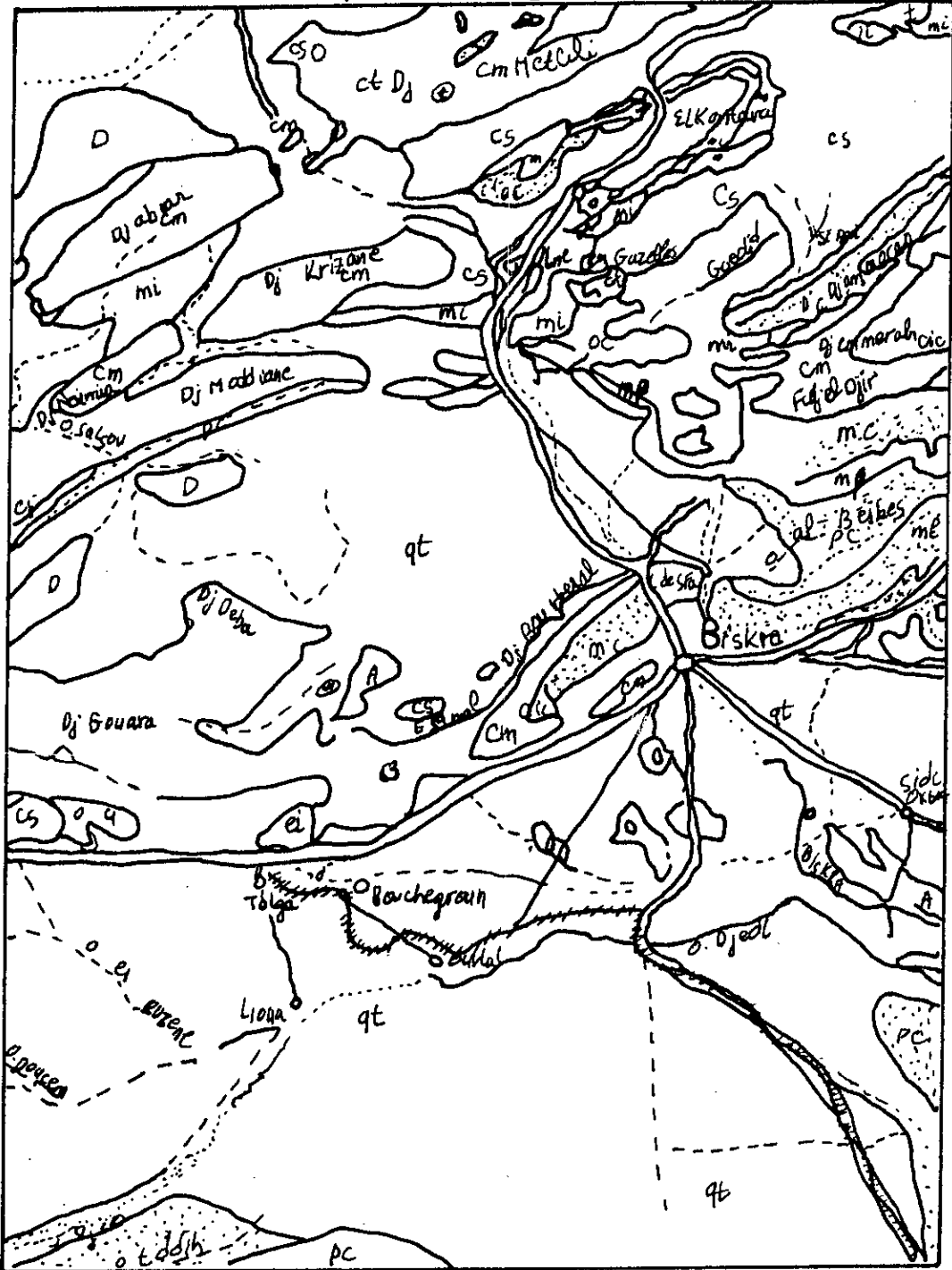
- Q₄ : Dunes de sable constamment en mouvement.

- Q₅ : Dépôts actuels de cailloutis au pied des montagnes et d'éboulis des pentes.

CARTE GEOLOGIQUE DE LA REGION DE BISKRA

Echelle 1/500000

Figure n°2



A	Alluvions actuelles	o	Oligocène marin
D	Dunes récentes	ei	Eocène inférieur marin
qt	Quaternaire continental	cs	Crétacé supérieur
pc	Pliocène continental	cif	Crétacé inférieur faciès récifaux et subrécifaux faciès continentaux ou lagunaires
mp	Pliocène marin	clic	
mc	Pontien	j	jurassique
mi	Miocène continental	t	trias marin ou lagunaire
oa	Aquitainien continental		route
oc	Oligocène continental		chemin de fer
			oued

1.8. Les travaux de recherche :

Les travaux de recherches géologiques visant à mettre en évidence un gisement de calcaire pour la fabrication de chaux dans la wilaya de Biskra ont été entrepris en 1988 par l'UREG.

La prospection s'appuyait sur la carte géologique au (1/200.000) où sont mises en relief entre autres les formations carbonatées du crétacés.

Les travaux ont été réalisés à l'aide d'itinéraires et d'observation sur terrain recelant des calcaires.

L'étude de terrain s'accompagnait de la documentation géologique y afférente et de l'échantillonnage des affleurements.

Ces travaux ont aboutis à la mise en évidence des indices suivants: Elhadjeb, Bourdj-Ennous et Ain El Kerma, les échantillons prélevés sur ces indices sont fait l'objet des analyses chimiques.

Seul l'indice de calcaire d'Ain El Kerma a été retenu par la suite pour la suite des travaux de recherche.

2)- Situation géographique et administrative du gisement:-

Le gisement de calcaire se situe à une vingtaine de Km au sud-ouest de la ville de Biskra et à un Km au nord de la localité d'AIN EL Kerma.

Le gisement se situe sur la limite des contours sud de l'Atlas Saharien et de la plaine alluviale de la partie N-E du Sahara algérien.

3)-Géologie du gisement:-**a-Lithostratigraphie du gisement:**

D'après la carte géologique de la région de Biskra au 1/200.000, les calcaires qui constitue le gisement sont datés du sénonien (crétacé inférieur).

Sur le plan lithologique, il s'agit d'une formation de calcaire pratiquement purs avec quelques niveaux dolomitiques. Les calcaires sont en général de couleur blanche. Ils sont surtout durs.

Ces calcaires sont finement grenus et parfois riches en fossiles.

La deuxième variété, moins prédominante, est représentée par des calcaires tendres et microgrenus pouvant former des couches épaisses de 5 à 10 m.

On note cependant, au sud de gisement et dans sa partie supérieure une couche de dolomie gréseuse épaisse de 5 m que l'on considère comme couverture. En dehors de cette zone, le gisement est dépourvu de couverture.

Ces calcaires sont localement affectés de karst dont la présence a été décelée au cours des travaux de sondage.

4)-Tectonique:

Le gisement de calcaire d'AIN EL Kerma est situé sur le flanc sud-est de l'anticlinal de Bou-Rhezal, caractérisé par une stratification renversée.

Le gisement même, forme un monoclinal simple à pente douce de 10 à 15° vers le S.S.W. Cette dernière est affecté par quelques accidents disjonctifs se traduisant par de simples fractures de direction générale E-W et faibles amplitudes de 02 à 05 m.

5)-Hydrogéologie du gisement :

Au cours des travaux de terrain, aucun suintement d'eau n'a été décelé dans le gisement et ses environs. D'autres parts, une perte considérable, parfois totale des eaux a été constatée lors de la campagne de sondage. Ces faits significatifs, et les données hydrogéologique sur la région, nous permettent d'affirmer l'absence de nappes aquifères dans cette formation.

6)-Les travaux de recherche et de prospection du gisement:

L'étude géologique menée sur le gisement de calcaire d'AIN EL Karma est liée essentiellement à la configuration du relief

Il a été utilisé les moyens de sondages pour les parties accessibles avec la combinaison de saignées pour les parties élevées de la formation. Il a été foré trois sondages mécaniques verticaux ainsi que douze saignées échantillonnées de part et d'autre des versants des collines moins accessibles aux sondages.

Les saignées sont disposées suivant des profils dont la distance varie de 100 à 200 m.

La qualité de la matière première du gisement d'AIN EL Karma a été estimée au laboratoire de l'UREG par les travaux suivants:

-Analyses chimiques à 9 élément sur 172 échantillons dont 138 provient des saignées et 33 de sondages.

-Essais phisico-mécaniques réduits (poids volumique, poids spécifique, porosité, absorption d'eau, résistance à la compression) sur six(6) échantillons.

-Essais technologique sur l'aptitude à la fabrication de deux sur un échantillon globale représentatif de tout le gisement.

6)-LES RESERVES:

Les réserve géologiques du gisement de calcaire d'AIN EL Karma sont:-

-Le réserve de catégorie B: 3667506,80 Tonnes

-Le réserve de catégorie C1: 12853041,00 Tonnes

-Le réserve de catégorie C2: 7020147,70 Tonnes

-Le réserve totale : B+C1+C2 : 23540655,50 Tnnes

CHAPITRE II
LES PROPRIETES DU CALCAIRE DU
GISEMENT

II.1.EXIGENCES INDUSTRIELLES :

La composition chimique des calcaires pour la chaux aérienne, doit correspondre aux normes exposées dans le tableau suivant :

COMPOSITION CHIMIQUE (%)	CATEGORIE DE CHAUX		
	I	II	III
CaCO ₃ pas moins (CaO pas moins)	93 52,1	90 50,4	85 47,6
MgCO ₃ pas plus (MgO pas plus)	04 01,92	07 03,36	07 03,36
IMPURETES ARGILEUSES (SiO ₂ + Al ₂ O ₃ + Fe ₂ O ₃) pas plus	03	03	08

Tableau 2.1:Exigences industrielles.

Le calcaire doit être concassé dans une gamme granulométrique

déterminée.On distingue:

- une matière première grosse : de 400 à 200 mm
- une matière première moyenne: de 200 à 80 mm
- une matière première finie : de 80 à 15 mm

Les dimensions de fragment sont généralement réglementées par la technologie adoptée à la production de chaux.Nous retenons un bon rendement dans la gamme de 200 à 80 mm pour les fours verticaux et 80 à 15 pour les fours rotatifs .

II.2.COMPOSITION CHIMIQUE :

La caractéristique la plus notable est le taux élevé en CaO attestant d'une grande pureté de la matière qui titre en moyenne de 98% de CaCO₃.La teneur en élément nuisible est très faible.

	CaO	P.F	AL ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	SiO ₂	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O
	54,34	43,52	0,28	0,15	0,47	0,64	0,2	0,05	0,05
Σ	97,86		0,9			0,93			

Tableau 2.2: Composition chimique.

II.3.LES PROPRIETES PHYSIQUES :

3.1.LE Poids volumique:-

C'est le poids total de l'échantillon rapporte au volume total, en l'estime par la formule suivante :

$$\gamma = \frac{P}{V} \quad (g/cm^3)$$

P:poids de l'échantillon.

v:volume de l'échantillon (cm³).

Les resultats de mesures nous donnent une valeur moyenne egale à 2,45 g/cm³

N°						
ECHANTILLON	173	174	175	176	177	178
POIDS VOLUMIQUE g/cm ³	2,1648	2,3636	2,4116	2,6672	2,5294	2,5494
MOYENNE	2,45 g/cm ³					

Tableau 2.3: Poids volumique.

