

PG-004/93

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التربية الوطنية
MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GENIE-MINIER

الطبعة الوطنية الممتدة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

PROJET D'OUVERTURE DE LA CARRIERE DE

DJEBEL-BOUZEGZA

Propose par : E.N.G

Etudié par : R.ZOBIRI

Dirigé par
MR A. AIT
YAHIA TENE

PROMOTION 1992 / 1993

REMERCIEMENTS:

- * Je tiens à remercier tous ceux qui m'ont aidé à la réalisation de ce travail.
- * Je remercie en particulier mon promoteur Monsieur A. Ait Yahiatène (chef du département G. minier), pour l'aide qu'il m'a apporté tout au long de ce travail.
- * Je remercie Monsieur M. A. BACHAR, pour ses conseils et ses critiques très appréciées.
- * Je remercie tous mes professeurs du département G. minier qui ont contribué à ma formation.
- * Mes vifs remerciements vont également:
 - + Aux responsables du département des mines de l'U. R. E. G. et en particulier:
 - ** Monsieur ACHAB-DJAMEL
 - ** Monsieur LAMARA-CHABANE
 - ** Monsieur MEROUANE-AKLI
 - ** Monsieur ACHOUR-ALI.
 - + Aux responsables des départements de documentation de l'E. N. G. et de l'U. R. E. G. pour leur entière collaboration:
 - ** A Monsieur SAYAH directeur conseiller à l'E. N. G. ;
 - ** A Monsieur BENZERHOUDA ingénieur exploitant à CO. SI. DER, pour ses précieux conseils.
 - + Au président et membres de Jury, qui ont bien voulu accepter de juger mon travail.
 - + A toutes les personnes, qui ont de proche ou de loin aidé à l'élaboration de ce mémoire.

-DEDICACES-

Je dédie ce modeste travail:

- * A mes très chers parents;
- * A mes frères et soeurs;
- * A mes amis;
- * Et à tous ceux qui me sont chers.

-AVERTISSEMENT-

Le présent rapport est accompagné de trois annexes graphiques:

- 1) Carte géologique et plan de calcul des réserves.
- 2) Coupes géologiques.
- 3) Plan d'ouverture du gisement de Djebel Bouzegza.

SOMMAIRE

INTRODUCTION	7
GENERALITES	8
<u>CHAPITRE 1 : Géologie du gisement.</u>	
A - Aperçu géographique	10
B - Aperçu géologique	12
C - Etude du gisement	13
C - 1 Situation géographique du gisement	13
C - 2 Structure et lithostratigraphie	13
C - 3 Tectonique	14
C - 4 Topographie	14
C - 5 Estimation des réserves	14
<u>CHAPITRE 2 : Appréciation des paramètres de la roche.</u>	
A - Introduction	19
B - Echantillonnage	20
B - 1 Caractéristiques chimiques	20
B - 2 Propriétés physiques	21
B - 3 Propriétés intrinsèques	22
B - 4 Paramètres caractérisant les propriétés de l'agrégat	24
B - 4 - 1 Propriétés mécaniques	24
B - 4 - 2 Propriétés technologiques	25
B - 4 - 3 Propriétés géomécaniques	31
B - 4 - 4 Propriétés de déformabilité	32
C - Conclusion	36
<u>CHAPITRE 3 : Etude de la stabilité des talus des bords de la carrière.</u>	
A - Introduction	
B - Calcul de la stabilité.	
B - 1 Méthode de calcul de la stabilité des talus	42
B - 1 - 1 Détermination de l'angle des talus des bords de la carrière	42
B - 1 - 2 Détermination de la surface de glissement	42
B - 1 - 3 Construction géométrique de la surface de glissement	43
B - 1 - 4 Détermination du coefficient de sécurité	43
C - Interpretation des résultats	44
D - Conclusion	46

CHAPITRE 4 : Conditions technico-minières et méthode d'exploitation du
 gisement.

A - Conditions technico-minières de la carrière.	
A - 1 Limites du gisement	48
A - 2 Production de la carrière	48
B - Système d'exploitation	49
C - Méthode d'exploitation proposée	51
C - 1 Abattage	52
C - 2 Chargement	61
C - 3 Transport	63

CHAPITRE 5 : Ouverture du gisement de Bouzegza.

A - Facteurs influençant le projet d'ouverture de la carrière	67
B - Modes d'ouverture	67
C - Travaux de découverte	69
D - Ouverture du gisement	69
E - Conclusion	73
CONCLUSION ET RECOMMANDATION	71
ANNEXE	72
BIBLIOGRAPHIE	82

~~INTRODUCTION~~

"Ouverture de la carrière de Bouzegza" est un projet d'exploitation à ciel ouvert proposé par l'E.N.G.(Entreprise Nationale des granulats), et qui s'inscrit dans le cadre de l'obtention du diplôme d'Ingénieur en Génie-minier.

Par ses grandes réserves de matières utiles, le gisement de Bouzegza est considéré comme un gisement important, malgré ses conditions difficiles(région montagneuse).

Le but essentiel de ce projet, est l'initiation aux travaux d'étude d'un projet industriel, ainsi la réalisation de ce travail va nous permettre d'être confronté à certains problèmes pratiques qu'il faudrait essayer de résoudre, tout en tenant compte de plusieurs facteurs(techniques, économiques, sécurité etc...).

Le rapport géologique final de recherche détaillée du gisement de Djebel Bouzegza achevé en 1991, accompagné des annexes graphiques (plans)présente l'ensemble des données nécessaires au projet d'ouverture et d'exploitation.

Il est à noter que le présent rapport s'intéresse uniquement à la réalisation des travaux d'ouverture du gisement en tenant compte des différents facteurs influençant cette dernière.

GENERALITES:

Le granulat est un ensemble de grains de dimensions comprises entre 0 et 80mm (norme Afnor).

On distingue deux catégories de granulats:

- * Les granulats naturels: ils sont issus de roches meubles ou massives extraites insitu; et ils ne subissent aucun traitements autre que mécaniques (concassage, criblage, lavage, ...).
- * Les granulats de recyclage: ils proviennent soit de la transformation thermique des roches de minerais (schistes houillers laitiers de haut fourneau, ...), soit des rebuts de démolition d'ouvrages divers.

Généralement (plus de 95% des cas) le granulat est naturel, c'est un morceau de roche. Il peut se présenter à l'extraction directement sous la forme de sable, de gravier ou de caillou.

Il s'agit des matériaux alluvionnaires dont les gisements sont le plus souvent situés de part et d'autre des fleuves et des rivières. [4]

Dans l'activité économique le granulat est une matière première essentielle dans les ouvrages de bâtiment et de Génie-Civil, soit à l'état brut (ballast, assise de route, ...), soit mélangé à un liant (ciment, bitume, laitier).

Les granulats servent à la réalisation de toutes les voies de communication (pistes d'aérodromes, routes, autoroutes, ...) et de tous les ouvrages en béton (bâtiments, ouvrages d'art et de génie-civil).

A titre indicatif, il est intéressant de noter quelques consommations en granulats:

+Bâtiment:

- * 1 logement ou 1 bureau _____ 100 à 300t
- * 1 hôpital ou 1 lycée _____ 2500 à 5000t

+Génie-Civil:

- * 1km de route _____ 10000 à 15000t
- * 1km d'autoroute _____ 20000 à 30000t
- * 1km de voie ferrée (1 seule voie) _____ 9000t

La consommation en granulats d'un pays peut nous donner une idée approximative sur l'évolution industrielle de ce dernier (voir tab 1).

Tableau 1: Production et consommation par tête d'habitant pour 1988. [5]

Pays	Production Mt	Consommation par tête d'habitant t/h
U. S. A	1966	8,1
R. F. A	410	6,7
France	378	6,8
G. B	291	5,2
Suède	90	10,7
Autriche	85	11,2
Suisse	55	8,2
Finlande	50	10,1
Danemark	46	9,0
Algérie	7,4	0,3

A)-APERCU GEOGRAPHIQUE:

A-1) Localisation administrative:

Administrativement, le secteur étudié est rattaché à la wilaya de Boumerdes, commune de Bouzegza (Keddara).

Keddara se situe par $36^{\circ}37'$ de latitude Nord, $3^{\circ}2'$ de longitude Est et à environ 350m d'altitude. [2]

A-2) Infrastructures de la région:

Dans la wilaya de Boumerdes, l'industrie et l'agriculture sont bien développés et jouent un rôle important dans son essor économique. Les principales activités industrielles sont concentrées dans la zone de Rouiba, Réghaïa.

La région du gisement possède des infrastructures très favorables à l'exploitation des granulats de Djebel-Bouzegza; les plus importantes sont les suivantes:

- * La route nationale RN29 reliant Blida à Lakhdaria.
- * La route reliant Boudouaou à Lakhdaria.
- * Possibilité d'utiliser le transport ferroviaire à partir de Boudouaou ou de Boumerdes. [1]

A-3) Relief:

La région étudiée présente un relief montagneux à aspect fortement tourmenté, avec des côtes absolues allant de 200m à 1030m. Les formes positives du relief sont constituées par des massifs de calcaire allongés dans la direction latitudinale. Parmi ces massifs calcaireux, on peut citer le Djebel de Bouzegza qui culmine à 1032m.

A-4) Orohydrographie:

Le réseau hydrographique est particulièrement dense, mais il faut noter que les régimes des courts d'eau sont irréguliers et capricieux. Ils connaissent des périodes de tarissement au cours de la saison d'été.

Les plus importants de la région sont l'Oued Isser et l'Oued de Keddara sur lesquels ont été construits deux barages qui couvrent une grande partie des besoins en eau des agglomérations d'Alger et de Boumerdes. [3]

A-5) Climat:

La région à étudier présente un climat méditerranéen. Les températures minimales fluctuent entre 0 et 5 degrés, alors que les températures maximales peuvent aller jusqu'à 44 degrés pendant les saisons d'été. La pluviométrie annuelle est assez importante, et varie entre 600 et 900mm. [3]