3.2. Absorption d'eau:-

C'est le rapport en (%) du poids d'eau au poids des matières solides. Elle se traduit par la formule suivante:

$$W = \frac{P_w}{P_B} * 100 \quad (\%)$$

P_s : poids de l'échantillon.

P_w : poids de l'eau.

L'absorption de l'eau varie de 0,8—5,22, elle est en moyenne 2,76%.

N° D'ECHANTILLON	173	174	175	176	177	178
ABSORPTION D'EAU (%)	5,22	4,60	3,12	0,80	1,18	1,64
MOYENNE	2,76					

Tableau 2.4 : Absorption d'eau.

3.3. Poids spécifique:-

C'est le poids de l'unité de volume de grain solide, il se traduit par la formule suivante :

$$\gamma = \frac{P_B}{V} \quad (g/cm^3)$$

P_s : poids de la phase solide

V : volume de l'échantillon (cm³)

Le poids spécifique moyen est de 2,7 g/cm³

N° ECHANTILLON	173	174	175	176	177	178
POIDS SPECIFIQUE	2,7216	2,7202	2,7553	2,7520	2,7972	2,7991
MOYENNE	2,75 g/cm ₃					

Tableau 2.5 : Le poids spécifique.

3.4.Porosité:-

C'est le rapport du volume occupé par le vide rapporté au volume total de l'échantillon.

$$n = \frac{V_v}{V} * 100 \quad (\%)$$

V_v:volume du vide

v :volume de l'échantillon

La porosité totale varie de 3,80 à 20,45 %

La valeur moyenne est de 11,26 %

N° D'ECHANTILLON	173	174	175	176	177	178
POROSITE TOTALE (%)	20,45	13,10	12,47	3,08	9,57	8,92
MOYENNE (%)	11,26					

Tableau 2.6: Porosité .

II.4.LES PROPRIETES MECANIQUES:-

II.4.1.La résistance à la compression simple:

La résistance à la compression est égale à la contrainte limite de compression qui produit l'écrasement de l'échantillon de roche massive sous la presse.Elle est exprimé par la formule suivante :

$$R_c = \sigma_{max} = \frac{F_{max}}{S} \quad (Kgf/cm^2)$$

F_{max} : effort de compression maximale (Kgf)

S : surface sur la quelle est applique

l'effort

La resistance à la compression varie de 104 à 616 Kgf/cm²

La valeur moyenne est de 291 Kgf/cm²

N°=Echantillon	Resistance à la compression Kgf/cm ²	Valeur moyenne Kgf/cm ²
173	104 - 96 - 112	104
174	232 - 200 - 164	198
175	380 - 380 - 376	378
176	808 - 360 - 680	616
177	168 - 160 - 184	170
178	296 - 232 - 308	278
Moyenne	291 Kgf/cm ²	

Tableau 2.7 : Résistance à la compression.

II.4.2. Résistance à la traction:-

Elle est mesurée indirectement par l'essai Brésilien qui consiste à soumettre l'éprouvette à une charge répartie parallèlement à l'axe de l'échantillon.

Si on a la valeur pratique de la resistance à la compression, on peut déterminer la resistance à la traction par la formule empirique suivante:

$$R_t = \frac{R_c}{10}$$

Avec $R_c = 291 \text{ kgf/cm}^2$

On obtient $R_t = 29,1 \text{ kgf/cm}^2$

Ces deux valeurs nous permettent de classer le calcaire D'AIN EL KERMA comme roche résistante.

ROCHE	Faiblement résistante	Moyennement résistante	Résistante	Très résistante
R_c (MPa)	5	20	60	>100
R_t (MPa)	0,4	1,5	4	>20

Tableau 2.8 : Classification des roches suivant la résistance.

II.4.3. Résistance au cisaillement R_{cis}

Elle est déterminée à partir de la résistance à la compression par la relation :

$$R_{cis} = \frac{R_t}{3} \quad \text{kgf/cm}^2 \quad [1]$$

Soit $R_{cis} = 97 \text{ kgf/cm}^2$

II.5. LES PROPRIÉTÉS TECHNOLOGIQUES: -

II.5.1. Dureté de la roche:

Selon le professeur PROTODIAKONOV la dureté de la roche est estimée par la formule empirique:

$$f = R_c / 100$$

R_c : résistance à la compression (kgf/cm^2)

Le calcul nous donne $f = 2,91$

Selon l'échelle de dureté de PROTODIAKONOV en classe le calcaire de AIN EL KARMA à la classe roche demi-dur.

II.5.2. La fissuration:-

L'étude géologique de gisement à montrer que le massif de roche est fissuré. On peut classer ce massif dans la catégorie III roches de moyenne fissurité (en très gros blocs). La dimension moyenne du bloc structurale $d_s = 0.6$ m.

CATEGORIE DE FISSURITE DES ROCHES	DEGRE DE FISSURITE DU MASSIF	DISTANCE MOYENNE ENTRE LES FISSURES (m)
I	Roches exclusivement fissurées (en petits blocs)	≤ 0.1
II	Roches de grande fissurité (en gros blocs)	0.1—0.5
III	Roches de moyenne fissurité (en très gros blocs)	0.5—1
IV	Roches de faible fissurité (en très gros blocs)	1—1.5
V	Roches pratiquement monolithique (en gros blocs)	> 1.5

Tableau 2.9: Classification des massif suivant la fissurité.

II.5.3.L'indice de forabilité I_f :

Il est défini le degré de forabilité de l'outil de foration sur la roche. Il est donné par la formule suivante :

$$I_f = 0.007 (R_c + R_{cis}) + 0.7\gamma$$

R_c : Résistance à la compression (Kgf/cm²)

R_{cis} = Résistance au cisaillement (Kgf/cm²)

γ : Poids volumique (g/cm³)

Le calcul nous donne $I_f = 3.95$

D'après RJEVESKY l'indice de forabilité obtenu permet de classer la roche dans la catégorie des roches d'une forabilité très facile.

CLASSE	I_f	CATEGORIE
1-Forabilité très facile	1—5	1,2,3,4,5
2-Forabilité facile	5.1—10	6,7,8,9,10
3-Forabilité moyenne	10.1—15	11,12,13,14,15
4-Forabilité difficile	15.1—20	16,17,18,19,20
5-Forabilité très difficile	20.1—25	21,22,23,24,25

Tableau 2.10 : Classification des roches en fonction de l'indice de forabilité

II.5.4. Indice de difficulté de destruction de la roche :-

Il est donné par la formule suivante :

$$D_{ds} = 0.005 \times K_c \times (R_c + R_t + R_{cis}) + 0.5\gamma$$

K_c : Coefficient qui tient compte la fissuration du massif rocheux.

$K_c = 1.2 d + 0.2 \gamma$, $d_s = 0.6m$, $K_c = 1.21$, $D_{ds} = 5.4$

D'après la classification de l'acadimicien REJEVESKY l'indice de destruction obtenu permet de classer la roche dans la catégorie (II) roche facilement destructible.

CLASSE	D_u	CATEGORIE
1-Roches mi_dures, dences, meubles	1.0—5.0	1, 2, 3, 4, 5
2-Roches dures, facilement destructibles	5.1—10	6, 7, 8, 9, 10
3-Roches dures, moyennement destructibles	10.1—15	11, 12, 13, 14, 15
4-Roches dures, difficilement destructibles	15.1—20	16, 17, 18, 19, 20
5- Roches dures, très difficilement destructible	20.1—25	21, 22, 23, 24, 25

Tableau 2.11 : Classification des roches en fonction de l'indice de difficulté de destruction.

II.5.5. Indicede difficulté d'excavation:-

Il indique la difficulté d'excavation du massif rocheux , il est donné par la formule suivante:

$$I_{ex} = 0.3\lambda \times (0.2 \times R_c + R_t + R_{cis}) + 0.3\gamma$$

λ :coefficient qui tient compte du facteur minéralogique de l'influence due à l'orientation et à la repartition des éléments structureux par rapport à la direction des forces données ($\lambda=0.32$).

R_c, R_t, R_{cis} :sont resp. les résistances à la compression, à la traction, et au cisaillement (MPa).

Le calcul nous donne $I_{ex}=1.77$

TYPE DE FISSURE	DISTANCE MOYENNE ENTRE LES FISSURES	λ
Extêment fissurée	0—10	0.01—0.065
Très fissurée	10—20	0.015—0.15
Moyennement fissurée	20—100	0.1—0.55
peu fissurée	100—150	0.5—0.9
Pratiquement monolithe	>150	0.6—0.98

Tableau 2.13 : La valeur de λ en fonction de la fissuration.

II.5.6. Consommation spécifique étalon théorique de l'explosif:-

Elle se détermine par la formule suivante:

$$q_0 = 10^{-3} (0.1K_c \times (R_c + R_t + R_{cis}) + 40 \times \gamma) \quad (Kg/m^3)$$

R_c, R_t, R_{cis} : sont resp. les résistances à la compression, à la traction et au cisaillement (Kgf/cm²)

γ : poids volumique de la roche (Kg/dm³)

Le calcul nous donne $q_0 = 0.146$ Kg/m³.

II.5.7. Indice de difficulté d'exploitation:-

Cet indice indique la difficulté d'exploitation du gisement, il est donné par la formule suivante:

$$D_{ex} = 0.2 (K_f \times f + K_q \times q_0 + K_{ex} \times I_{ex})$$

K_f, K_q, K_{ex} : coefficients tenant compte de la forabilité, de l'explosif et de l'excavation déterminés d'après le tableau 2.14.

Le calcul nous donne $D_{ex} = 2.1$, cette valeur permet de classer ce gisement d'après le tableau 2.15 dans la catégorie du gisement facilement exploitable.

f	K_r	q_0	K_p	I_{ex}	K_{ex}
1—5	0.8	0.2	30	1—3	0.8
6—10	0.9	0.2—0.4	35	3—5	0.9
11—14	1.0	0.4—0.6	40	5—9	1.0
15—17	1.1	0.6—0.8	45	9—12	1.1
>17	1.2	0.8—1.0	50	12—15	1.2

Tableau 2.14: Valeur de K_r , K_p , K_{ex} en fonction de f et I_{ex} .

VALEUR DE D_{exp}	CATEGORIE DU GISEMENT
1—2.5	Facilement exploitable
2.5—5	Assez facilement exploitable
5—7.5	Moyennement exploitable
7.5—10	Difficilement exploitable

Tableau 2.15: Classification des gisements d'après l'indice de difficulté d'exploitation.

II.6. LES PROPRIETES GEOMECHANIQUE:--

Elles permettent d'apprécier la stabilité du massif rocheux sous l'effet d'une sollicitation mécanique.

II.6.1. Angle de frottement interne:-

Elle est donnée par la relation suivante:

$$\Phi = \arcsin\left(\frac{R_c - 4R_t}{R_c - 2R_t}\right)$$

R_c, R_t sont resp. la résistance à la compression et à la traction Kgf/cm^2 .

Le calcul nous donne $\Phi_r = 48^\circ.46$.

L'angle de frottement du massif est déduit de celui de la roche en multipliant par un coefficient de corrélation $K_i = 0.8$ d'où:-

$$\Phi_m = K_i \times \Phi_{r0}$$

Le calcul nous donne $\Phi_m = 38^\circ.91$.

II.6.2. Cohésion:-

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est exprimée par la relation :

$$C_r = \frac{(R_c \times R_t)^{0.5}}{2}$$

R_c, R_t : sont resp. la résistance à la compression , à la traction en (MPA).

Le calcul nous donne une valeur de 4.60 MPA.

Pour ramener la cohésion de l'échantillon C à la cohésion du massif C_m , on tient compte de plusieurs facteurs à savoir :

- Le degré de fissuration du massif rocheux λ .
- Le coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause de l'humidité $K_h = 0.2 - 1.0$.
- Le coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause du temps $K_t = 0.7 - 0.8$.

La cohésion du massif est donnée par la formule suivante:

$$C_m = \lambda \times K_v \times K_f \times C$$

On obtient le resultat suivant :

$$\begin{aligned} C_m &= 0.621 \text{ MPA} \\ &= 6.21 \text{ Kgf/cm}^2. \end{aligned}$$

CONCLUSION:-

D'après les resultats obtenus expérimentalement au laboratoire de l'UREG sur 22 essais technologiques sur l'aptitude de calcaire à la fabrication de chaux.

Les chaux obtenus présentent des caractéristiques satisfaisantes et une grande pureté, correspondante à la classe I.

Les caractéristiques physico-mécaniques de la roche sont variables du centre du gisement vers la périphérie.

La partie centrale qui domine le gisement est résistant.

Les indices technologiques nous permettent de classer le gisement d'AIN EL Karma parmi les gisements facilement exploitables.

Comme l'utilisation de l'emottage mécanique est difficile car la roche est classée parmi les roches difficilement ameublées (tableau 2.16), on propose l'utilisation de l'abattage par explosifs.

ROCHES	COEFF. DE DURETE	CARACTS. ACOUSTIQUES		CLASSE DE ROCHE D'AFRES LA RIPPABILITE
		m/s	R	
Sédimentaires avec les grés, blocs charbon(huile), les pierres cassées	1.0—1.5	600—1000	0.9—0.6	Ameublies facilement
Calcaires mous shistes, marnes, craies, gypses, les argiles	2—3	1000—2000	0.9—0.5	Moyennement ameublies
Très fissurés, calcaire dure, grés, shistes	5—8	2000—4000	0.4—0.2	Moyennement ameublies
Moyennement fissurées, calcaire, dolomite, grés marbres, shiste, argileuses dures	3—6	2000—3500	0.7—0.4	Difficilement ameublies
Calcaire très dur avec des couches super fines	10—16	4000—6000	<0.4	Difficilement ameublies

Tableau 2.16:

CHAPITRE III
STABILITE DU TALUS

III.1. INTRODUCTION :

Le problème de la stabilité des talus est d'une importance capitale pour les carrières, celle-ci réside dans la continuité de la production, la sauvegarde des vies humaines et des engins de production. C'est pourquoi une étude sur la stabilité des talus et la détermination des paramètres géométriques des gradins assurant une stabilité déterminée est nécessaire pour toutes les carrières.

III.2. GENERALITES

Les mouvements des terrains les plus fréquents sont :

- Glissement lent.
- Ecoulement instantané.
- Affaissement du terrain.
- Roulement des cailloux.

Le problème fondamental est de connaître les conditions pour lesquelles notre talus est stable. Pour résoudre ce problème on utilise la notion du coefficient de sécurité F_s .

III.3. DEFINITION DU COEFFICIENT DE SECURITE :

On définit le coefficient de sécurité F_s comme étant le rapport entre les moments des forces résistantes au glissement et les moments des forces provoquant le glissement.

$$F_s = \frac{\Sigma M_r}{\Sigma M_p}$$

M_r : Le moment résistant au glissement.

M_p : Le moment provoquant le glissement.

Théoriquement le bord est stable si $F_s > 1$ mais pratiquement on prend $F_s = 1.2 - 1.3$ en tenant compte les facteurs suivants :

- Erreurs dues à l'exactitude de la méthode de calcul de la stabilité du bord.

- Incertitude expérimentale de la détermination des propriétés des roches.

– Incertitude de la détermination de l'influence de la fissuration.

– Incertitude de détermination de la valeur moyenne du poids volumique des roches composants le massif.

III.4 Méthode de calcul du coefficient de sécurité:-

Il existe plusieurs méthodes pour le calcul de valeur du coefficient de sécurité à savoir :

- Méthode analytique.
- Méthode graphique.
- Méthode par ordinateur.

Les deux premières méthodes sont utilisées dans la pratique lorsqu'on étudie un exemple particulier de stabilité.

La méthode par ordinateur est utilisée lorsque l'étude est générale.

Dans notre cas, il s'agit d'une étude particulière alors on utilise la méthode graphique (la méthode des abaques: TAYLOR-BIAREZ).

TAYLOR ET BIAREZ ont présentés les abaques sous la forme de la figure III.1 .

Si A est le point figuratif correspondant à la hauteur du gradin (H), au poids volumique (γ), à la cohésion du massif (C) et à l'angle de frottement interne (Ψ).

Et si (B) est le poids où la droite (OA) recoupe la courbe correspondante à l'angle du talus (α), alors le coefficient de sécurité est défini comme suit :

$$F_s = \frac{OA}{OB}$$

III.5. Calcul de coefficient de sécurité F_s :

Lors du calcul de F_s , j'ai pris les données suivantes:

- γ : poids volumique 24.5 KN/m³ .
- Ψ : angle de frottement interne 38.91°.
- C : cohésion de la roche 62.1 KN/m³ .
- H : hauteur du gradin 15m.

Les résultats obtenus sont :

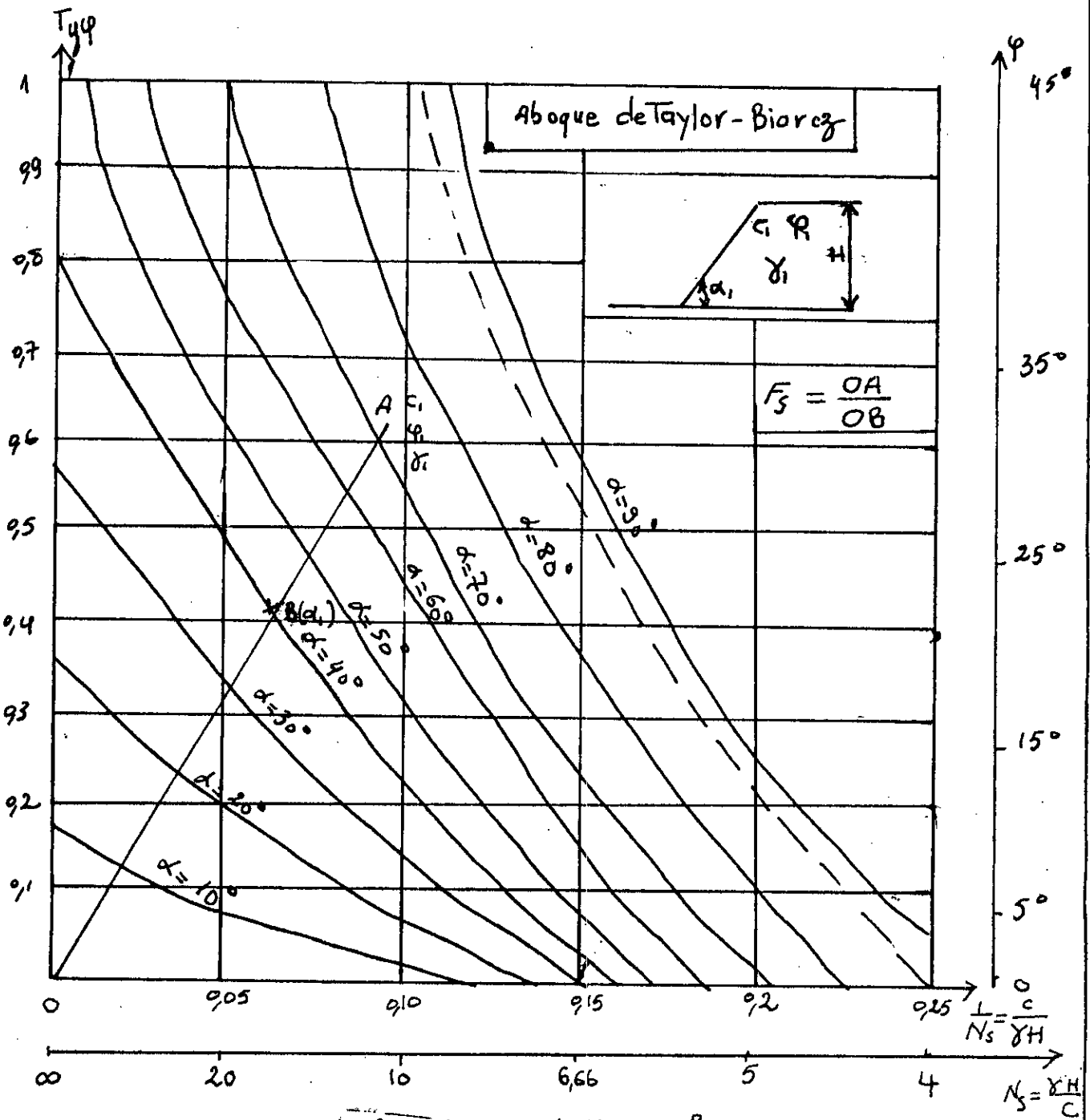


fig III - 1 Abaque de Taylor-Bislerz

– Incertitude de la détermination de l'influence de la fissuration.

– Incertitude de détermination de la valeur moyenne du poids volumique des roches composants le massif.

III.4 Méthode de calcul du coefficient de sécurité:-

Il existe plusieurs méthodes pour le calcul de valeur du coefficient de sécurité à savoir :

- Méthode analytique.
- Méthode graphique.
- Méthode par ordinateur.

Les deux premières méthodes sont utilisées dans la pratique lorsqu'on étudie un exemple particulier de stabilité.

La méthode par ordinateur est utilisée lorsque l'étude est générale.

Dans notre cas, il s'agit d'une étude particulière alors on utilise la méthode graphique (la méthode des abaques: TAYLOR-BIAREZ).

TAYLOR ET BIAREZ ont présentés les abaques sous la forme de la figure III.1 .

Si A est le point figuratif correspondant à la hauteur du gradin (H), au poids volumique (γ), à la cohésion du massif (C) et à l'angle de frottement interne (Ψ).

Et si (B) est le poids où la droite (OA) recoupe la courbe correspondante à l'angle du talus (α), alors le coefficient de sécurité est défini comme suit :

$$F_s = \frac{OA}{OB}$$

III.5. Calcul de coefficient de sécurité F_s :

Lors du calcul de F_s , j'ai pris les données suivantes:

- γ : poids volumique 24.5 KN/m³ .
- Ψ : angle de frottement interne 38.91°.
- C : cohésion de la roche 62.1 KN/m² .
- H : hauteur du gradin 15m.

Les résultats obtenus sont :

$\alpha(^{\circ})$	F_s
60	1.8
65	1.63
70	1.41
75	1.27
80	1.19

On remarque que plus l'angle du talus augmente la valeur de coefficient de sécurité diminue.

Le talus est stable si $F_s=1.2-1.3$, donc l'angle qui assure la stabilité du talus $\alpha=75^{\circ}$.