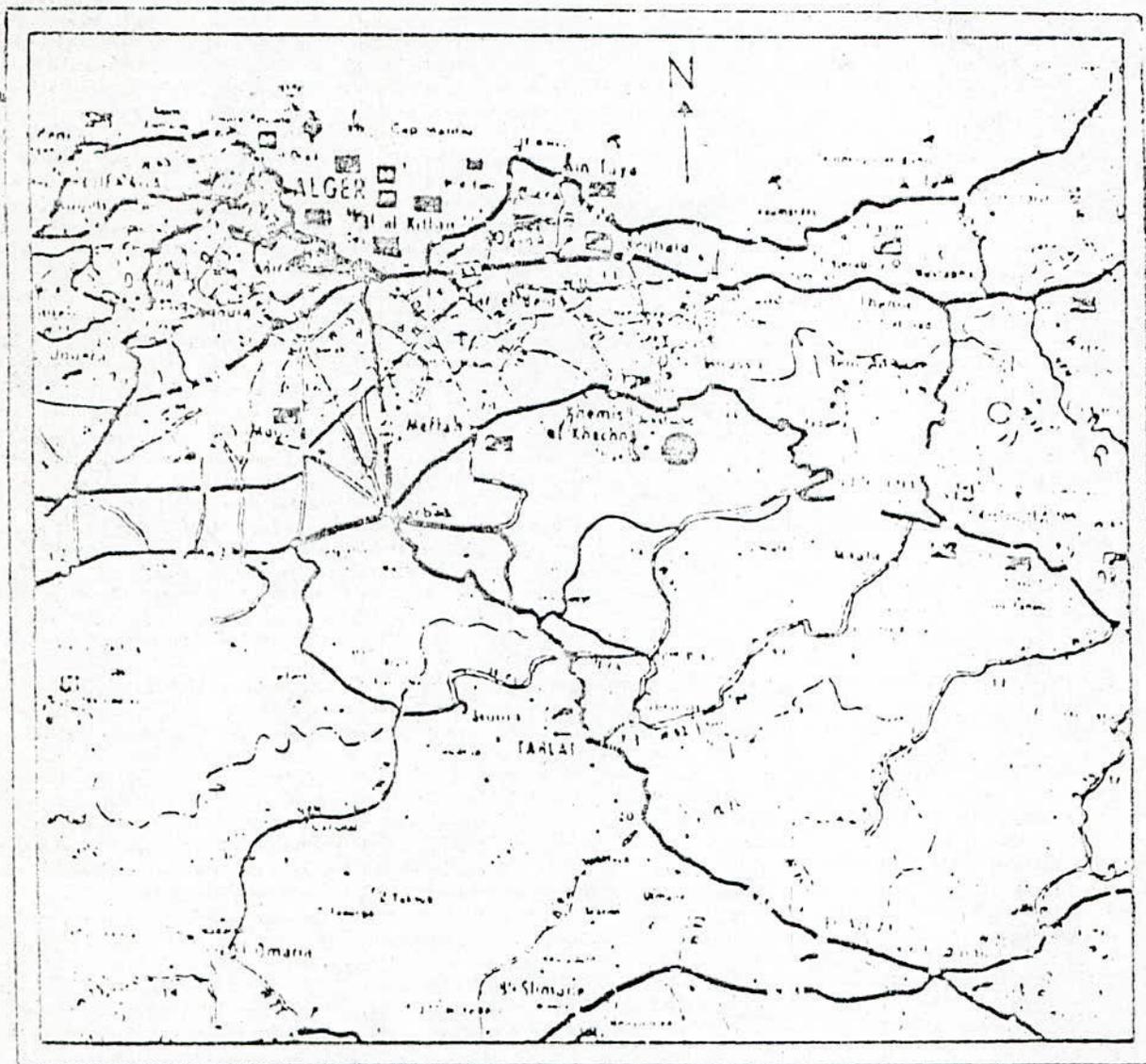


Fig.1. Localisation de la région étudiée.

Echelle : 1 / 500 000

● GISEMENT DE BOUZEGZA

B)-APERCU GEOLOGIQUE:

La région est représentée par des dépôts métamorphiques d'âge précambrien et des dépôts sédimentaires du trias, du jurassique, du crétacé, du paléogène et du quaternaire. Ces dépôts sont percés par de petites intrusions de roches acides et basiques et ont la particularité de se présenter en écaillés.

B-1)Le Précambrien:

Les dépôts du précambrien sont constitués par des schistes métamorphiques associés à des bancs de quartzites et des calcaires cristallins souvent dolomitisés.

La puissance de ces dépôts dépasse 2000m.

B-2)Le trias:

Le trias est constitué par de nombreuses écaillés de grés quartzeux et des arkoses rouges, grises à interlits de gravelites et poulingues.

La puissance est supérieure à 500m.

B-3)Le jurassique:

Le jurassique est représenté par des petits blocs dans des terrains paléogène.

Ce jurassique est représenté par les calcaires de ses unités inférieures(lias)et supérieures(Malm).

L'unité inférieure puissante de 500m et comprend des calcaires et des dolomies massives.

L'unité supérieure puissante de 150m;comprend des calcaires argileux gris clairs et des argiles rougeâtres.

B-4)Le crétacé:

Le crétacé est représenté par l'Albo-Aptien et le sénonien Il est constitué par des formations flyshoides(Alternance de grés quartzeux et d'argilite).

Quand toutes les unités constitutives du crétacé sont au maximum de leurs puissances, elles dépassent 2500m.

B-5)Le paléogène:

Le paléogène est largement répandu dans la région. Il est représenté par l'Eocène et l'Oligocène.

Les dépôts Eocène, lutetiens sont bien développés dans la région et reposent en nappes et en écaillés parmi les terrains plus anciens.

Il comprennent des calcaires massifs à foraminifères.

Les dépôts oligocène sont constitués par des flyshs (alternance de grés et marnes).

La puissance de cette série de dépôts dépasse 1000m.

B-6) Le quaternaire:

Le quaternaire est représenté par des formations récentes constituées par plusieurs types génétiques.

Les roches intrusives sont représentées par des métagabrodiorites et des granodiorites. ([1], [2])

C)-ETUDE DU GISEMENT:

C-1) Situation géographique du gisement:

Le gisement étudié est localisé sur le mont de Bouzegza. Il est situé à environ 5km au NNO du Keddara (2km à vol d'oiseau). Les coordonnées du centre de gisement sont d'après la feuille n°43-Lakhdaria: [3]

+ x=565900

+ y=368400

On y accède en empruntant une piste longue de 18km environ, menant à la stèle commémorative de Djebel de Bouzegza. Il occupe une superficie de 80 hectares. [1]

C-2) Structure et lithostratigraphie:

Le gisement est constitué par des calcaires gris, gris clairs parfois rougeâtre, à grains fins et moyens, comportant des foraminifères fissurés.

Les calcaires sont grossièrement lités et gisent sous un angle de 20 à 30 degrés dans la direction SSE et SSO.

En surface nous signalons la présence de rares karsts de diamètres allant jusqu'à 1m et 2 à 3m de profondeur.

A la base, les calcaires reposent en blocs tectonique sur des grés rougeâtres et brunâtres, friables et légèrement compactes, à ciment carbonatés et à galets de quartz datés du trias.

Ces grés limitent le gisement au Nord et Nord-Est.

Ces calcaires sont recouverts parfois par des grés massifs, siliceux, ferrugineux.

Le passage des calcaires vers les grés se fait progressivement. Au début ces grés sont compactes, ensuite ils deviennent de plus en plus friables et tendres. ([1], [3])

C-3) Tectonique:

Les calcaires de la région de Djebel Bouzegza forment une série de plis isoclinaux dont les plans axiaux s'inclinent rapidement au Nord et présentent une faible inclinaison à l'Ouest. Les calcaires sont limités à l'Est par un accident subméridien suppose tectonique, au Nord par des niveaux Eocène et une assise qui s'étend au Sud et à l'Ouest. Ces calcaires se présentent aussi sous forme de roches faiblement fissurés, dures et non statiformes. Ils se composent en grande partie de coquilles des foraminifères, parmi lesquels prédominent les munitiles.

C-4) Topographie:

Le levé topographique du gisement de Djebel Bouzegza a été effectué par les services de L'U.R.E.G sur une superficie de 80hectares à l'échelle 1/2000 avec une équidistance entre les courbes de niveau de 10m.

D'après ce plan, on peut noter que le gisement se situe dans une région très accidentée.

La région étudiée présente des côtes absolues qui varient entre 200 et 1030m.

Les terres occupées par le gisement ne sont pas exploitables par l'agriculture et présentent une absence totale d'habitants ou d'ouvrage civils pouvant gêner l'exploitation.

C-5) Estimation des réserves:

Compte tenu de la topographie très accidentée du gisement de Djebel Bouzegza, la méthode d'estimation des réserves utilisées est celle des coupes géologiques.

Les coupes géologiques figurantes en annexe ont été élaborées sur la base des données de surfaces ainsi que sur les résultats de levés géophysiques réalisés suivant les mêmes profils.

Les réserves géologiques ont été évaluées en catégorie CI et CII par la formule de calcul suivante:

$$Q = \frac{S_1 + S_2}{2} \times L \times D \quad [1]$$

Q: tonnage (T)

L: distance interprofil (m)

D: poids volumique des calcaires (g/cm³)

S₁, S₂: surfaces de l'assise utile mesurée sur les coupes (m²).

Tableau de valeurs: [1]

Bloc	Surf1(m ²)	Surf2(m ²)	L (m)	D (g/m ³)	Res (T)
1 CI	13673,37	25380,72	180	2,69	9454995
2 CI	25380,72	15055,00	160	2,69	8701767
3 CI	15055,00	26163,39	140	2,69	7761423
2 CII	13673,37	000	200	2,69	7356273
3 CII	26163,39	000	200	2,69	14075904
Total	/	/	/	/	47350362

CHAPITRE 2

APPRECIATION DES PARAMETRES
DE LA ROCHE

A-INTRODUCTION:

La connaissance des propriétés de l'agrégat en tant que roche insitu et en tant que produit fini (roche concassé) sous forme de granulats est une double nécessité:

- * nécessité technico-économique
- * nécessité commerciale

Ainsi l'estimation des réserves d'un gisement, l'étude de valorisation de la matière utile, la conduite des travaux miniers assurant la production en toute sécurité, imposent une bonne connaissance des propriétés physiques, mécaniques et chimiques du produit à exploiter.

D'autre part la nécessité commerciale impose à l'exploitant de respecter certains nombre de paramètres des granulats destinés à des usages précis (béton, route, voie ferrée, ...).

Actuellement les ingénieurs des mines imposent aux granulats des spécifications selon le type d'utilisation. Celles-ci portent sur les propriétés diverses telles que les caractéristiques physiques, intrinsèques et dimensionnelles. Chacune de ces propriétés est mesurée par des essais conventionnels définis par des modes opératoires précis.

Il en est de même pour l'agrégat; les propriétés mécaniques technologiques, géomécaniques et de déformabilité contribuent à établir correctement le projet des travaux miniers, conduire judicieusement l'exploitation du gisement et à surmonter les difficultés inhérentes à cette dernière.

a) Paramètres caractérisant les propriétés du granulat:

* Propriétés physiques:

- + Poids volumique
- + Absorption en eau
- + Porosité
- + Degré de saturation

* Propriétés intrinsèques:

- + Coefficient de broyabilité
- + Coefficient Los-Angeles
- + Coefficient Deval et Micro-Devals

b) Paramètres caractérisant les propriétés de l'agrégat:

* Propriétés mécaniques:

- + Résistance à la compression
- + Résistance à la traction
- + Résistance au cisaillement

* Propriétés technologiques:

- + Dureté
- + Degré de fissuration
- + Fissuration externe (du massif)
- + Indice de forabilité

* Propriétés géomécaniques:

- + Angle de frottement interne
- + Cohésion

* Propriétés de déformabilité:

- + Module d'élasticité d'Young
- + Module de Poisson

B)-ECHANTILLONNAGE:

Le gisement a été étudié au moyen d'un échantillonnage ponctuel de surface. Ces échantillons ont été prélevés sur (04) profils parallèles distants chacun de 140 à 150m environ l'un de l'autre. L'intervalle de l'échantillonnage est de 50m pour pouvoir recouper toutes les couches de calcaires.

Les échantillons ont été soumis à différents essais et analyses suivant les quantités suivantes:

+ Essais physico-mécaniques:

Ils ont été effectués sur 20 échantillons.

+ Essais chimiques:

Ce sont des analyses à 09 éléments effectuées sur 09 échantillons. Parallèlement aux travaux d'échantillonnage une étude géophysique par sondage électrique a été réalisée. Cette étude consiste à vérifier l'extension des calcaires en profondeur.

Le prélèvement des échantillons a été réalisé sur une superficie de 80hectares.

Les résultats détaillés des essais réalisés sont indiqués dans l'annexe à la fin de ce présent rapport.

B-1)Caractéristiques chimiques:

Les calcaires étudiés paraissent assez purs d'après les analyses chimiques réalisées sur un ensemble d'échantillons représentant toutes l'assise du gisement.

Les observations concernant chaque élément sont rassemblées dans le tableau suivant:

Tableau 2: [1]

Minéral	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	SO ₃	K ₂ O	Na ₂ O	PF
Valeur min%	0,68	0,12	0,18	50,41	0,35	0,06	0,02	0,03	43,15
Valeur max%	1,27	0,58	0,40	54,11	0,72	0,16	0,10	0,08	43,62
Valeur moy %	0,97	0,35	0,27	53,11	0,52	0,11	0,05	0,05	43,32

B-2) Propriétés physiques:

B-2-1) Poids volumique:

C'est le poids total de l'échantillon et de l'eau qu'il contient (dans sa condition naturelle) rapporté au volume total, indépendamment du degré de saturation.

Le poids volumique est estimé à partir de la formule suivante:

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

P: poids de l'échantillon (g)

V: volume de l'échantillon (cm³)

Les résultats des calculs basés sur les essais effectués par l'U.R.E.G ont donné un poids volumique de valeur moyenne égale à 2,6954 g/cm³.

B-2-2) Absorption d'eau: ab

Le coefficient d'absorption d'eau est le rapport en % de l'augmentation entre la masse de l'échantillon (Ma - Ms) entraîné par une imbibition partielle et la masse sèche de l'échantillon Ms.

Il se traduit par la formule:

$$ab = \frac{Ma - Ms}{Ms} \times 100 \quad (\%)$$

L'absorption d'eau ab est de valeur moyenne égale à 0,263%. [1]

B-2-3) Porosité: n

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

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

V_v: volume des vides (cm³)

V : volume total de l'échantillon (cm³)

Les résultats des calculs effectués à partir des résultats des essais déterminés par les services de l'U.R.E.G ont donné une valeur moyenne de la porosité n = 0,6497%

B-2-4) Degré de saturation: Sr

C'est le rapport entre le volume d'eau et le volume total des vides. Il s'exprime par la formule suivante:

$$Sr = \frac{V_w}{V_v} \times 100 \quad (\%)$$

V_w: volume occupé par l'eau (cm³)

V_v: volume total des vides (cm³).

La valeur du degré de saturation Sr est estimée en moyenne à 0,3763%.

B-3) Propriétés intrinsèques:

B-3-1) Coefficient de Broyabilité: Br

Le coefficient de broyabilité intimement lié à la résistance mécanique de la roche (plus la roche est résistante, moins le granulat produit est fin).

Il consiste en la mesure du rapport du poids des particules fines (inférieures à 1,6mm) produites par l'abrasimètre sur le poids initial des granulats de dimension 4 à 6,3mm.

$$Br = \frac{P_s}{P} \times 100 \quad (\%)$$

P_s: poids des granulats fins (dimension inférieure à 1,6mm).

P : poids initial des granulats de dimension de 4 à 6,3mm.

Le coefficient de Broyabilité Br varie de 12,80% à 14,40%. Il est en moyenne de 13,83%.

Tableau 3: Echelle de broyabilité

[7]

Br %	Broyabilité
0 - 25	très faible
25 - 50	faible
50 - 75	moyenne à forte
75 - 100	très forte

B-3-2) Coefficient Los-Angeles: LA

Il sert à déterminer la résistance des granulats à l'abrasion. Il consiste en la détermination de la résistance des granulats à la fragmentation par choc et à l'usure par frottement réciproque entre ceux-ci, et la charge broyante composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47mm de diamètre.

L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier. On mesure le pourcentage des particules fines inférieures à 1,7mm produites après un certain temps de broyage.

LA est donné par la formule suivante:

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

m: masse des particules fines (inférieure à 1,7mm)

M: masse de l'échantillon soumis à l'essai.

Le coefficient Los-Angeles LA varie de 22,28 à 23,00%. Il est en moyenne de 22,52%.

Cette valeur correspond bien à la classe des granulats calcaires et peut-être utilisé comme matériaux pour betons exceptionnels d'après tableau 4.

Tableau 4: Coefficient Los-Angeles LA, dans les principales

utilisations du granulat: [6]

Utilisation	Coeff LA (%)
Gros granulats routiers et pour bétons courants	<40%
Granulat calcaire	<32%
Pour béton de qualité	<30%
Pour bétons exceptionnels	<25%

B-3-3) Coefficient Deval (DE) et Micro-Deval (MDE):

Ces deux coefficients, tous comme le coefficient Los-Angeles LA, dépendent principalement de la nature de la roche. Ils renseignent sur la résistance à l'usure d'un échantillon de granulats.

L'essai Deval et Micro-Deval sert à la détermination de la résistance à l'attrition. L'attrition correspond à la production de particules fines par frottement mutuel entre les granulats et les pièces métalliques des engins.

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6mm produits dans un cylindre en rotation, sur un échantillon de 7kg. Il est donné par la même formule que celle du coefficient Los-Angeles. Par contre l'essai Micro-Deval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1,25mm. On place une prise d'essai dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur=210mm, longueur=170mm, épaisseur=3mm et de capacité 5l); avec un certain nombre de billes d'acier de 9,5mm de diamètre.

Le coefficient MDE est donné par la formule suivante:

$$MDE = \frac{500 - m}{5000} \times 100 \quad (\%)$$

- * m: masse totale des particules retenues sur les tamis dont les ouvertures sont 10mm, 5mm et 1,25mm.
- * Les résultats expérimentaux des essais effectués par les services de l'U.R.E.G. ont donné comme valeurs moyennes:
 - + DE=10,75%
 - + MDE=7,49%.

B-4) Paramètres caractérisant les propriétés de l'agrégat:

B-4-1) Propriétés mécaniques:

B-4-1-1) Résistance à la compression Rc:

Elle consiste à mesurer la charge principale de compression que peut supporter l'échantillon; c'est à dire qu'au delà de cette charge il y aura écrasement de l'échantillon de roches massives sous la presse.

Elle est exprimée par la formule suivante:

$$Rc = \sigma_{max} = F_{max}/S$$

F_{max}: effort maximal de compression (kg/cm²)

S : surface sur laquelle est appliqué l'effort (cm²).

Les résultats des essais établis par les services de l'U.R.E.G. ont donné une valeur moyenne de 927,81kg/cm².

B-4-1-2) Résistance à la traction Rt:

Elle représente la contrainte limite de traction qui produit le rupture de l'échantillon. Elle est donnée par la formule suivante:

$$Rt = \sigma_{maxt} = F_{maxt}/S \quad (\text{kg/cm}^2)$$

F_{maxt}: effort de traction maximal (kg)

S : surface sur laquelle est appliquée l'effort (cm²)

En pratique la résistance à la traction est mesurée indirectement par l'essai brésilien qui consiste à soumettre l'éprouvette à une compression suivant deux génératrices diamétralement opposées. Dans ce cas la résistance à la traction est déterminée par la formule suivante:

$$R_t = 2 F_{max} / (3,14 \times D \times H) \quad (\text{kg/cm}^2)$$

F_{max} : effort de compression maximal (kg)

H : longueur de l'éprouvette (cm)

D : diamètre de l'éprouvette (cm).

Les résultats des essais établis par les services de l'U.R.E.G ont donné une résistance à la traction de valeur moyenne égale à 36,90kg/cm².

Les valeurs de la résistance à la compression et à la traction nous permettent de classer le calcaire de Djebel Bouzegza comme roche résistante (voir tableau 5)

Tableau 5: Classement des roches suivant la résistance mécanique.

Roche	Faiblement résistante	Moyennement résistante	résistante	très résistante
Rc(MPa)	5	20	60	>100
Rt(MPa)	0,5	1,5	4	>20

B-4-1-3) Résistance au cisaillement R_{cis}:

Elle est déterminée à partir de la résistance à la compression à l'aide de la formule empirique suivante:

$$R_{cis} = \frac{R_c}{3} \quad (\text{kg/cm}^2)$$

On obtient après calcul: R_{cis}=309,27kg/cm².

B-4-2) Propriétés technologiques:

B-4-2-1) Dureté de la roche, f:

Selon le professeur PROTODIAKONOV, on appelle dureté de la roche de minerai, sa résistance aux actions mécaniques déterminée d'après la formule suivante:

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

R_c: résistance à la compression (kg/cm²)

Le calcul donne $f=9,28$, ce qui permet de classer le calcaire de Djebel Bouzegza dans la catégorie des roches dures, d'après l'échelle de Protodiakonov donnée dans le tableau 6.

Tableau 6: Classification des roches suivant le coefficient

de dureté: [9]

Catégorie	Degré de dureté	Roches	Coefficient de dureté
I	Extra dures	Quartzites et basaltes les plus durs, compacts et visqueux. Les autres roches exclusivement dures.	20
II	Très dures	Porphyre quartzeux, schiste siliceux, graphite très dur, grès et calcaire les plus durs	15
III	Dures	Conglomérats durs, minerais de Fer durs granite (compact) et roche de granite...	10
III, a	Dures	Calcaires durs, granites tendres, dolomie...	8
IV	Assez dures	Grès ordinaire, minerais de Fer demi-durs.	6
IV, a	Assez dures	Schistes gresseux, grès schisteux.	5
V	Demi-dures	Schistes argileux durs, conglomérat tendre.	4
V, a	Demi-dures	Schistes différents (peu durs) et marne compacte.	3
VI	Assez tendres	Schistes tendres, calcaire très tendre, sel, gypse	2

VII	Tendres	Argile compacte, morts terrains	1
VIII	Roches terreuses	Terre végétale	0,6
IX	Roches ébouleuses	Sable, gravillon	0,5
X	Roches mouvantes	Roches mouvantes	0,3

B-4-2-2) Indice de continuité: Ic

Il est défini pour une roche donnée par référence à une roche idéale de même composition minéralogique qui ne présenterait aucune discontinuité. Le paramètre de comparaison est la vitesse de propagation des ondes longitudinales V_L qui est très sensible à l'état de fissuration et d'altération des roches.

L'instrument de mesure de la vitesse de propagation des ondes longitudinales est un appareil géophysique (appareil à ultrason) qui mesure le temps de parcours de l'onde de bout en bout de l'échantillon auquel on a placé un émetteur et un récepteur piézométriques par lesquels les impulsions électriques sont envoyées.

(Captage du temps par affichage numérique direct sur l'appareil).

La vitesse de propagation de l'onde est donnée par la formule suivante:

$$V_{Lm} = \frac{L}{t} \quad (m/s)$$

V_{Lm} : vitesse de l'onde mesurée sur la roche (m/s)

L : longueur de l'échantillon (m)

t : temps de propagation de l'onde à travers l'échantillon (s).

La vitesse de propagation de l'onde déterminée théoriquement à partir de la composition minéralogique V_{Lc} et la vitesse déterminée expérimentalement V_{Lm} permettent, en les comparant, de calculer l'indice de continuité qui est donné par la formule suivante:

$$I_c = 100 \times \frac{V_{Lm}}{V_{Lc}} \quad (\%)$$

V_{Lm} : vitesse de propagation mesurée dans la roche (m/s)

V_{Lc} : vitesse de propagation théorique donnée dans le tableau 7: (m/s)

Tableau 7: Vitesse de l'onde longitudinale dans un milieu.

+ Norme française:

Milieu	Vitesse (m/s)
Amphibolites	6500
Calcaires	6000 à 6500
Calcaires dolimitiques	6500 à 7500
Gabbros	7000
Granite et roches granitiques	5500 à 6000
Roches métamorphiques	6000
Roches siliceuses	6000
Diorites	6500

La vitesse longitudinale mesurée est en moyenne égale 5863,54m/s.
La vitesse de l'onde longitudinale théorique suivant le milieu d'étude est de 6500m/s.

On remarque, en appliquant la formule de l'indice de continuité, que ce dernier est égale en moyenne à 90,21%. Ceci permet de dire que la roche étudiée est de bonne qualité (voir tableau 8).