III.6. Calcul de l'angle du talus du bord exploitable:-

Il est déterminé par la formule suivante :

$$\operatorname{tg}(\beta) = \frac{N \times H_g}{\Sigma \beta_t + N \times H_g \times \operatorname{ctg}(\alpha)} = \frac{H_g}{\beta_t + H_g \times \operatorname{ctg}(\alpha)}$$

H_g : hauteur du gradin 2.15m.

β_t : berne de transport 10m.

Le calcul nous donne une valeur de 41° .

CHAPITRE IV
LES CONDITIONS TECHNICO-
MINIERES ET OUVERTURE

IV. CONDITION TECHNICO-MINIERE ET OUVERTURE :

IV.A. CONDITION TECHNICO-MINIERE :

A.1. Limite du gisement:-

Le gisement est limité par le sondage S-02 du coté sud-est et par le sondage S-03 du coté sud, la limite "est" est bornée par les échantillons des saignées : S₀-04, S₀-03, S-01 , S-09, S₀-10.

La limite "ouest" est limitée également par les saignées suivantes : S₀-07, S₀-11, S₀-12 , et la limite nord par la coupe géologique V-V'.

A.2. Capacité de régime de fonctionnement:-

La tâche technique projetée est l'alimentation d'une unité de chaux aérienne d'une capacité de 60000 T/an.

Ainsi qu'une unité de B.S.C (brique silico-calcaire) d'une production annuelle de 134.000 tonnes (10% de chaux).

La chaux entrant dans la fabrication de la B.S.C provient de l'unité de chaux aérienne , donc sa production annuelle totale en produit fini est 73400 tonnes.

Pour réaliser cet objectif , il est nécessaire d'extraire une plus grande quantité de calcaire en tenant compte des pertes suivantes:

- perte au feu 43,52 %.
- perte due à la battage et au transport 2 %.

Le tonnage annuel de calcaire nécessaire pour alimenter les deux unités est de 132610 tonnes , sachant la production annuelle en produit fini (73400 tonnes) le besoin en matière première pendant

50 ans sera de 7.775.628 tonnes (soit 28 % des réserves géologiques).

Donc pour la délimitation des réserves exploitables , on aura recours à choisir parmi les deux compartiments (sud ou nord) figurants dans l'étude géologique , la zone qui répond à ce qui suit :

- de l'homoginité des calcaires
- facilité d'accès au sommets et au différents niveaux d'exploitation .
- des réserves exploitables pour alimenter l'usine pendant 50 ans.
- de la teneur en chaux vive.

Tenant compte de ces critères, les limites futur de la carrière sera la surface nord du gisement limitée par les profils géologique VII-VII' et V-V' (voir plan n°1).

Les réserves géologiques étant largement suffisantes , voilà pourquoi notre étude se penchera sur l'exploitation des compartiments nord du gisement .

- Le compartiment considéré est dépourvu de la découverte.
- Le régime de fonctionnement de la carrière est adopté comme suit :

- nombre de jours ouvrables par an : 220.
- nombre de jours ouvrables par semaine :5.
- nombre de postes de travail par jour :1.
- nombre d'heurs de travail par poste :08.

Les résultats de calcul de la capacité de la carrière sont indiqués dans le tableau suivant :

PRODUCTION							
ANUELLE		HEBDOMADAIRE		JOURNALIERE		HORAIRE	
T	M ³	T	M ³	T	M ³	T	M
132.610	54.127	3015	1231	603	246	75	31

A.3. Les principes solutions techniques:-

Vu les propriétés physico-mécanique de la roche calcaire , les opérations suivantes sont exécutées dans l'ordre chronologique :

- a- foration et tir .
- b- chargement de la masse minière abatue .
- c- transport de la substance utile .

IV. B. OUVERTURE :

B.1. Définition:-

L'ouverture de la carrière consiste à déterminer les voies d'accès aux engins minier et de transport.

Le choix du mode d'ouverture dépend de plusieurs facteurs telque :

- 1- le caractère de relief .
- 2- les éléments du gisement .
- 3- les conditions géologiques .
- 4- les conditions technico-minières .

B.2. Travaux d'ouverture:-

L'ouverture du gisement se fera à la côte 240 m , en tranchant une tranché d'accès extérieur permettant d'avoir une plate forme de travaille et la construction d'un front d'abatage initial .

B.3. Traçage de la piste:-

L'état de la piste , leurs tracés sont des facteurs importants de l'obtention de bonne conditionnement de travail par conséquent de la sécurité .

Le départ de la piste se fait du point de déversement concasseur jusqu'à la tranché principale .

B.3.a. La pente de la piste:-

La pente de la piste en projet est de 10 % .

B.3.b. Rayon de braquage:-

Il convient de rechercher les rayons de virage le plus grand au minimum égaux à la valeur des rayons de braquages (7,9m).

B.3.c. La largeur de la piste:-

La largeur de la chaussée des pistes dépend des paramètres techniques des camions circulants.

Elle est donnée par la formule suivante :

$$B = 2(a+c) + x + r$$

a : largeur de la benne du camion a=3,25 m .

r : largeur de la rigole d'évacuation d'eau r=0.4 m .

x : distance entre les bennes des camions x=2c

où

$$c = 0,5 + 0,005xV$$

où V : vitesse moyenne de circulation des camions V=20 Km/h.

Le calcul nous donne B=9,3 m , soit B=10 m.

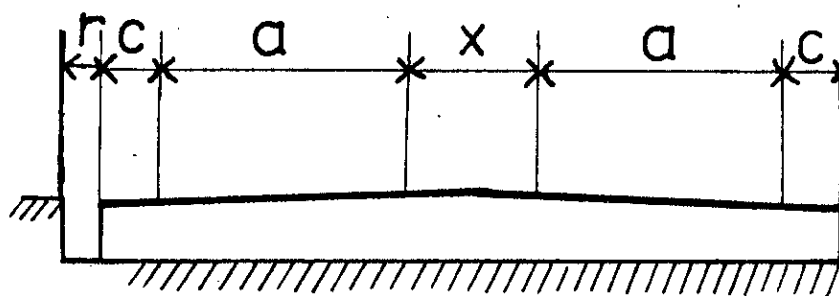
B.3.d. La longueur de la piste:-

La longueur de la piste est environs 1Km.

Dans l'évolution des travaux d'abatage qui conduisent au déplacement du front de taille , on aménagera des pistes dites provisoires seule celle qui mène vers le concasseur sera définitive.

B.3.e. Revêtement de la piste:-

L'efficacité du travail du transport par camion en carrière dans une grande mesure se détermine par l'état du piste d'après les conditions de l'exploitation des pistes des carrières se divisant en stationnaires et provisoires. Les pistes stationnaires exigent un revêtement routier. Les pistes provisoires ne seront pas revêtues.



COUPE SUIVANT LA LARGEUR
DE LA PISTE

ECHELLE 1/100

En général , on intérêt à savoir dans l'exploitation, des pistes bien entretenues, ce qui permet de réaliser de sérieuses économies en :

- augmentation des vitesses de roulage .
- diminuant l'usure des pneus ainsi que la consommation de combustible et de graisse.
- diminuant l'usure général du matériel et la fatigue des conducteurs.

CHAPITRE V
TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION

1. Methode d'exploitation :

On propose la méthode d'exploitation par tranchées horizontale successive de 15 m de hauteur maximal, exploitation débutera par le niveau supérieur où les travaux miniers avanceront du Sud - ouest au Nord -Est, lors de l'exploitation il est nécessaire de considérer ce qui suit:

- Les talus en exploitation auront un angle de 75°.
- Les plates formes de travail auront des dimensions supérieurs ou égaux (50 x 50 m) afin de permettre une meilleur évolution des engins.
- Des bernes de sécurités de 5 m de largeur prévus sont aux niveaux 225,210 m pour éviter tout éboulement provenant des talus supérieurs.
- Des bernes de transport de 10 m de largeur chacune pour faciliter d'une part de roulage des camions et éventuellement opter pour extension latérale futur de la carrière.

2.Planning et ordre d'exploitation:

L'exploitation du gisement d 'AIN EL KARMA s'étalera sur quatres phases après la réalisation des travaux préparatoires on procède à l'exploitation des niveaux considérés. Le tableau suivant résume la répartition des réserves exploitables par phases ainsi que leur durée de vie.

Phases	reserves exploitables(T)	durée de vie (an)
ouverture du gisement	18 375	0,139
1	369 455	2,80
2	1 259 552	9,50
3	2 614 542	19,70
4	3 513 704	26,50
Total	7 775 628	58,63

-Phase N°1:(NV 240 m):

Durant cette phase, l'exploitation s'effectuera sur ce niveau 240m, les réserves exploitables de cette phase s'élèvent à 369455 T et alimentant l'unité de chaux pendant 2.8 ans avant l'extinction de cette phase il y a lieu de procéder à l'ouverture du niveau suivant (NV225M).

Pour ce faire, une bifurcation à partir de la piste principale devra se réaliser au moyen de l'explosif les caractéristiques de tronçon sont les suivants:

- longueur:100m
- largeur:10m
- pente:maximale:10%.

-Phase N°2(NV 225 m):

Durant cette phase, il y a lieu d'exploitation la matière utile gisant ce niveau 225m. Les réserves exploitables de ce niveau totalisent 1259552 tonnes permettant le fonctionnement de l'usine durant 9.5 ans, la progression des travaux se fera vers le Nord-Est

-Dans le secteur Sud du gisement une berne de 10m de la largeur est laissée sur le niveau 240m facilitant une éventuelle extension future de la carrière.

-À la limite Nord-Est du gisement une berne de sécurité est prévue pour assurer la stabilité des fronts, avant l'extinction de cette phase, on procède à la préparation du niveau sous-jacent (NV210M). Cette préparation consiste à creuser une piste d'accès de longueur $l=270m$ et une pente $P_{max}=10\%$ à partir de la piste principale qui aboutit au niveau d'ouverture.

de même manière on exploite la phase N°3(NV210) et la phase N°4(NV195).

3-Elements du système d'exploitation:

Les éléments du système essentiels d'exploitation sont:

3-1- La hauteur du gradin:-

Lors de la détermination de la hauteur du gradin il faut tenir compte:

- la sécurité des travaux miniers.
- les éléments du gisement.
- les propriétés physico-mécanique des roches stériles et des minéraux utiles.
- le mode d'extraction.

lorsque on utilise l'abatage par l'explosif l'augmentation de la hauteur du gradin à les avantages suivantes:

- diminution du nombre des gradins.
- diminution de la distance de transport et le volume des travaux préparatoires.
- augmentation de la capacité de l'excavateur avec la diminution de son déplacement.

Les inconvénients des grand hauteur du gradin sont les suivantes:

- diminution de la sécurité des T.M et augmentation du volume des blocs hors gabarits.

Pour raison économique et de sécurité la hauteur du gradin choisi est de 15 m.

3.2.L'angle de talus du gradin:

L'angle d'inclinaison du talus choisi qui assure la stabilité du talus égal à 75°.

3.3.Plate forme de travail:

La largeur des plate forme est commandée par les dimensions des engins miniers et par la technique de tir, la largeur miniamle est donnée par la formule suivante:

$$L_{pt} = Z + T + C + B_t + A \quad (m)$$

Avec Z: largeur du prisme éventuelle d'éboulement (en metre)

T: largeur de la voie de transport (metre)

C: distance entre l'arêt inférieur du tas et la voie de transport.