Tableau 8:

Indice de continuité I_c (%)	Qualité de la roche (continuité de la matière)
95 - 100	Très bonne roche
90 - 95	Bonne roche
75 - 90	Roche de qualité moyenne
50 - 75	Roche de qualité médiocre
25 - 50	Roche de mauvaise qualité
<25	Roche de très mauvaise qualité

B-4-2-3) Degré de fissuration: DF

Il exprime la proportion en volume des vides correspondants aux seules fissures.

Le degré de fissuration dépend de la porosité n et de l'indice de continuité I_c , et est donné par les deux formules suivantes:

* si $n < 5\%$: (roches peu poreuses)

$$DF = \frac{100 - I_c}{100}$$

* si $n > 5\%$: (roches poreuses)

$$DF = \frac{100 - I_c - 1,4n}{100 - 1,4n}$$

Comme la porosité, déterminée précédemment, est supérieure à 5% ($n=6,49\%$), le degré de fissuration se calcule par la relation:

$$DF = \frac{100 - I_c - 1,4n}{100 - 1,4n}$$

on trouve, $DF=8,96\%$.

Le degré de fissuration calculé nous permet d'affirmer que la roche étudiée est de degré de fissuration très faible (tableau 9). D'après ce dernier on peut conclure que la roche est compacte. [7]

Tableau 9: Classification du degré de fissuration dans les roches

DF %	Degré de fissuration
>80	Très fort
75	Fort
50	Moyen
25	Faible
<10	Très faible

B-4-2-4) Fissuration externe (du massif):

En général les massifs de roches dures sont divisés en blocs structuraux par des systèmes de fracturation naturelle appelée fissuration. Cette dernière joue un rôle important et sa connaissance permet le choix correct de la méthode d'exploitation la plus rationnelle.

L'assurance de la stabilité des pentes et la réalisation du plan de tir à rendement optimal.

Les massifs rocheux sont classés en catégories suivant la distance moyenne entre les fissures. L'étude géologique du gisement a montré qu'il est fissuré (constatation faite insitu). Les fissures sont longues, pratiquement subverticales et distantes l'une de l'autre de 0,5 à 1,0m; ce qui permet de classer le massif de Djebel Bouzegza dans la catégorie III (voir tableau 10).

Tableau 10: Classification du massif suivant la fissurité.

Catégorie	Degré de fissuration du massifs en blocs	Distance moyenne entre les fissures
I	Massif exclusivement fissuré (en petits blocs)	0 — 0,1
II	Massif fissuré à grandes fissures (en gros blocs)	0,1 — 0,5
III	Massif moyennement fissuré (en très gros blocs)	0,5 — 1,0
IV	Massif faiblement fissuré (en très gros blocs)	1,0 — 1,5
V	Massif pratiquement monolithique (exclusivement en énormes blocs)	>1,5

B-4-2-5) Indice de forabilité If:

Il définit le degré de forabilité de l'outil de foration sur la roche, il est donné par la formule suivante (formule empirique)

$$If = 0,007 \times (Rc + Rcis) + 0,7\gamma \quad [9]$$

Rc, Rcis: Résistance à la compression et au cisaillement (kgf/cm²)
 γ : poids volumique de la roche (g/cm³)

Après calcul, nous obtenons une valeur de If égale à 10,55; ce qui nous permet de classer le calcaire de Djebel Bouzegza dans la catégorie des roches dures d'une forabilité moyenne (tableau 11).

Degré de forabilité	Indice de forabilité
Très facile	1,0 — 5,0
Facile	5,1 — 10,0
Moyenne	10,0 — 15,0
Difficile	15,1 — 20,0
Très difficile	20,1 — 25,0

B-4-3) Propriétés géomécaniques:

Elles permettent d'apprécier la stabilité du massif sous l'effet d'une action mécanique (poids des roches) ou hydraulique (pression de l'eau dans le massif).

B-4-3-1) Angle de frottement interne:

Il caractérise l'obliquité d'une couche, il est déterminé par la formule suivante:

$$\phi = \text{Arcsin} \frac{R_c - 4R_t}{R_c - 2R_t} \quad [6]$$

ϕ : angle de frottement interne de la roche. ($^{\circ}$)

R_c , R_t : Résistance à la compression et à la traction (kg/cm^2).

Après calcul on obtient:

$$\phi = 66 \text{ degrés}$$

L'angle de frottement interne du massif est déduit de celui de la roche en le multipliant par un coefficient de correction $K = 0,8$

Après calcul on obtient $\phi_m = 52,8 \text{ degrés}$.

B-4-3-2) Cohésion C:

Elle exprime le degré de cimentation des grains composants la roche elle est donnée par la formule:

$$C = \frac{R_t \times R_c}{2 \times (R_c \times R_t - 3R_t^2)^{1/2}} \quad [6]$$

Le calcul aboutit à une valeur: $C = 94,45 \text{ kg/cm}^2$.

La cohésion du massif est obtenue à partir de celle de la roche en lui affectant les facteurs de correction suivants:

$$C_m = C \times a \times b \times c$$

a: coefficient de fissuration du massif rocheux (catégorie III, $a=0,1 \text{ — } 0,5$).

b: coefficient de la diminution de la cohésion du massif à cause de son contact avec l'eau (humidité, altération) $b=0,2 \text{ à } 1,0$ (on prendra la valeur moyenne $0,6$).

c: coefficient d'affaiblissement de la cohésion à cause du temps (fatigue de la structure).

$c=0,7 \text{ à } 0,8$ (on prendra la valeur moyenne $0,75$).

On obtient le résultat de:

$$C_m = 12,75 \text{ kg/cm}^2.$$

B-4-4) Propriétés de déformabilité:

Elles expriment l'état de déformation de la roche sous l'effet d'actions mécaniques, ces propriétés sont définies par deux modules:

* Module de Young dynamique, E_d .

* Module de Poisson; μ .

B-4-4-1) Module de Young dynamique E_d :

C'est le coefficient de proportionnalité entre la contrainte normale σ_c et la déformation linéaire relative dans la même direction que la contrainte $\epsilon_l = \frac{\Delta l}{l}$

Il est défini par la formule suivante:

$$E_d = \frac{\sigma_c}{\epsilon_l}$$

La méthode classique de détermination du module de Young dynamique est celle du calcul de la célérité de l'onde longitudinale traversant un échantillon en éprouvette.

Le module de Young E_d est donné par la formule suivante:

$$E_d = \gamma \times V_m^2$$

γ : masse volumique (kg/m^3)

V_m : vitesse de l'onde longitudinale traversant l'échantillon m/s .

Le calcul donne comme résultat: $E_d = 52670,82 \text{ MPa}$.

Ce qui nous permet de classer le calcaire de Bouzegza comme roche très raide (tableau 12).

Tableau 12: Classification des roches en raideur d'après le module E_d .

Roche	Très déformable	Moyennement déformable	Raide	Très raide
Module de Young E_d (MPa)	<2000	10000 — 20000	50000	>80000

B-4-4-2) Module de Poisson :

Le module de Poisson μ , relie les déformations relatives longitudinales: $\epsilon_l = \frac{\Delta l}{l}$ à celle transversales $\epsilon_t = \frac{\Delta d}{d}$

Il est exprimé par la formule suivante:

$$\mu = \frac{|\epsilon_t|}{|\epsilon_l|} = \frac{\left| \frac{\Delta d}{d} \right|}{\left| \frac{\Delta l}{l} \right|}$$

Expérimentalement le coefficient de Poisson dynamique est déterminé par l'expression suivante:

$$\mu = \frac{v_m^2 - 2v_p^2}{2(v_m^2 - v_p^2)}$$

+ v_m : vitesse de propagation des ondes longitudinales (m/s)

+ v_p : vitesse de propagation des ondes transversales (m/s).

Cette dernière est prise théoriquement (à cause de l'impossibilité de mesure sur un échantillon en éprouvette).

Nous l'avons prise égale à 3000 m/s (d'après expérience de Langefors).
Après calcul nous trouvons une valeur de $\mu = 0,32$.

Tableau récapitulatif des propriétés principales de la roche du gisement de
Djebel Bouzegza:

Propriétés	Symbole	Unité	Valeur max	Valeur min	Valeur moy
Poids volumique	γ	g/cm ²	2,7151	2,6768	2,6954
Absorption d'eau	Ab	%	0,374	0,088	0,263
Porosité	n	%	0,940	0,236	0,6497
Degré de saturation	Sr	%	0,3940	0,3325	0,3763
Los-Angeles	LA	%	23,00	22,28	22,52
Broyabilité	Br	%	14,40	12,80	13,83
Deval	DE	%	12,30	9,24	10,75
Micro-Deval	MDE	%	7,66	7,20	7,49
Résistance à la compression	Rc	kg/cm ²	1232,00	681,33	927,81
Résistance à la traction	Rt	kg/cm ²	53,57	29,56	36,90
Résistance au cisaillement	Rcis	kg/cm ²	410,66	227,11	309,27
Dureté	f	-	-	-	9,28
Vitesse longitudinale	V _{Lm}	m/s	6428,17	5492,75	5863,54
Indice de continuité	Ic	%	98,87	84,50	90,23
Degré de fissuration	DF	%	-	-	8,96

Indice de forabilité	If	%	-	-	8,96
Angle de frottement interne	ϕ	degré	-	-	66
Cohésion	C	kg/cm ²	-	-	94,45
Module de Young	Ed	MPa	-	-	52670,82
Coefficient de Poisson	μ	-	-	-	0,32

Les valeurs du tableau obtenues lors des différents essais de laboratoire montrent que les calcaires étudiés sont durs et peuvent servir dans plusieurs domaines tels que la préparation des bétons de différents types et pour la construction de chaussées souples et rigides.

CONCLUSIONS:

Les principales propriétés physiques et mécaniques mesurées ou calculées lors de la réalisation des essais sur la roche du massif Djebel Bouzegza témoignent du bon comportement de cette roche et confirme sa bonne qualité.

L'étude des caractéristiques chimiques nous permet de dire que les granulats qui seront produits à partir des calcaires de Djebel Bouzegza seront assez purs et ne renfermeront pas d'éléments nocifs.

A partir de toutes ces remarques nous pouvons en conclure que la matière première du gisement répond dans une large proportion aux exigences industrielles en vigueur dans la production des agrégats. Ces agrégats peuvent être utilisés dans le béton de construction, dans la construction des routes et comme ballast ferrovier.

CHAPITRE 3

ETUDE DE LA STABILITE DES TALUS DES BORDS DE LA CARRIERE

III) ETUDE DE LA STABILITE DES TALUS DES BORDS DE LA CARRIERE:

A) Introduction:

L'exploitation à ciel ouvert est accompagnée par un dégagement de surface libre mettant en cause l'équilibre naturel du massif, dans ces conditions l'assurance de la stabilité des bords de la carrière s'avère indispensable pour mener d'une manière rentable et dans la sécurité l'ensemble des travaux miniers envisagés.

L'étude de la stabilité a pour tâche essentielle de déterminer l'angle optimal d'inclinaison des talus en fonction de leur hauteur et de la nature des roches qui les constituent.

Cet angle doit permettre de réduire au minimum la déformation des talus des bords de la carrière et d'assurer leur stabilité pour toute la durée de l'exploitation.

A-1) Classification des mouvements de terrains: [11]

Les mouvements des terrains les plus fréquents sont classés en:

- * Les écroulements;
- * Les glissements;
- * Les fluages;
- * Les coulées boueuses.

A-1-1) Les écroulements:

Les écroulements sont des chutes soudaines de masses rocheuses. Ils sont spectaculaires et dangereux, mais sont en général très rares (voir fig III-1).

A-1-2) Les glissements:

Ce sont des mouvements de masses plus ou moins rapides suivant une surface de faible résistance.

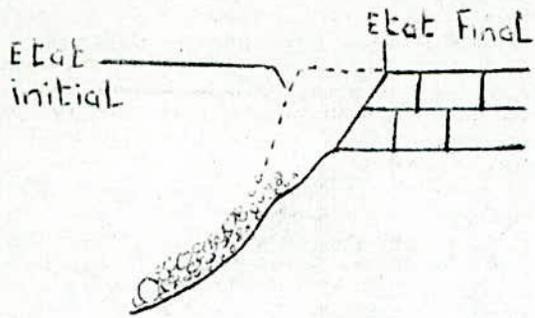
Les vitesses de glissements peuvent être variables, dans certains cas le glissement est précédé de signes de craquements, dans d'autres cas il est brutal.

A-1-2-1) Glissement plan:

Il se produit sous l'action des forces de gravité suivant un plan. Dans ce cas la ligne de rupture suit une couche mince de mauvaise caractéristique (surface d'affaiblissement) sur laquelle s'exerce souvent l'action de l'eau (voir fig III-2).

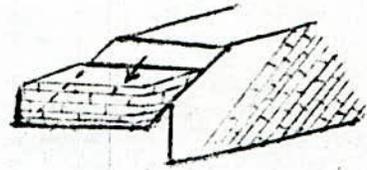
A-1-2-2) Glissement rotationnel:

Il s'agit d'un mouvement lent se produisant par translation avec rupture circulaire dans les sols, les remblais rocheux, ou dans les massifs rocheux très fracturés.



calcaire

Fig III.1 : Eroulement



calcaire

Fig III.2 : Glissement plan

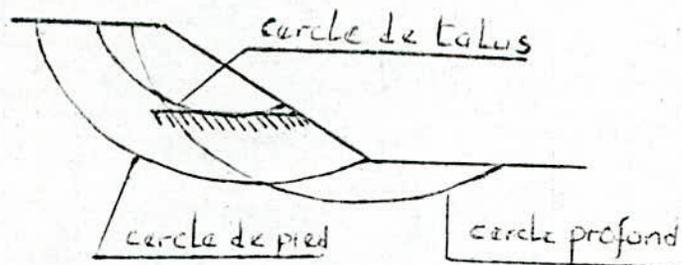
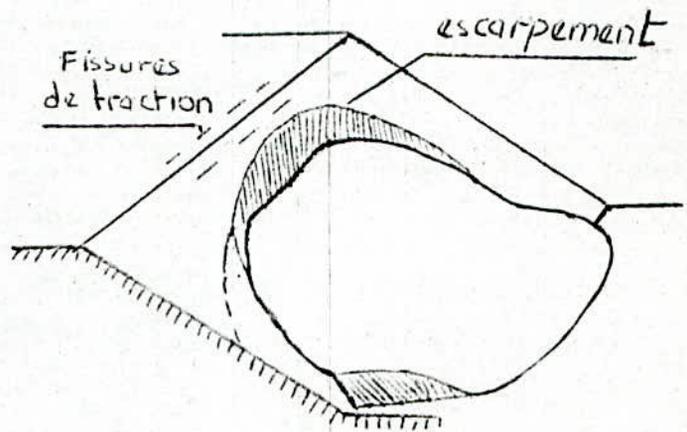
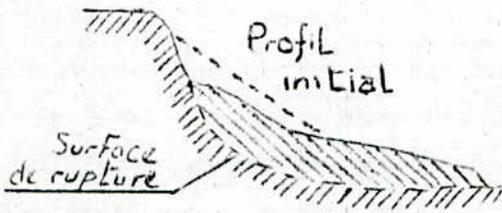


Fig III.3 : Glissement rotationnel

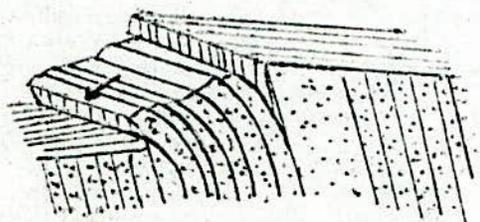


Fig. III. 4 : Basculement

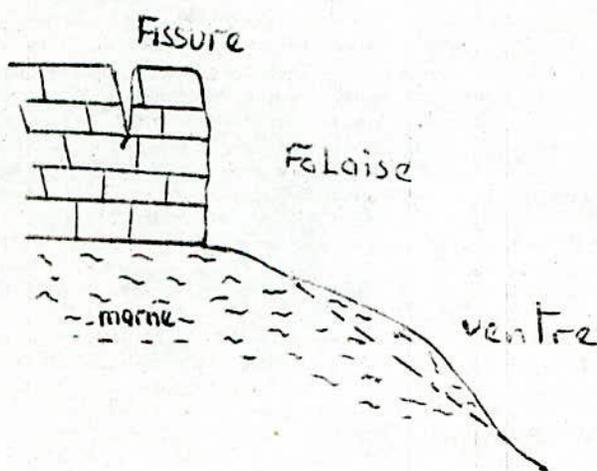


Fig. III. 5 : FLuage

Il est possible de rencontrer des glissements multiples "emboîtés" les uns les autres, dus souvent à la suppression de la butée provoquée par le glissement précédent, ce qui entraîne des glissements successifs (voir fig III-3).

A-1-3) Basculements:

Ce sont des mouvements de terrains qui agissent par renversement de roches stratifiées ou schisteuse, avec des ruptures amorcées par des flambages, des flexures, et aboutissant à un basculement. Ces phénomènes se produisent dans des roches très stratifiées, à pendage très fort (voir fig III-4).

A-1-4) Fluage:

Le fluage correspond à des mouvements lents dus à des sollicitations proches de la rupture (domaine plastique). L'état ultime peut être, soit la stabilisation, soit la rupture.

Le banc de marne flue sous le poids de la falaise calcaire, ceci peut entraîner une fissuration du banc calcaire peu déformable et un risque d'écroulement de falaise (voir fig III-5).

A-1-5) Coulées boueuses:

Les coulées boueuses et de terres sont dues à des écoulements d'eau transportant des matériaux solides. Elles se produisent essentiellement en montagne.

B) - Calcul de la stabilité:

La stabilité est généralement estimée à l'aide d'un coefficient de sécurité F_s ou "facteur de sécurité":

$$F_s = \frac{\text{Force résistante au mouvement de la masse supposée instable}}{\text{Force provoquant le mouvement de la masse supposée instable}}$$

Ce facteur est considéré comme le rapport de la force totale mobilisable pour résister à la rupture, sur la force totale qui tend à provoquer cette rupture.

La stabilité des talus ou tout autre ouvrage civil, est estimée selon les trois cas suivants:

- * $F_s < 1$ ————— Le talus est instable
- * $F_s = 1$ ————— le talus est à l'état d'équilibre limite
- * $F_s > 1$ ————— le talus est stable.

Dans la pratique minière on considère les talus stables pour un coefficient de sécurité $F_s = 1,15$ à $1,30$.

Cette précaution tient compte:

- + des erreurs dues à l'inexactitude de la méthode de calcul de la stabilité du bord de la carrière;
- + de l'incertitude sur la validité des données sur les propriétés du massif;
- + des principaux facteurs influençant la stabilité des pentes tels que la nature des terrains, l'eau souterraine etc...

B-1) Méthode de calcul de la stabilité des talus:

Il existe plusieurs méthodes de calcul de la stabilité des talus. Nous proposons de faire cette étude par la méthode de calcul suivant la surface cylindrique de glissement. Cette méthode aboutit à la détermination du coefficient de sécurité en passant par plusieurs étapes.

B-1-1) Détermination de l'angle du talus des bords de la carrière:

L'inclinaison du talus des bords de la carrière est déterminée par l'angle β qui est donné par la formule suivante:

$$\beta = \text{Arctg} \left[\frac{H \cdot \gamma}{2C_m \cotg (45 - \phi/2) - H\gamma} \cdot \text{tg} \phi \right] \quad [18]$$

H: hauteur maximale du talus (m);

C_m : cohésion du massif (kg/m²);

ϕ : angle de frottement interne (°);

γ : poids volumique (kg/m³).

B-1-2) Détermination de la surface de glissement:

La forme et l'emplacement de la surface de glissement dans le massif rocheux, situé aux environs du talus, sont déterminés par une construction géométrique.

Dans un massif homogène, les surfaces de glissement apparaissent à partir de H_{90} (profondeur d'affaiblissement).

Cette dernière est donnée par la formule suivante:

$$H_{90} = 2(C_m / \gamma) \cdot \cotg \varepsilon \quad [18]$$

avec: $\varepsilon = 45 - \phi/2$

C_m : cohésion du massif (kg/m²);

γ : poids volumique (kg/m³);

ϕ : angle de frottement interne (°).

Avant la construction géométrique de la surface de glissement, il faudrait évaluer la largeur du prisme d'effondrement.

Cette dernière peut être estimée par la formule suivante:

$$A = \frac{2H \left[1 - \cotg \beta \cdot \text{tg} \frac{\beta + \phi}{2} \right] - 2H_{90}}{\cotg \varepsilon + \text{tg} \frac{\beta + \phi}{2}} \quad [18]$$

H: hauteur maximale du talus (m);
 β : angle du talus des bords de la carrière ($^{\circ}$);
 ϕ : angle de frottement interne ($^{\circ}$).

B-1-3) Construction géométrique de la surface de glissement:

On considère le talus de hauteur H et d'inclinaison β . A partir de la largeur du prisme d'effondrement (A) et la profondeur limite (H90). On établit le point B. On trace ensuite la droite BB' issue du point B et faisant un angle ξ par rapport à la droite verticale BC. De la même façon, à partir du point M, au pied du gradin on trace la droite MM' faisant un angle ξ par rapport à MN.

En traçant les deux perpendiculaires à BB' et MM', on remarque que ces dernières se coupent en un point O. C'est le centre du cercle de glissement de rayon R.

On trace l'arc de cercle représentant la surface de rupture du talus en joignant les points B et M.

L: représente la longueur de la surface de glissement (voir fig III-6).

B-1-4) Détermination du coefficient de sécurité:

La stabilité des talus est basée sur la théorie de l'équilibre du prisme d'effondrement et dépend des propriétés physico-mécaniques des roches (poids volumique, cohésion, angle de frottement interne).

Le coefficient de sécurité est défini comme étant le rapport des forces de maintien du talus sur celles pouvant provoquer l'écrasement.

Pour sa détermination, on utilise la méthode de sommation algébrique des forces suivant la surface cylindrique de glissement. Cette méthode consiste à partager l'aire limitée par la surface de glissement et par la ligne du talus, en tranches d'épaisseur b_i et de hauteur moyenne h_i , et à évaluer ensuite les forces agissantes sur chaque tranche pour pouvoir estimer le coefficient de sécurité.

Prenons par exemple la tranche (a, b, c, d) (fig 6-a): les forces agissantes sur cette tranche sont les suivantes:

* les forces de maintien:

la composante R (réaction du massif):

$$R_i = N_i * \operatorname{tg} \phi = P_i * \cos \beta * \operatorname{tg} \phi$$

ϕ : angle de frottement interne du massif ($^{\circ}$);

β : inclinaison du talus des bords de la carrière. ($^{\circ}$)

la force de cohésion C_i :

$$C_i = C_m * L_i$$

C_m : cohésion du massif;

L_i : largeur de la tranche.