B_t : largeur de tas des roches abattues.

A: la largeur de l'enlevure

La valeur de z est donnée par la formule suivante:

$$Z = H (\cotg \gamma - \cotg \alpha)$$

Avec H: hauteur du gradin (15 m)

α : angle de talus du gradin en exploitation (75°).

γ : angle du talus du gradin en liquidation (70°).

On trouve $Z = 1.44$ m.

- La largeur du voie de transport $T = 10$ m.

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

$$C = 0.2 \times H \quad [1]$$

On trouve $C = 3$ m.

- La largeur de l'enlevure du massif est donné par la formule suivante :

$$A = 2 \times a \quad [3]$$

Où a: représente l'éspacement (distance entre deux trous de la même rangé dans le plan de tir).

On trouve $A = 7.66$ m.

- B_r : La largeur du tas des roches abattues est déterminée par la formule suivante :

$$B_r = A \left(2 \times K_f \left(\frac{H_d}{H_r} \right) - 1 \right)$$

Avec k_f : coefficient de foisonnement.

H_r : La hauteur dutas des roches abattues, elle est déterminée en fonction du nombre des rangées

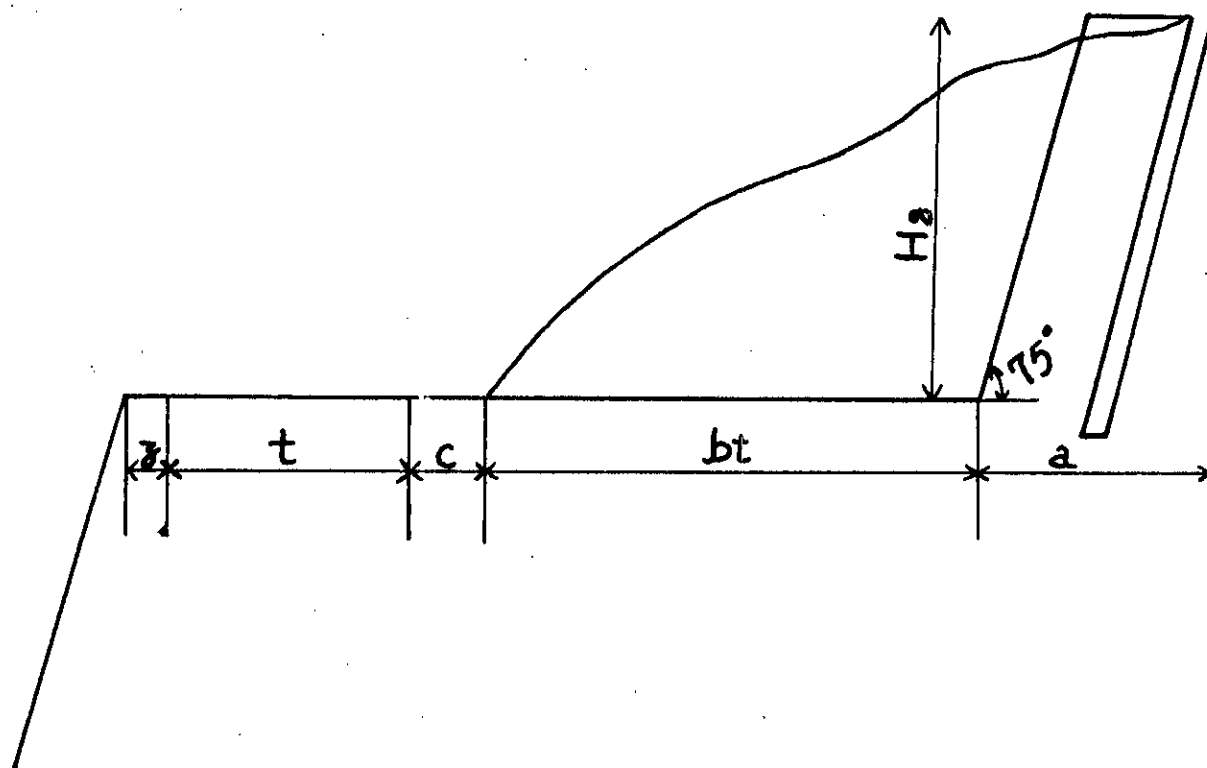
Nombre des rangées	H_t
1	$(0.5—0.6)H_0$
2	$(0.75—1.0)H_0$
3	$(1.0—1.15)H_0$

On prend $H_t=0.6H_0$, $H_t=9$ m, $B_t=23$ m.

La largeur totale de la plate forme est : $L_{pt}=45$ m.

En pratique, on augmente la largeur de la plate forme de travail de 6 à 10 m, pour placer l'équipement complémentaire (bulldozer, compresseur...).

Soit $L_{pt}=50$ m.



SCHEMA DE LA PLATE FORME

DE TRAVAIL

ECHELLE 1/300

4. REPARATION DES ROCHES A L'EXTRACTION :

Le maillon initial des processus technologiques lors de l'exploitation des gisements des minéraux utiles à ciel ouvert est bien la préparation des roches à l'extraction, la qualité de cette dernière prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité du travail d'une manière générale, l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Dans la plus part des cas la préparation des roches à l'extraction renferme la destruction du massif des roches jusqu'à l'obtention des morceaux de dimensions nécessaires et admissible pour le travail efficace de tous les complexes d'extraction et de transport, la méthode de la préparation des roches par les travaux de forage et de tir est plus universelle que les autres méthodes.

4.1. Exigences à l'égard des travaux de tir de la carrière :

La préparation des roches dures et semi-dures à l'abatage doit permettre d'obtenir :

- le degré nécessaire de fragmentation en assurant le type, la qualité et la destruction complète de la roche.

- La correspondance des dimensions et formes de tassment au paramètre du complexe des engins miniers de la chaîne technologique déterminée.

- le volume nécessaire pour le travail continu des engins d'excavation et de transport et leur rendement.

- une conduite de travaux minier plus économique avec plus de sécurité.

Pour une meilleure relation entre les dimensions de la fragmentation et les paramètres du complexe d'engins miniers de la chaîne technologique, il est nécessaire de respecter les exigences suivantes :

- la capacité de l'excavateur (E) :

$$d_{\max} \leq 0.8 \times (E)^{\frac{1}{3}}$$

Le volume de du godet $E=2 \text{ m}^3$

$d_{\max}=1.21 \text{ m.}$

– la capacité de la benne du camion :

$$d_{\max} \leq 0.5 \times (V_b)^{\frac{1}{3}}$$

La capacité de la benne $V_b = 14.28 \text{ m}^3$

$$d_{\max} \leq 1.2 \text{ m.}$$

– ouverture du concasseur :

$$d_{\max} \leq 0.8 B_{ou}$$

L'ouverture du concasseur $B_{ou} = 1 \text{ m}$

$$d_{\max} \leq 0.8 \text{ m.}$$

REMARQUE :

Tous bloc dont la dimension dépassant 0.8 m étant considéré comme hors gabarits.

4.2. La foration :

La foration consiste à creuser le trou de mine destiné à recevoir la charge d'explosif.

4.2.1. Les procédés de foration :

Toutes les procédés de foration existants actuellement utilisent :

- un mouvement de rotation .
- un mouvement de descente accompagné au nom d'un mouvement de percussion.
- un soufflage d'air comprimé permet de remonter les débris de foration et le refroidissement des outils de foration, dans une certaine technique de forage telle le roto-percussion à l'air comprimé, cette technique de foration est la plus répandue.

On distingue quatre techniques de foration :

- foration par roto-percussion avec marteau hors du trou.
- foration par roto-percussion avec marteau fond du trou.
- foration par coupe rotative avec outil à lame.
- foration rotary avec outil tricône.

4.2.2. Le choix de l'engin de foration :

Le choix des sondeuses dans les carrières se fait en se basant sur plusieurs paramètres :

- en fonction de la diamètre des trous de mine maximale
- la dureté de la roche.
- nature du terrain.
- profondeur et inclinaison des trous de mine.
- l'abrasivité de la roche.
- en fonction du nombre de trous à forer pour chaque sondeuse par poste.
- l'environnement (présence de l'habitation, vibration, bruits et poussière).

4.3. L'explosif :

4.3.1. Les caractéristiques de l'explosif :

- la masse spécifique.
- la vitesse de détonation.
- la pression de détonation.

4.3.2. Le choix de l'explosif :

Le choix de l'explosif dépend :

- des caractéristiques de la roche (dureté, homogénéité, humidité)
- du travail effectué.
- la fragmentation désirée.
- de la consommation spécifique d'explosif.
- de la situation locale.

En générale, un explosif trop brisant donne une fragmentation exagérée, une forte production de poussière et du projection à grande distance. Par contre, un explosif pas assez brisant donne une forte proportion de gros blocs, pour celà, on a choisi les explosifs suivants : **MARMANITE III & L'INFOMIL.**

4.3.3. Les accessoires de l'explosif :

Les dispositifs de mise au feu sont destinés à provoquer l'explosion d'une ou plusieurs charges, on distingue deux artifices de mise au feu :

- artifice pyrotechnique (mèche lente) - détonateur ordinaire
- artifice électrique (inflammateur, exploseur, détonateur électrique instantané...).

Détonateur électrique, relais détonateur au micro-retard, conducteur électrique).

4.3.4. Type d'amorçage :

Ils existent deux types d'amorçage à savoir :

- amorçage ponctuel.
- amorçage latéral.

Les principaux systèmes d'amorçage ponctuels sont :

- l'amorçage par détonateur électrique.
- l'amorçage non électrique.

Le système d'amorçage latéral est :

- l'amorçage par cordeau détonant.

4.3.5. Les explosifs fabriqués en Algérie :

Ils sont :

- Géonit, Gélanit1, Gélanit2, Marmanite1, Marmanite2 & Marmanite3.

4.4. Plan de tir :**4.4.1. Calcul de la consommation spécifique d'explosif :**

On appelle par consommation spécifique d'explosif la quantité d'explosif optimale pour déplacer un m³ de roche en place.

Pour déterminer la consommation spécifique on utilise la notion de la consommation spécifique de projet d'explosif q_p , sa valeur peut être calculée sur la base de la consommation spécifique étalant de l'explosif, en tenant compte des conditions technologiques et organisationnelles de tir pour la fragmentation des roches :

$$Q_p = Q_{oc} \times K_{ex} \times K_f \times K_d \times K_g \times K_v \times K_{sd} \quad [7]$$

$$q_{oc} = 0.146 \text{ Kg/m}^3$$

K_{ex} : coefficient tenant compte de l'aptitude au travail de l'explosif utilisé (A_u) par rapport au celle de l'explosif étalon (A_e).

$$K_{ex} = 1.05$$

K_f : coefficient qui tient compte de l'influence de la fissuration du massif de roche

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

d_m : dimension moyenne des blocs dans le massif.

$$K_f = 1.16$$

K_{sd} : coefficient tenant compte de la disposition de la charge et le nombre de surfaces dégagées $K_{sd} = 2.5 \text{—} 5$

pour une surface dégagée on prend $K_{sd} = 4$

K_d : coefficient tenant compte le degrés de fragmentation, il est déterminé par la formule suivante :

$$K_d = \frac{1}{2 \times d_m}$$

Où d_m est la dimension moyenne nécessaire du morceau de la roche fragmentée en mètre $d_m = 0.8$ $K_d = 0.62$

K_c : coefficient qui tient compte de la forme de la charge dans le massif.

Lorsqu'on utilise les trous arrangés, la méthode qui est plus répandue dans les carrières, K_c dépend du diamètre du trou.

Pour $D = 100 \text{ mm}$ K_c sera égal pour les roches :

- à tirabilité facile 0.95—1
- à tirabilité moyenne 0.95—0.9
- à tirabilité difficile 0.7—0.8

On prend $K_c = 0.9$ (tirabilité moyenne).

K_v : coefficient tenant compte de l'influence de la hauteur du gradin : pour les gradins à 15—18 m

$$K_v = 3\sqrt{\frac{15}{H}}$$

Pour les gradins dont la hauteur est supérieur à 15 ÷ 18

$$K_v = 3\sqrt{\frac{H}{15}}$$

$$q_p = 0.396 \text{ Kg/m}^3.$$

Compte tenu de certaines conditions géologiques inattendues on peut considérer que $q_p = 0.4 \text{ Kg/m}^3$.

4.4.2. Calcul des principaux paramètres des travaux de forage et de tir :

4.4.2.1. Le diamètre :

Sert à déterminer la quantité d'explosif par unité de longueur. Cependant le diamètre de trou est fonction de la hauteur du gradin (fig 4.1), pour une hauteur de 15 m il est recommandé de prendre un diamètre supérieur ou égal à 82 mm.

Nous avons choisi une valeur de 100 mm.

4.4.2.2. Inclination du trou :

Selon les méthodes modernes, l'exécution du gradin ne se fait plus suivant la pente verticale traditionnelle, mais suivant des surfaces inclinée. Il présente les avantages suivant :

- il améliore la qualité de fragmentation des roches et la sécurité du travail.
- les gradins ont une surface tenant mieux par suite de de l'inclinaison.
- la consommation des explosifs moindre.
- l'inconvénient du rebord se trouve éliminé.

J'ai choisi un angle de 15° par rapport à la verticale. c'est à dire les trous sont parallèles au talus du gradin, pour avoir un talus régulier après le tir.

HAUTEUR DU GRADIN (Grass Height)

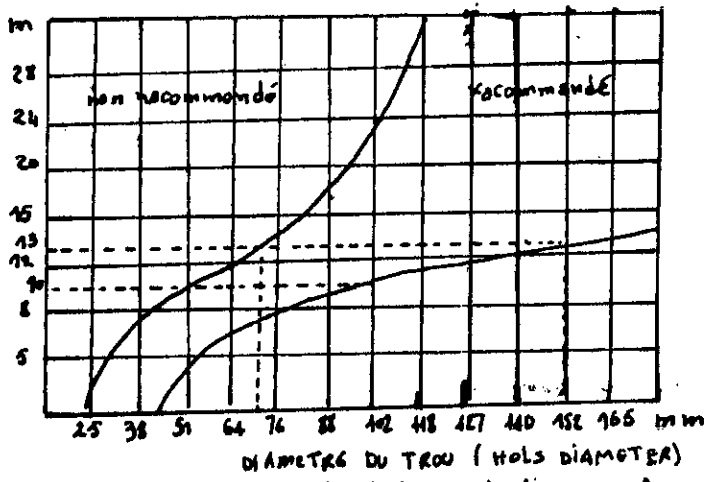


Fig 4.1 détermination du diamètre du trou de foration par chaque hauteur de gazon

4.4.2.3. Le sous-forage :

Il sert à augmenter l'action de tir dans la partie inférieure du gradin.

La longueur du sous forage est déterminé par la formule suivante :

$$l_s = K_s \times D \quad , m_s$$

Où : K_s : coefficient tenant compte des propriétés des roches et de l'inclinaison du trou m_s

$K_s = 10-15$ on prend $K_s = 15$

D : diamètre du trou m_s

$l_s = 1.5 m_s$

4.4.2.4. La longueur du trou :

Il est déterminé par la formule suivante :

$$L = \frac{H}{\sin(\beta)} + l_s \quad , m$$

Où H : hauteur du gradin m (15 m)

β : angle d'inclinaison du trou par rapport à l'horizontal (75°)

l_s : longueur du sous-forage m .

Le calcul nous donne $L = 17 m$.

4.4.2.5. La ligne de résistance au pied du gradin :

Elle est déterminée d'après la formule suivante:

$$W = \sqrt{\frac{p}{q_s}}$$

q_s : consommation spécifique d'explosif $q = 0.4 \text{ Kg/m}^3$

p : capacité d'un mètre de trou (Kg/m).

La capacité d'un mètre de trou est déterminée par la formule suivante :

$$p = 785 \times d^2 \times \Delta$$

ou Δ : densité d'explosif Kg/dm³

-L'explosif choisi:

-MARMANIT III :

$$\begin{aligned} \Delta_1 &= 1 \text{ Kg/dm}^3 \\ P_1 &= 7.85 \text{ Kg/M} \end{aligned}$$

-ANFOMIL:

$$\begin{aligned} \Delta_2 &= 0.9 \text{ Kg/dm}^3 \\ P_2 &= 7.06 \text{ Kg/M} \end{aligned}$$

-Calcul la capacité d'un metre de trou:

On considère que la charge de fond est égale 30% de la charge totale.

on a:

$$\begin{aligned} l_{ch} &= l_{chr} + l_{chs} \\ l_{ch} &= \frac{Q}{P} \quad l_{chr} = \frac{Q_f}{P_1} \quad l_{chs} = \frac{Q_c}{P_2} \\ \text{d'ou } \frac{Q}{P} &= \frac{Q_f}{P_1} + \frac{Q_c}{P_2} \\ \frac{Q}{P} &= \frac{0.3Q}{P_1} + \frac{0.7Q}{P_2} \quad (Q_f = 0.3Q, Q_c = 0.7Q) \\ P &= \frac{P_1 \times P_2}{0.7P_1 + 0.3P_2} \\ P &= 7.28 \text{ Kg/M} \quad W = 4.26 \text{ M.} \end{aligned}$$

4.4.2.6-Longeur de charge du trou:-

Elle est donnée par la formule suivante:

$$l_{ch} = L - L_b \quad (\text{m})$$

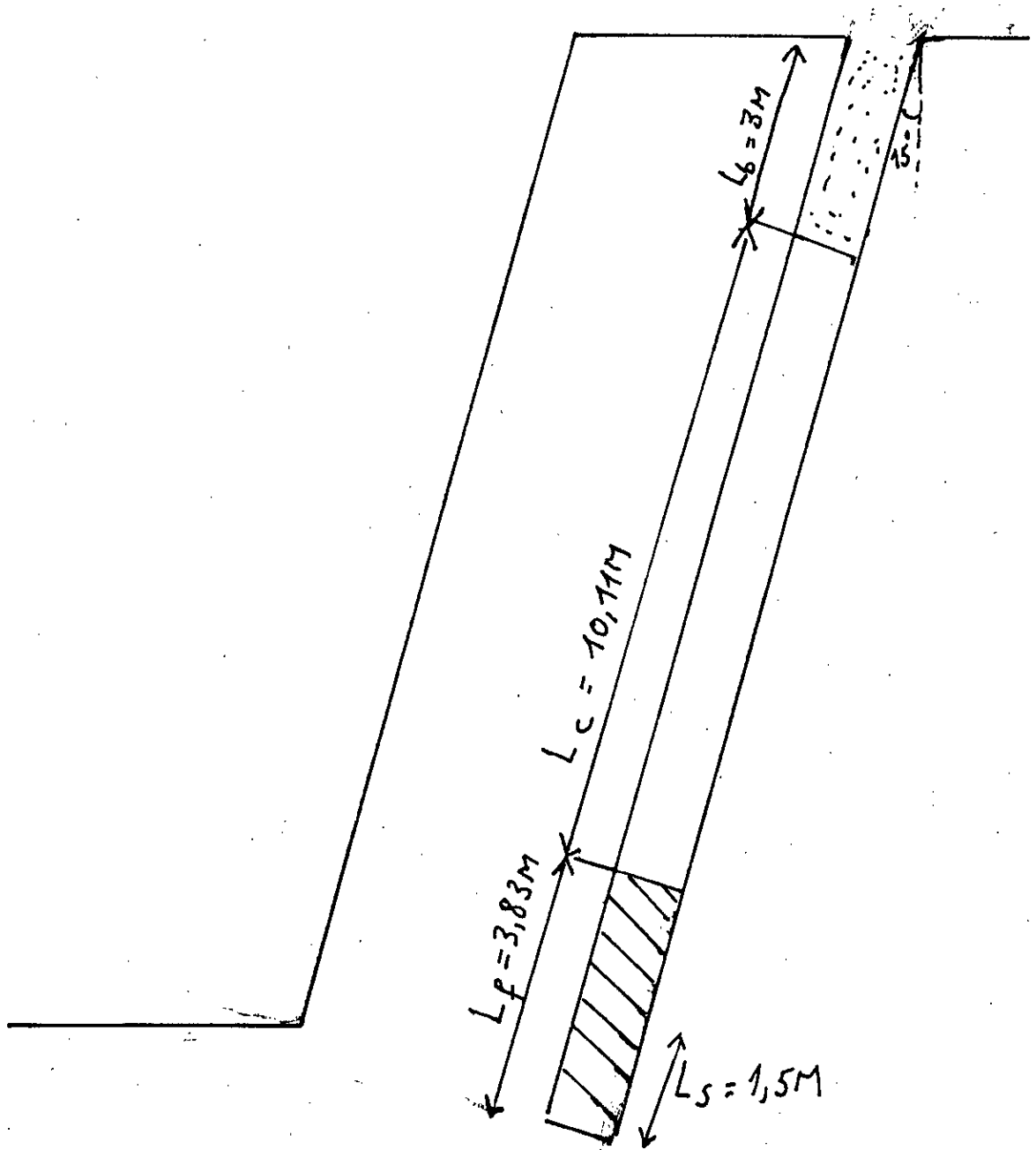
ou L_b : longueur du bourrage.

$$L_b = (20 \text{ à } 30)D$$

soit $L_b = 30D$.

on trouve $L_b = 3M$

ECHELLE : $\frac{1}{100}$



DISTRIBUTION DE LA CHARGE D'EXPLOSIF
DANS LE TROU DE MINE




Le bourrage



explosif de colonne : ANFOHIL



explosif de fond : MARMANIT 

4.4.2.7-Longueur de charge de fond:-

$$l_r = Q/P_1, \quad Q = 0.3Q$$

ou Q: La charge totale

$$Q = P \times l_{ch}$$

ou P: Capacité d'un mètre de trou (Kg/m)

$$Q = 101.92 \text{ Kg} \quad Q_r = 30.57 \text{ Kg} \quad l_r = 3.89 \text{ M}$$

4.4.2.8-Longueur de charge de colonne:-

$$l_c = l_{ch} - l_r = 10.11 \text{ M}$$

4.4.2.9-Distance entre deux trous d'une même rangée :-

Elle est déterminée par la formule suivante:-

$$a = m.W, \quad (m)$$

$$a = 0.9 \times 4.26 = 3.83 \text{ m}$$

4.4.2.10- Le volume abattu par trou:-

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

$$V_{tr} = a.W.H_0$$

on trouve $V_{tr} = 244.73 \text{ m}^3$

4.4.2.11-Le volume du bloc abattu par semaine:-

$$V_b = 1231 \text{ m}^3$$

4.4.2.12-La longueur du bloc:-

$$L_b = \frac{V_b}{B_{ax} \times H_{gr}}$$

ou V_b : Le volume du bloc (m^3)

H_{gr} : hauteur du gradin (15 m)

B_{ax} : l'entrée de l'excavateur, elle est déterminée par la formule suivante:

$$B_{ax} = W + (n-1) \times B$$

Où : W: La ligne de moindre résistance (4.26 m)

n: Nombre de rangés (n=1)

B: La distance entre les rangées

$$B_{ax} = W = 4.26 \text{ m.}$$

Le calcul nous donne $L_b = 19.25 \text{ m}$

4.4.2.13. Le nombre de trou:

le nombre de trou est déterminé par la formule suivante :

$$n_{tr} = v_b / v_{tr}$$

ou v_b : volume du bloc m^3

v_{tr} : volume abattu par trou

n_{tr} : 5 trou

4.4.2.14. La longueur totale à forer par semaine:

Elle est déterminée par la formule suivante:

$$l_{tr} = n_{tr} \times l_{tr}$$

n_{tr} : le nombre de trous.

l_{tr} : longueur du trou (17m).