* les forces tendant à provoquer l'écrasement:

Les forces d'écrasement sont représentées par les forces tangentielles T_i :

$$T_i = P_i * \sin \beta$$

A partir de toutes ces forces, on peut tirer le coefficient de sécurité de la tranche (a, b, c, d). Il est donné par la formule suivante:

$$F_{si} = \frac{P_i * \cos \beta * \operatorname{tg} \phi + C_i * L_i}{P_i * \sin \beta}$$

En considérant que le massif est sec et homogène nous avons:

$$+ P = \sum_{i=1}^n P_i$$

n: nombre de tranches;

P_i: poids de la tranche;

P: poids de la surface de glissement par unité de longueur.

+ La réaction du massif:

$$R = \sum_{i=1}^n R_i$$

+ La cohésion du massif:

$$C = C_m * L_i = C_m * \sum_{i=1}^n L_i = C_m * L.$$

L: longueur du prisme d'effondrement.

Elle est déterminée graphiquement à partir de l'échelle utilisée pour la construction de la surface de glissement.

D'où finalement le coefficient de sécurité du talus étudié est donné par la formule suivante:

$$F_s = \frac{P \cos \beta * \operatorname{tg} \phi + C_m * L}{P \sin \beta}$$

Les données des calculs et leurs résultats sont récapitulés dans le tableau suivant:

Tableau récapitulatif des résultats de l'étude de stabilité du talus des bords de la carrière:

Caractéristiques du massif			Eléments du talus		Eléments de la surface de glissement			Coefficient de sécurité
C _m (Kg/m ²)	φ (°)	(Kg/m ³)	H _{max} (m)	β (°)	A(m)	L(m)	H ₉₀ (m)	F _s
12,75 . 10 ²	52,8	2,69 . 10 ³	40	55	3,42	46	2,93	1,19

C)-Interprétation des résultats:

Le résultat de calcul du coefficient de sécurité F_s, montre qu'il n'y aura pas de glissement du talus et de ce fait nous pouvons considérer que le bord de la carrière est stable.

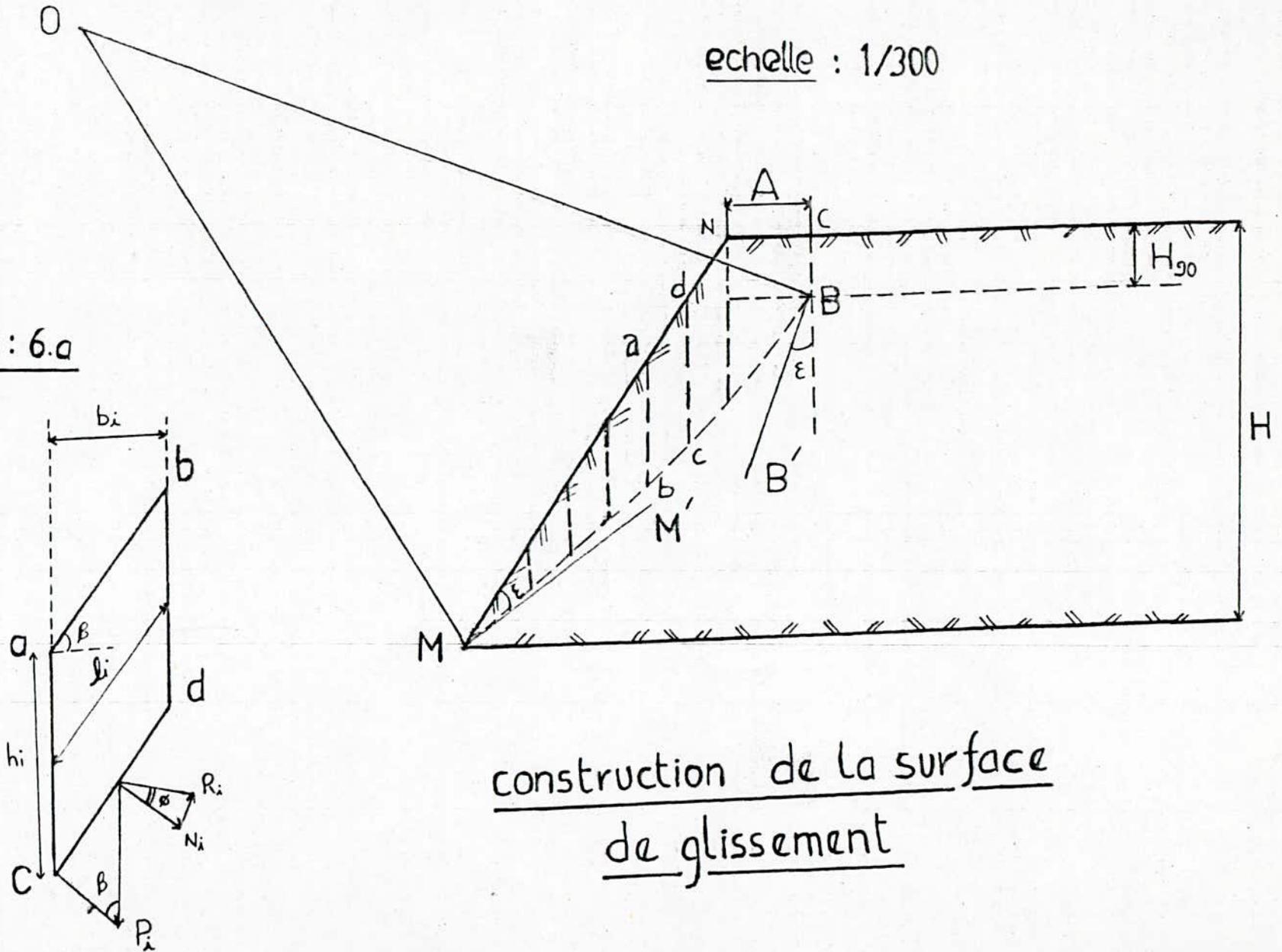
D-CONCLUSION:

Etant donné que les bords de la carrière sont stables, nous pouvons considérer, pour les prochains chapitres; le contour du champ minier tel qu'il a été défini sur le plan de calcul des réserves (voir plan 1) et par conséquent prendre en considération les réserves évaluées par les services de l'U. R. E. G.

FIG. III.6

echelle : 1/300

fig : 6.a



construction de la surface
de glissement

CHAPITRE 4

CONDITIONS TECHNICO-MINIERES ET METHODE D'EXPLOITATION DU GISEMENT

A-CONDITIONS TECHNICO-MINIERES DE LA CARRIERE:

A-1) Limites du gisement:

Le gisement de calcaire de Djebel Bouzegza est limité en surface tel qu'il est représenté sur le plan de calcul de réserves. En profondeur, les limites sont représentés sur les coupes géologiques, la profondeur maximale de la carrière est admise à environ 160m.

A-2) Production de la carrière:

A-2-1) Régime de fonctionnement de la carrière:

Le régime est planifié d'après la production annuelle en matières premières. Ce régime est défini comme suit:

- * nombre de jours ouvrables par an: $NA=260j/an$;
- * nombre de jours ouvrables par semaine: $Ns=5j/semaine$;
- * nombre de poste par jour: $Np=1p/jour$;
- * nombre d'heure par poste: $Nh=8h/poste$.

A-2-2) Capacité annuelle de production:

En tenant compte des moyens dont disposent les entreprises minières, et des réserves géologiques du gisement, on a proposé d'assurer une capacité de production de 894400t/an en produits finis.

A-2-3) Production journalière:

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

$$A_j = A / NA$$

où: A: représente la production annuelle en produits finis;
NA: nombre de jours de travail par an.

Après calcul, la valeur obtenue est $A_j=3440t/j$.

A-2-4) Production horaire:

La production horaire en produits finis est donnée par la formule suivante:

$$A_h = A_j / N_h$$

où: A_j : représente la production journalière;
 N_h : nombre d'heure de travail par jour.

Le calcul nous donne: $A_h=430t/h$.

A-2-5) Durée de vie de la carrière:

Suivant la production annuelle de la carrière et la quantité des réserves exploitables Q estimée à 47350362T et en supposant que les pertes d'exploitation (abattage incomplet) sont de 25%, celle dues à la dilution et de transport de 5% environ.

La durée d'exploitation est donnée par la formule suivante:

$$D = Q / (A * (1 + P\%)) \quad (\text{an}) \quad [7]$$

où: Q: réserves exploitables du gisement; [t]

A: production annuelle en produits finis; [t]

P: pourcentage des pertes P=30%.

Après calcul on trouve T=40,7ans.

En tenant compte des travaux de mise en place de la station de concassage des travaux préparatoires; ainsi que la fermeture de la carrière, on peut dire que la durée de vie de la carrière est d'environ 42ans.

B-SYSTEME D'EXPLOITATION:

A partir des conditions naturelles du gisement et les éléments de la carrière (profondeur, hauteur des gradins, limites supérieure et inférieure...) le système d'exploitation que nous pouvons retenir est le suivant:

* Abattage de la roche à l'explosif;

* Chargement par pelle;

* Transport des roches abattues par camion.

L'exploitation du gisement se fait par gradins successifs, et la matière utile extraite ayant traversée le stade de concassage sera stockée sur une plate forme aménagée à cet effet.

L'ensemble de ces processus représente la technologie de l'exploitation à ciel ouvert.

La chaîne technologique reliant les différents engins miniers entrant dans la mécanisation complexe doit offrir un schéma simple et efficace permettant une rapidité et une souplesse dans les différents processus d'abattage, de chargement et de transport, afin d'établir un rendement maximal.

B-1) Eléments du système d'exploitation:

Les principaux éléments du système d'exploitation à ciel ouvert sont:

B-1-1) Hauteur du gradin:

La hauteur du gradin est prise en fonction des propriétés physico-mécaniques de la roche, des moyens techniques, de l'organisation des travaux d'abattage et de chargement; sans oublier la raison la plus importante qui est la sécurité. Pour toutes ces raisons et en tenant compte de la production de la carrière, la hauteur adoptée est de 20m.

B-1-2) Angle de talus du gradin:

L'angle d'inclinaison du talus dépend des paramètres de travail des engins miniers, de la dureté des roches, de la sécurité etc... Comme le calcaire est une matière assez dure, l'angle moyen du talus correspondant à la classe de dureté 8-14 est égale à 70 (voir tableau 14).

Tableau 14: Angle de talus en fonction de la dureté

Caractéristiques des roches	Coefficient de dureté	Angle de talus du gradin
Extrêmement dures	15-20	75-85
Dures	8-14	60-75
Moyennement dures	3-7	50-60
Tendres	1-2	35-50
Meubles et végétaux	0,6-0,8	20-35

B-1-3) Plate forme de travail:

La largeur de la plate forme de travail est commandée par les dimensions des engins miniers et par la technique de tir. Dans notre cas, puisque l'abattage se fait à l'explosif, la largeur minimale de la plate forme de travail est donnée par la formule suivante:

$$L_p = Z + T + D + X + A \quad (m) \quad [19]$$

avec:

- * Z: largeur du prisme éventuel d'éboulement (m);
- * T: largeur de la voie de transport (m);
- * D: distance entre l'arrête inférieure du tas et la voie de transport ou berme de sécurité, (m)

La valeur Z est donnée par la formule suivante:

$$Z = H * (\cotg \gamma - \cotg \alpha) \quad (m)$$

- * H: hauteur du gradin (m);
- * α : angle de talus du gradin en exploitation ($^{\circ}$);
- * γ : angle de talus du gradin en liquidation ($^{\circ}$).

nous avons:

$$H=20m \quad \alpha=70^{\circ} \quad \gamma=60^{\circ}$$

d'où $Z=4,26m$

- * A: largeur de l'enlevure en massif (m);
- * X: largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure (m).

Ce paramètre dépend des propriétés physico-mécaniques des roches, des éléments du système d'exploitation (hauteur du gradin, angle d'inclinaison du talus) et des paramètres des travaux de forage et de tir, il est donné par la formule suivante:

$$X = 3,5 * H * F * (q/H) * (0,65 + 0,35 \cos \theta) \quad (m)$$

* F: indice de classification des roches selon leurs difficultés à l'exploitation:

$$F=7 \quad [15]$$

* q: consommation spécifique de l'explosif utilisé:

$$q=0,45\text{kg/m}^3$$

La valeur de q est déterminée lors du calcul des paramètres du plan de tir.

* θ : angle formé par la direction du talus du gradin et la direction de la rangée des trous ($^\circ$):

$$\theta=90^\circ$$

Après calcul, on obtient $X=20,64\text{m}$.

* D: distance entre l'arrête inférieure du tas abattue et la voie de transport ou berne de sécurité:

$$D=0,2 \times H$$

ce qui nous donne $D=4\text{m}$.

* T: largeur de la voie de transport; pour une circulation à double sens, on peut l'admettre à $T=10\text{m}$;

* A: largeur de l'enlèvement du massif. Elle est donnée par la formule suivante:

$$A = 2 \times a$$

* a: espacement des rangées de trous de mine:

$$a=3,74\text{m} \text{ (cf chap 4: paramètres du plan de tir).}$$

d'où nous obtenons une valeur de $A=7,48\text{m}$.

Finalement la largeur totale de la plate forme de travail est égal à $46,38\text{m}$;

$$\text{Soit } L_p=46,5\text{m.}$$

B-1-4) Longueur du bloc en exploitation:

Suivant la longueur, un gradin peut être divisé en bloc que l'on exploite par des moyens d'abattage et de chargement indépendants. La longueur du bloc varie généralement entre 100 et 250m lorsque le transport se fait par camion. Pour le cas du gisement de Djebel Bouzegza, la longueur du bloc est déterminée pour la production hebdomadaire (voir chap 4).

B-1-5) Sens de déplacement du front de taille:

L'orientation du front d'abattage joue un rôle important lors de l'abattage à l'explosif et un effet considérable pour la stabilité du talus.

Etant donné le relief montagneux du gisement de Djebel Bouzegza et son exploitation prévue de haut vers le bas, le front de taille pourra être disposé parallèlement au gisement des couches, son déplacement sera donc transversal à cette direction.

C-METHODE D'EXPLOITATION PROPOSEE:

La méthode d'exploitation est définie comme étant la méthode utilisée pour l'extraction de la quantité de matière identifiée. Le choix de la méthode d'exploitation se fait en tenant compte des conditions géologiques et techniques du gisement.

La méthode d'exploitation du gisement de Djebel Bouzegza envisagée; est l'exploitation par tranchées successives en pleine largeur. La tranchée inférieure ne démarrant que peu avant la fin de la tranchée précédente.

L'exploitation se fera par des gradins haut de 20m. Ces derniers sont préparés par creusement de tranchées d'accès à partir de la piste principale, ce qui permet d'obtenir le front initial des travaux.

Pour des raisons de sécurité nous proposons de laisser une berme de sécurité de 5m à la fin de l'exploitation de chaque niveau.

C-1) Abattage:

L'abattage exprime en terme minier la fragmentation du massif rocheux, afin que le matériau soit repris aisément par les engins miniers et acheminé vers les points de réception.

Le choix de la méthode d'extraction dépend du type de la roche, de ses propriétés physico-mécaniques et des paramètres techniques des engins miniers utilisés, ainsi que des exigences fixés à la qualité de la matière extraite (blocométrie).

L'opération d'abattage s'articule en trois points:

- * Forage des trous de mines;
- * Chargement des trous par les explosifs;
- * Tir.

C-1-1) Choix de la sondeuse et du type d'explosif:

Dans la carrière de Djebel Bouzegza, l'opération d'abattage peut être assurée par des sondeuses d'Atlas Copco de type "ROC 400A" (engin de foration pneumatique sur chenilles) pour le forage des trous de mine, et des explosifs de type "marmanit 1" en cartouche et "Anfomil".

Le choix de ce type de sondeuse et d'explosif s'est fait sur la base de ce qui est utilisé dans les carrières de granulats situées dans la même région (Bouzegza-Keddara).

C-1-2) Caractéristiques de l'engin de foration "ROC 400A":

- * Vitesse de roulage maximale: 2,5 Km/h;
- * Puissance de traction maximale: 40 KN;
- * Pression au sol: 0,06 N/mm²;
- * Poids de l'engin de perforation: 4450 Kg;
- * Diamètre du taillant: 64-115 mm.

Les sondeuses sont alimentées par des compresseurs mobiles.

C-1-3) Caractéristiques des explosifs utilisés:

[7]

a-ANFOMIL:

- * Densité normale: 0,90g/cm³;
- * Résistance à l'eau: faible;
- * Vitesse de détonation: 2500m/s;
- * Energie d'explosion: 910Kcal/Kg;
- * Nature: en poudre.

b-MARMANIT 1:

- * Densité normale: 0,96g/cm³;
- * Résistance à l'eau: moyenne;
- * Vitesse de détonation: 4400m/s;
- * Energie d'explosion: 1192Kcal/Kg;
- * Nature: en poudre.

C-1-4) Calcul des paramètres du plan de tir:

Il y'a diverses formules qui permettent de déterminer les différents paramètres du plan de tir. Dans notre cas, nous utiliserons la méthode suédoise, qui a été souvent appliquée avec beaucoup de succès.

C-1-4-1) Paramètres du trou:

a-Diamètre du trou D:

Le diamètre du trou D est sensiblement celui du taillant utilisé lors du forage des trous de mine. Il est fonction de la hauteur du gradin de la carrière.

Pour des gradins de hauteur 20m, on propose d'utiliser un diamètre D=102mm.

b-Inclinaison du trou de mine:

Pour les travaux de forage, on propose d'effectuer un forage par trous inclinés, vu les avantages de cette technique.

Parmi ces avantages on peut citer:

- * une meilleure fragmentation de la roche;
- * une meilleure rupture du pied;
- * la consommation d'explosif est moindre;
- * plus de sécurité de travail.

Les trous auront une inclinaison égale à celle du talus c'est à dire $I=20^\circ$ (inclinaison par rapport à la verticale) et ceci afin d'assurer une meilleure stabilité des gradins.

c-Banquette maximale Bmax:

C'est la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Pour avoir une sortie du pied, la banquette maximale peut être estimée par la formule suivante:

$$B_{max} = (45d/1000) * ((0,4/c) * (P/1,25) * (1/f)) * *1/2$$

[7]

d: diamètre du trou en mm;

P: degré de compression de la charge en Kg/dm³.

$P < 1,25 \text{Kg/dm}^3$, on prendra une valeur de $P = 1,10 \text{Kg/dm}^3$.

c: constante de roche qui dépend de sa nature; $c = 0,4 \text{Kg/dm}^3$.

(Les valeurs de c de quelques roches sont données dans le tableau 15).

Tableau 15: Variation de la constante de roche c en fonction de la

nature de la roche:

Roche	c(Kg/m ³)
Basalte	0,33
Calcaire moyen à dur	0,35-0,40
Diorite	0,45
Gneiss	0,30-0,40
Granite	0,35-0,45
Quartz	0,30-0,53

f: contrainte de trou qui dépend de son inclinaison; pour une inclinaison $I = 20^\circ$ $f = 0,90$ (voir tableau 16).

Tableau 16: Variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle

d'inclinaison du trou

Inclinaison du trou $I(^\circ)$	0	20	30
f	1,00	0,90	0,85
K	1,005	1,05	1,14

Pour: $d = 102 \text{mm}$; $c = 0,4 \text{Kg/m}^3$; $P = 1,10 \text{Kg/dm}^3$ et $f = 0,90$; on obtient une valeur de $B_{\text{max}} = 4,54 \text{m}$.

d-Sous forage Ls:

Le sous forage sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin, qui assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin et crée les conditions normales de travail des engins. La valeur du sous forage est donnée par la formule suivante:

$$L_s = 0,3 * B_{\text{max}}$$

De là nous obtenons une valeur de $L_s = 1,36 \text{m}$.

e-Profondeur du trou Lt:

La profondeur du trou est déterminée à partir de la hauteur du gradin. Elle est donnée par la formule suivante:

$$Lt = K*(H + Ls)$$

- * Ls: sous forage du trou (m);
- * H: hauteur du gradin (m);
- * K: facteur qui dépend de l'inclinaison du trou: $K=1,05$ (voir tableau-16).

Pour $H=20m$; $Ls=1,36m$; $K=1,05$
on obtient: $Lt=22,42m$.

f-Forage faussé Ff(déviation):

L'inconvénient de l'inclinaison du trou réside dans la relative précision de positionnement de l'engin de foration. On estime la déviation du trou par la formule suivante:

$$Ff = (3*d/1000) + (3*Lt/100)$$

Le calcul nous donne une valeur de $Ff=0,98m$.

g-Banquette pratique:

La banquette pratique représente la valeur de la banquette définitive, elle est corrigée par des facteurs de correction dont le plus important est celui de la déviation du forage.

Pour maîtriser les risques de cette déviation, la banquette est calculée par la formule suivante:

$$B = B_{max} - Ff$$

- * B_{max} : banquette maximale (m);
- * Ff : facteur de correction (m).

$$B=3,56m.$$

h-Espacement des rangées a:

La distance entre les rangées des trous de mine est donnée par la formule suivante:

$$a = K*B$$

- * B: banquette pratique $B=3,56m$;
- * K: facteur d'inclinaison $K=1,05$

Après calcul on obtient $a=3,74m$.

i-Espacement des trous E:

La distance entre les trous d'une même rangée peut être estimée par la formule suivante:

$$E = 1,25*B$$

donc on a:

$$E=4,45m.$$

C-1-4-2) Calcul de charge:

a-Charge de fond I_f :

La concentration de charge dans la partie inférieure du trou est donnée par la formule suivante:

$$I_f = (d^{**2}/1000) * (0,4/c) * (P/1,25) * (1/f) \quad (\text{Kg/m}).$$

* d: diamètre du trou; $d=102\text{mm}$;

* c: constante de la roche; $c=0,4\text{Kg/m}^3$;

* f: contrainte du trou; $f=0,90$;

* P: degré de compression de la charge dans les cartouches;
 $P=1,10\text{Kg/dm}^3$.

Toutes ces valeurs donne $I_f=10,16\text{Kg/m}$.

b-Hauteur de la charge de fond h_f :

Pour avoir une bonne rupture du pied du gradin, il est important de respecter la hauteur de la charge de fond; qui donnée par la formule suivante:

$$h_f = 1,3 * B_{\text{max}}$$

d'où on aura:

$$h_f = 5,90\text{m}.$$

c-Poids de la charge de fond Q_f :

Il est donné par la formule suivante:

$$Q_f = I_f * h_f.$$

On trouve $Q_f=59,90\text{Kg}$.

d-Hauteur de Bourrage:

Le bourrage sert à diminuer les projections et d'améliorer l'effet des gaz des explosifs.

Le bourrage se fait par un matériau à granulométrie fine (sable, gravier, poudre de pierre, etc...).

La hauteur du bourrage est donnée par la formule:

$$h_b = B$$

* B: banquette pratique (m).

d'où $h_b=3,56\text{m}$.

e-Charge allongée I_a :

Elle sert à abattre la partie supérieure du gradin. La charge allongée est fonction de la charge de fond:

$$I_a = 40 - 60\% I_f \quad (\text{Kg/m}).$$

* I_f : concentration de la charge de fond.