4.4.2.15 foration du trou:

Comme dans notre cas la dureté de la roche calcaire est variable pour le choix de l'engin de foration, on tient compte de la plus grande dureté de la roche $f > 6$ dans la partie centrale du gisement. pour cela pour réaliser l'objet de foration on propose une sondeuse roto-percutant.

Calcul le rendement de l'engin de foration:

Il est donné par :

$$R_s = V_r \times T \times K_u$$

Où V_r : La vitesse de foration (m/min)

l'expérience pratique montre que la vitesse optimale de rotation variée pour les roches à différente forabilité comme suit:

$$D_r = 14 / 20 \quad \text{de } 20 \text{ à } 40 \text{ } ^\circ 75$$

$$D_r = 10 / 14 \quad \text{de } 40 \text{ à } 60$$

$$D_r < 10 \quad \text{de } 60 \text{ à } 90$$

Dans notre cas $D_r < 10$

On choisit $V_r = 60 \text{ mm/min}$

Soit $V_r = 2.06 \text{ m/min}$

T: la durée d'un poste $8h = 480 \text{ min}$

K_u : coefficient d'utilisation $K_u = (0.8 / 0.9)$

On prend $K_u = 0.8$

$$R_s = 0.06 \times 480 \times 0.8 = 23 \text{ m/poste}$$

Calcul le nombre des sondeuses:

Le nombre de sondeuses est déterminé par la formule suivante:

$$N_s = \frac{A \cdot K_r}{\gamma (R_s \cdot n_p \cdot n_a \cdot J)}$$

A: la production annuelle, tonne

K_r : coefficient de réserve, $K_r = 1.1$

γ : la masse volumique (T/m^3)

R_s : rendement du sondeuse

n_p : nombre de poste

n_a : nombre de jour ouvrable par année

$$J = \frac{[W + b(n-1)] \times H_{gr} \times a}{l_{tr}}$$

n: nombre de rangé

a: l'espacement en m

l_{tr} : longueur du trou

b: la distance entre les rangés

W : la ligne de moindre résistance

H_{gr} : hauteur du gradin

$J = 25.88 m_3 / m$, $N_s = 0.45$; Soit $N_s = 1$

Le nombre totale des sondeuses $N_s = 2$.

4.4.2.16 Les moyens de foration:

2 wagon: crawlair drill L_M 100A

vitesse de foration 0_300t/m

diemetre de taillant 90_105mm

puissance maximale 40KN

la puissance du moteur :325cv

-Mateau perforateur à main

- compresseur XA 350

débit d'air libre 350l/s

-puissance:400cv

- compresseur XAB5
- débit d'air libre 60l/s
- puissance:135cv

4.4.2.17 Methode d'amorçage du charge:

On propose la methode tir au cordeau détonant qui est basé sur la détonation des charges d'explosifs provoquée par les charges et qu'il présente les avantages suivants:

- augmentation de la sécurité par suite de la suppression des détonateur des trous de mine.
- Suppression du danger du au cartouches qui n'ont pas explosé.
- augmentation du rendement des explosifs
- possibilité d'amorcer simultanément un très grande nombre de charge.

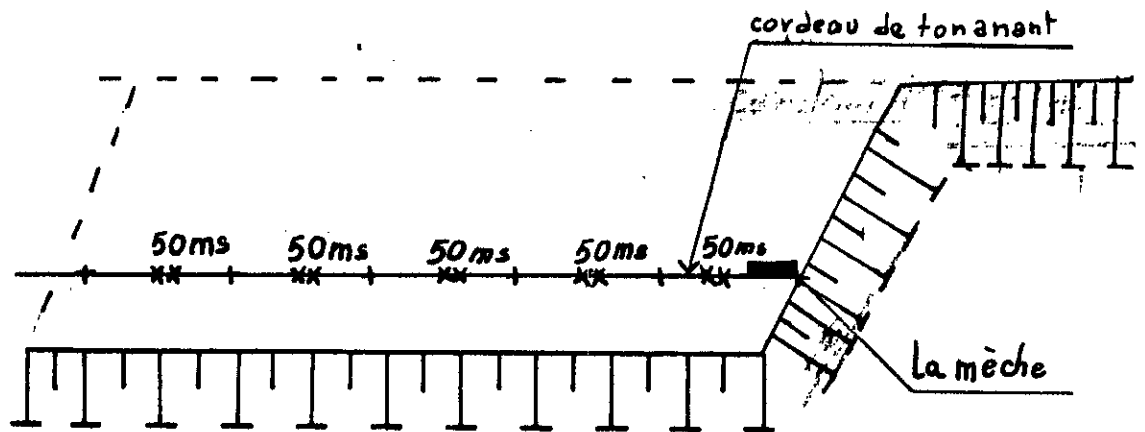
pour le chargement d'un trou de mine ,on opère généralement de la façant suivante: On ligature l'extrémité du cordeau détonant sur la première cartouche.On enfonce celle - ci au font du trou ,on place au dessus les autres cartouches,et en fin on bourre .Le cordeau se trouve ainsi serré entre les parois du trou et les cartouches.

4.4.2.18 détermination des rayons de la zone dangereuse:

pour calculer le rayon de zone dangeureuse k_d suivant la projection des débris ,il faut déterminer la valeur maximale de la ligne de moindre résistance au pied du gradin (W_{max}) de la charge du trou.

D'après celle-ci on détermine la valeur conditionnelle de W c-à-d $W_{cond}=0.7W_{max}$, d'après W_{cond} on calcul les valeurs de $R_d \geq 300$ pour les reliefs montagnaux et $R_d \geq 200$ pour le relief plat .

ECHELLE 1/200



- + le trou de mine $\varnothing=100\text{mm}$
- xx relais à micro retard de 50ms
- détonateur (pyrotechnique)

PLAN DE TIR AVEC LE SYSTEME D'AMORÇAGE

W_{cond}	Rayon de zone dangereuse R_d		W_{cond} m	Rayon de zone dangereuse R_d	
	Pour le personnel	Pour les engins		Pour le personnel	Pour les engins
1.5	200	100		500	250
2	200	100		500	250
4	300	150		600	300
6	300	150		700	350
8	400	200		800	400

Tableau 5.1: Rayon de la zone dangereuse.

Le calcul nous donne $W_{cond}=2.98$ m

Le rayon dangereux pour les personnes $R_d=300$ m, et pour les engins 150 m.

4.4.2.19. Pétardage des blocs hors gabarits :

Cette opération consiste à rassembler les blocs (≥ 0.8 m) dans un air spécial afin d'être sauté simultanément.

Pour réaliser cette opération, on utilise des marteaux perforateurs à main dont le diamètre du flauret est pris égal à 32 mm.

5. PROCESSUS TECHNOLOGIQUE DE CHARGEMENT :

Pour l'exécution de ce processus on utilise les excavateurs de différents types, chargeuse, scraper et autres engins.

Dans les carrières contemporaines, les chargeuses souvent remplacent les excavateurs grâce aux avantages considérables qu'elles présentent citons :

- grande capacité du godet par rapport à la masse du chargeuse.
- grande vitesse de déplacement.
- grande manoeuvrabilité.
- rendement du chargeuse ne dépend pas de la hauteur du chantier.
- frais d'exploitation réduit ainsi que le prix d'achat.

Pour l'exploitation du gisement de calcaire d'AIN EL KERMA, on propose pour l'exécution de cette opération une chargeuse sur pneu qui présente les avantages suivantes :

- vitesse élevée.
- possibilité de circuler sur surface revêtée.
- souplesse d'utilisation.

5.1. Le rendement de la chargeuse :

Il est déterminée par la formule suivante :

$$R_p = \frac{3600 \times E \times K_r \times \gamma \times T_p \times K_u}{t_c \times K_f} \quad \text{t/poste}$$

Où

- E : capacité du godet de la chargeuse (2 m³)
- K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse
K_r = 0.8—1.2, on prend K_r = 0.8.
- masse volumique 2.45 tonnes/m³.
- durée d'un poste de travail (8 heures).
- K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste, K_u = 0.6—0.8, on prend K_u = 0.8.
- t_c : durée d'un cycle de la chargeuse (50 s).
- K_f : coefficient de foisonnement.

Le calcul nous donne $R_p = 1505.28$ t/poste.

D'après le résultat obtenu, on peut conclure que l'utilisation d'une seule chargeuse de capacité de godet (2 m^3) est largement suffisante pour réaliser la production postière planifiée (603 t/poste).

Le nombre total des chargeuses en tenant compte la réserve est égal à 2.

5.2. Les caractéristique de la chargeuse :

- capacité du godet : 2 m^3 .
- hauteur du versement : 2.906 m.
- puissance au volant : 101 KW.

6. PROCESSUS TECHNOLOGIQUE DE TRANSPORT :

Le but principal de transport dans la carrière est le déplacement de la masse minière du chantier au point de déchargement (le concasseur, des usines de traitement...).

6.1. Calcul du rendement du camion et leur nombre nécessaire :

Le rendement du camion par poste, t/poste est calculé à l'aide de la formule suivante :

$$R_u = \frac{60 \times G_c \times K_q \times T_p \times K_u}{T_{par}} \quad t/poste$$

K_q : coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ($K_q \leq 1$), on prend $K_q = 0.8$.

T_p : durée d'un poste (8 heures).

G_c : capacité de charge du camion (22.68 tonnes).

K_u : coefficient d'utilisation des camions durant un poste ($K_u = 0.8$).

t_{par} : durée d'un parcours (min), il est calculé par la formule suivante.

$$t_{par} = t_{ch} + t_{tr} + t_d + t_m \quad \text{min}$$

t_{ch} : durée de chargement d'un camion (min) il est donné par la formule suivante :

$$t_{ch} = \frac{G_c \times K_f}{E \times K_r \times \gamma} \times t_a$$

Où E : capacité de l'engin de chargement ($2m^3$)

K_f : coefficient de foisonnement dans le godet de l'excavateur (1.2).

K_r : coefficient de remplissage de godet de l'excavation ($K_r = 0.8 - 0.2$), on prend $k_r = 0.8$.

t_a : durée d'un cycle de l'engin de chargement 0.80 min.

G_c : capacité du charge du camion 22.68 t.

γ : la masse volumique (2.45 t/m³).

Le calcul nous donne $t_{ch}=5.55$ min.

t_{tr} : la durée du trajet du camion (en charge et en vide), se détermine d'après la formule suivante :

$$t_{tr} = t_{pch} + t_{pv}$$

Où t_{ch} et t_{pv} sont resp. la durée du trajet en charge et à vide (min).

$$t_{tr} = 60 \times \left(\frac{l_1}{V_1} + \frac{l_2}{V_2} \right)$$

Où l_1, V_1 du camion chargé & l_2, V_2 sont resp. la distance et la vitesse du camion vide $l_1=l_2=1$ Km, $V_1=10$ Km/h, $V_2=20$ Km/h.

t_d : durée de déchargement ($t_d=60$ s), on prend $t_d=1$ min.

t_m : durée de manœuvre ($t_m=40-60$ s), on prend $t_m=1$ min.

Le calcul nous donne $t_{par}=16.55$ min.

Le rendement $R_c=421$ t/poste.

Le nombre de camions peut être déterminé par la formule suivante:

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

Où $K_i=1.1-1.15$: coefficient de irrégularité du travail de la carrière.

Q_j : production journalière (603 t).

R_c : rendement du camion (421 t/poste).

N_p : nombre des postes (1).

$$N_c=2$$

On tient compte aussi un camion en réserve pour garantir la production du chantier donc le nombre total de camion $N_c=3$

6.2. Les caractéristiques des camion utilisés :

- type : EUCLID R-25.
- puissance au volant : 160 KW.
- vitesse maximale 45 Km/h.
- capacité de la benne 22.68 t.
- hauteur de chargement 2.718 m.
- longueur de la benne 4.216 m.
- largeur de la benne 3.25 m.
- rayon de braquage 7.9 m.

7. REFLOUMENT DE LA MATIERE UTILE (travaux auxiliaires) :

L'apport d'un bulldozer dans la carrière est nécessaire, ce dernier sera utilisé pour traçage des pistes d'accès pour les engins de forage, dégagement des blocs hors gabarits dans les aires spéciales afin d'être sauté.

Autre cela le bulldozer sera utilisé pour le nettoyage et le nivellement des gradins. Le stockage de la matière utile dans notre cas, on utilise un bulldozer DOB K CATERPILLAR.

*** les caractéristiques du bulldozer :**

- type : Caterpillar D-8K.
- puissance 300 cv
- longueur de la lame en mètre : 4 m.
- masse totale en tonnes : 31.7 t.

8. LES CONSIGNES DE SECURITE :

Les travaux dans la carrière doivent se dérouler en respectant les consignes de sécurité suivantes :

a. Sécurité individuelle :

Le personnel de la carrière doit être doté des équipements de sécurité : casque de protection, bottes, gants.

Les engins en marche doivent être équipés d'extincteurs, d'outils et de trousse à médicaments.

b. Sécurité collective :

Le personnel doit avoir à sa disposition des vestiaires, des douches et une cantine où l'hygiène sera respectée en permanence.

L'unité doit avoir un service incendie et un service médical.

c. Sécurité des travaux de chargement et de transport :

Les travaux de chargement et de déchargement doivent s'effectuer sur une aire horizontale.

Les conducteurs des chargeuses doivent indiquer aux chauffeurs des camions l'endroit de stationnement.

Les chauffeurs doivent respecter le code de la route.

d. Sécurité des travaux d'abatage :

Les sources d'incendie sont interdites sur un rayon de 100 mètres du dépôt d'explosif.

Les opérations de chargement des trous au montage du réseau et de mise à feu doivent être exécutées par des personnes qualifiées.

Les tirs doivent être exécutés en utilisant des avertisseurs sonores:

- un coup prolongé : évacuation des personnes et du matériel hors de la zone de danger.
- deux coups prolongés : le personnel exécutant le tir doit se mettre à l'abri.
- trois coups brefs : fin de tir (ce signal doit être donné après vérification du tir).

CHAPITRE VI
LE PRIX DE REVIENT TECHNIQUE PREVISIONNEL

Les éléments de prix de revient sont: °69

- 1-Amortissement des engins
- 2-salaires des (frais du personnel)
- 3-consommation en gaz-oil
- 4-consommation en matériaux d'explosif
- 5-maintenance des engins
- 6-divers

DONNEES DE BASE:

- La production annuelle: 132610 t/an
- La production mensuelle: 12060 t/mois
- La consommation qui comporte pour une volée correspondante à : 3015 t nous avons des consommations suivantes:
 - 356.75 Kg d'anfomil à un prix de 12.10 DA/Kg
 - 152.85 Kg de marmanite III d'un prix de 44.89 DA/Kg
 - 100 m de cordeau détonant à un prix de 12 DA/m
 - 5 détonateurs micro-rotard 50 ms à un prix de 25 DA/U

1)Amortissement des fonds fixes:-

Afin de calculer les amortissement des fonds fixes, on se limite d'utiliser la formule la plus simple:

$$A = \frac{F_A}{n} \text{ DA/AN}$$

Où F_A : Frais d'acquisition

n: durée d'amortissement

Le tableau suivant montre la somme annuelle d'amortissement des différents équipements la somme totale sera calculée en additionnant les différentes sommes d'amortissement.

Equipement	Nombre	FA (kDA)	n (an)	A(DA/an)
Chariot	2	3000	6	1000.000
Compresseur	2	2500	8	625.000
Marteau	2	100	6	16.666
Compresseur	2	108	6	18.000
Chargeuse	2	3000	8	750.000
Buldozer	1	6000	8	750.000
Camion (R25)	3	9000	8	1125.000
C.Citerne	1	400	8	50.000
V.T.P	1	400	8	50.0000
Total				4681.666

Tableau 6.1: Amortissement des engins.

La valeur obtenu est 35.30 DA/t

2) Frais du personnel:-

Fonction	Salaire brut	Charge	Nombre	Frais en DA/moins
Ingénieur	15500	3650	1	19150
Chef de poste	11000	493	1	14610
Sondeur	9400	2260	2	23320
Cond-chargeur	9800	2352	2	24304
Bulliste	9800	2352	1	12152
Cond-camion	9400	2260	3	34980
Cond-V.T.P	9400	2260	1	11660
Cond-C.C	9400	2260	1	11660
Mécanicien	9400	2260	1	11660
			Total	163496

Tableau 6.2: Frais du personnel.

La valeur retenue est de: 13.55 DA/t

3) La consommation en gaz-oil:

La consommation horaire en gaz-oil de chaque engin est calculé par la formule suivante:

$$C = P_{u1} \times q \times K_u$$

Ou: P_{u1} : Puissance de l'engin

q : consommation spécifique (0.261 L/CV.h).

K_u : coefficient d'utilisation qui varier entre 45 %
et 75 % (moyenne environ 60 %)

La consommation en gaz-oil est résumé dans le tableau suivante:

Engin	consommation L/n	Ombre	Frais DA/an
Chariot	50.89	2	1433062.4
Comp. XA85	21.14	2	595302.4
Comp. XA350	62.64	2	1763942.4
Chargeuse	21.45	2	604032
Camion R-25	34.00	3	1436160
V.T.P	15.00	1	211200
Camion citerne	15.00	1	211200
Bulldozer D-8K	47.00	1	661760
		Total	881972.2

Tableau 6.3: Consommation en gas-oil.

La valeur retenue est de 51.75 DA/t

4) Consommation en matériaux d'explosif:-

La consommation en matériaux d'explosif est donnée par le tableau suivante:

Matériaux d'explosif	Dépense en DA par t
Anfomil	1.43
Marmanit	2.3
Cordeau détenant	0.4
Détonateurs micro-retards	0.04

Tableau 6.4: Consommation en matériaux d'explosif.

La valeur retenue est de 4.17 DA/t

5-Frais de maintenance:-

A) Lubrifiants:

Il est représenté 10% des dépenses en gaz-oil:

$$\frac{51.75 \times 10}{100} = 5.2 \text{ DA/t}$$

B) Pièces détachées:-

Les dépenses en pièce de rechange représente 10% du prix de revient des engins utilisés soit: 4681666 le prix des pièces de rechanges sera 468166.6 DA/an.

La valeur retenue pour les frais de maintenance est 8.73 DA/t.

6)-Divers:-

On concédere que les dépenses supplémentaires qui seront estimées à 10% des dépenses totales:

La valeur retenue est de 11.35 DA/T.

Element de prix de revient	dépence de la tonne en DA	%
Amortissement	35.30	30.70
Frais du personnel	13.55	11.79
Consommation en gaz-oil	51.75	45.05
Maintenance	8.73	7.60
Matériaux d'explosif	4.17	3.63
Divers (autres dépenses)	11.35	9.88
Prix de revient	114.85	

Tableau 6.5: Les éléments de prix de revient.

CONCLUSION: -

Le prix de revient prévisionnel du processus technologique d'exploitation est de 114.85 DA/t. La rentabilité économique du projet d'exploitation du calcaire d'AIN EL Kerma dépend de la distance de transport entre le concasseur et l'unité de chaux.

L'installation de l'usine près du gisement est refusé par les habitations pour des raisons d'environnement (l'existence des palmeraies). Pour cela une étude technico-économique est nécessaire pour assurer la rentabilité économique et tenant compte de l'environnement, cette étude sera l'objet d'une recherche au future.

CONCLUSION GENERALE

Le projet d'exploitation du gisement de calcaire d'AIN EL KERMA, nous a permis d'enrichir nos connaissances dans le domaine d'exploitation minière, cependant, nous avons rencontré tout des difficultés parmi lesquelles nous relevons entre autre la réalisation des essais physico-mécaniques en plus de ceux réalisés par l'UREG et qui avoient au nombre de six, donc insuffisantes.

Cette étude concernant la technologie d'exploitation et la mécanisation complexe du secteur Nord nous permet de conclure que la rentabilité de l'extraction du calcaire demeurant réalisable surtout en vue de :

- l'absence de la découverte.
- la durée courte de la construction de la carrière.

Cependant, elle nécessite une étude technico-économique approfondie du fait des difficultés de l'installation de l'usine de la production du chaux près de la carrière, en tenant compte de l'environnement.

BIBLIOGRAPHIE

1. KARA : PLAN DIRECTEUR D'EXPLOITATION DU GISSEMENT D'AGREGAT DE MILAHA, E.N.P. 1993
 2. LEGREIB: Contribution à la réalisation d'un plan de tir dans les granodiorites de Si Mustapha en utilisant des explosifs fabriqués en Algérie, E.N.P 1989
 3. Mohamed EZZINE : Optimisation du plan de tir dans la carrière de KEDDARA, E.N.P 1992
 4. CHIBKA : Exploitation des gisements métallifères Edition Mir Mosco 1980
 5. TALBORE J.A : Mécanique des roches.
 6. MAKHLOUFI : Influence de la mécanisation sur le prix de revient, E.N.P 1989
 7. KOVALINKO .V : Exploitation des carrières OPU 1986 Alger.
 8. Rapport géologique UREG 1989
 9. Rapport Economique EDEMINE 1994
-