On prend une valeur moyenne de $I_a=50\%I_f$ d'où on obtient: $I_a=5,08\text{Kg/m}$.

f-Hauteur de la charge allongée h_a :

Elle est exprimée par la formule suivante:

$$h_a = L_t - h_f - h_b.$$

où:

- * L_t : profondeur du trou (m);
- * h_f : hauteur de la charge de fond (m);
- * h_b : hauteur de bourrage (m).

Le calcul nous donne $h_a = 12,96$ m.

g-Poids de la charge allongée Q_a :

Il est donnée par la formule:

$$Q_a = I_a * h_a \text{ (Kg)}$$

Après calcul on obtient: $Q_a = 65,83$ Kg.

h-Charge totale par trou Q:

C'est la somme de la charge allongée et celle de fond:

$$Q = Q_a + Q_f$$

d'où on obtient:

$$Q = 125,73 \text{ Kg.}$$

C-1-4-3) Rendement de tir:

a-Volume de roche abattu par trou:

Le volume abattu par trou de mine, peut être évalué par la formule suivante:

$$V_t = B * H * E$$

- * B: largeur de la banquette (m);
- * H: hauteur du gradin (m);
- * a: espacement des trous (m).

Le calcul nous donne: $V_t = 316,84$ m³.

b-Nombre de trous nécessaire pour une production

d'une semaine:

Il est donné par: $n_t = V_s / V_t = n * V_j / V_t$.

- * V_s : production d'une semaine;
 - * n: nombre de jour ouvrable; $n = 5j$;
 - * V_j : Production journalière; $V_j = 1276,25$ m³.
- d'où nous aurons: $n_t = 20$ trous/semaine.

c-Longueur du bloc abattu pour une semaine (L_b):

La longueur du bloc abattu pour une semaine est donnée par la formule suivante:

$$L_b = n_t * E$$

- * E: espacement entre les trous $E = 4,45$ m.

Après calcul on obtient: $L_b = 89$ m.

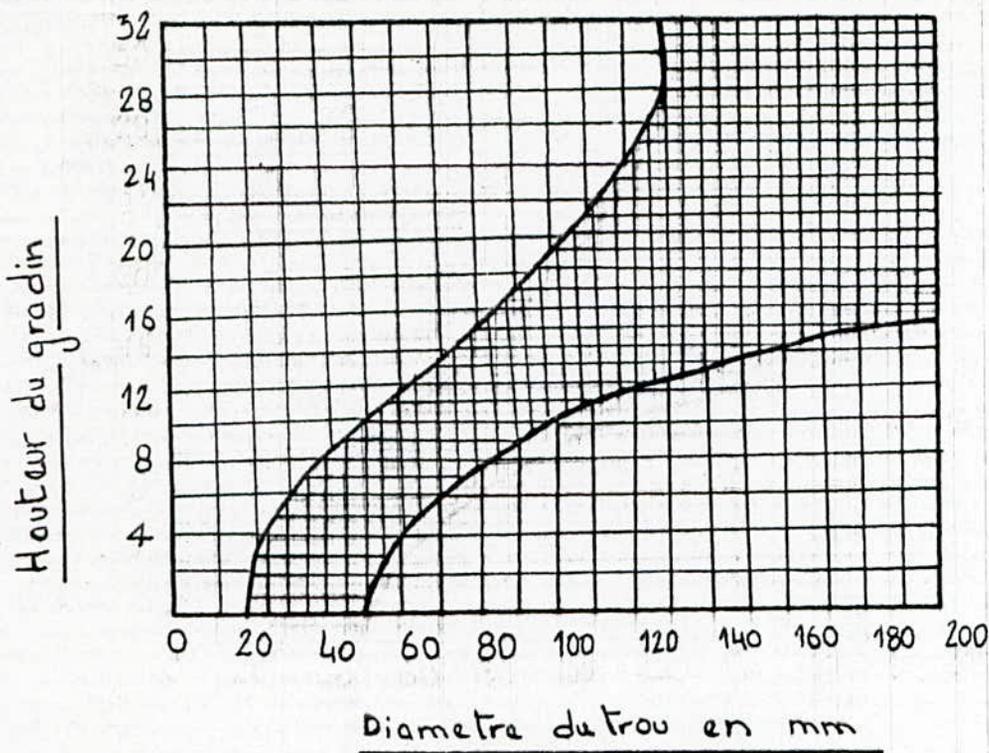
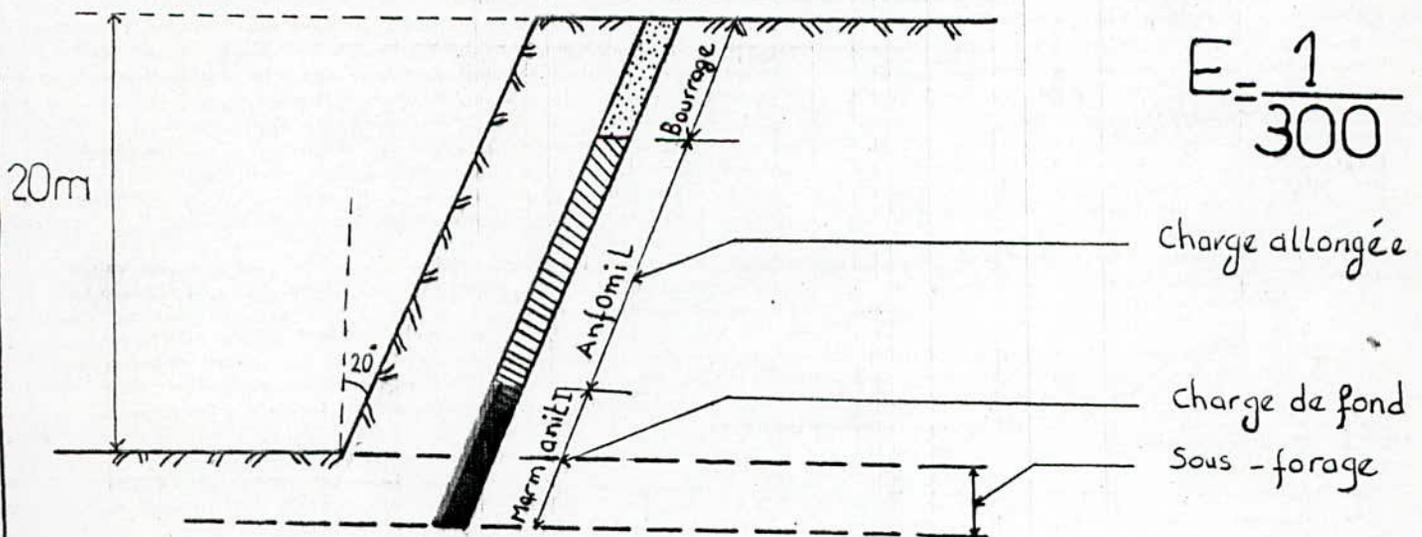


Fig. IV.1: choix du couple - diametre - hauteur du gradin

Fig. IV.2

COUPE DU PLAN DE TIR PROPOSÉ



$$E = \frac{1}{300}$$

C-1-4-4) Foration:

Le forage des trous dans le massif de roches s'effectue à l'aide d'un train de tiges allongées qui transmet à l'outil taillant un mouvement de rotation, et un mouvement de descente (souvent par percussion) pour que ce dernier s'enfonce de plus en plus et de là, foration du trou à la profondeur fixée.

La remontée des déchets de foration et le refroidissement de l'outil taillant se fait par un soufflage d'air comprimé.

Afin d'assurer la production de la carrière, il faudrait essayer d'avoir un matériel de foration en rapport avec cette dernière; pour cela on propose de calculer les paramètres suivants:

a-Rendement de la sondeuse:

Le rendement réel de la sondeuse peut être déterminé par la formule suivante:

$$R_p = R_t \cdot T \cdot K_u \quad (\text{m/Poste})$$

T: durée du poste (min);

Ku: le coefficient d'utilisation du matériel durant le poste pour le forage proprement dit. $K_u = 0,9$

Rt: rendement technique de la sondeuse (m/min);

Le rendement technique de la sondeuse est donné par la formule suivante:

$$R_t = \frac{L}{\frac{L}{V_t} + t_{pf} + t_{aux} + t_d} \quad [19]$$

L : profondeur du trou;

Vt: vitesse propre de foration (m/min);

t_{pf} : la durée des opérations préparatoires et finales pour la foration d'un trou (t_{pf} = 15 - 30 min).

On prend une valeur moyenne t_{pf} = 20min.

taux : durée des opérations auxiliaires ($t_{\text{aux}} = 20 - 40 \text{ min}$).

On prend $t_{\text{aux}} = 30 \text{ min}$.

t_d : temps nécessaire pour le déplacement d'un trou à un autre et la mise en place de la sondeuse ($t_d = 10 - 20 \text{ min}$).

On prend $t_d = 15 \text{ min}$.

Pour $L = 22,42 \text{ m}$, $V_t = 11 \cdot 10^{-2} \text{ m/min}$,

on obtient :

$$R_t = 83,40 \cdot 10^{-3} \text{ m/min.}$$

d'où finalement, le rendement de la sondeuse $R_p = 36 \text{ m/poste}$.

b-Nombre de sondeuses nécessaires pour la carrière:

Le nombre de sondeuses nécessaires pour la carrière peut être évalué par la formule suivante:

$$N = \frac{Q * K_r}{R_p * n_p * n_j * V * \gamma} \quad [19]$$

V : rendement au mètre foré : (m^3/m);

Q : production de la carrière (t/an);

K_r : coefficient de réserve, $K_r = 1,2$;

n_p : nombre de poste de travail par jour, $n_p = 1 \text{ poste/jour}$;

n_j : nombre de jour ouvrable par an, $n_j = 260 \text{ j/an}$;

γ : poids volumétrique des roches (t/m^3);

R_p : rendement réel de la sondeuse (m/poste).

Pour $Q = 894400 \text{ t/an}$; $R_p = 36 \text{ m/poste}$

$2,6954 \text{ t}/\text{m}^3$; $V = 14,11 \text{ m}^3/\text{m}$.

On obtient : $N = 3 \text{ sondeuses}$.

Remarque:

Vu que les caractéristiques de la roche sont souvent difficiles à déterminer avec certitude et peuvent varier d'un endroit à l'autre, nous considérons donc les paramètres calculés (plan de forage et de tir) comme valeurs de référence, valeurs qu'il sera probablement nécessaire de modifier pendant les travaux pour l'obtention d'un bon résultat.

C2 Chargement:

Le chargement de la matière est généralement réalisé par des chargeuses sur pneu ou à chenilles en raison des avantages multiples qu'elles offrent. Parmi ces avantages on distingue :

- grande capacité de chargement
- grande vitesse de déplacement sur le chantier
- grande manoeuvrabilité permettant de faire le chargement dans les conditions gênées ou défavorables non accessibles aux excavateurs
- frais d'exploitation réduits par rapport à l'excavateur.

Le type d'engin d'extraction et de chargement dans l'exploitation à ciel ouvert est lié à la quantité de matériau à extraire par poste, à la nature de ces matériaux et aux caractéristiques géométriques de l'exploitation (hauteur du gradin, plate-forme de travail).

Nous optons pour une chargeuse sur pneu car elle a une grande mobilité, et convient aux conditions du gisement de Dj. Bouzegza par l'excellente manoeuvrabilité (rayon de braquage, possibilité de monter les rampes assez forte...).

C.2.1) Choix de la chargeuse:

Le choix de la chargeuse peut se faire suivant le volume de son godet; ce dernier peut être déterminé si l'on considère que le rendement journalier (Rj) de la chargeuse est égale à la production journalière de la carrière (Pj)

$$P_j = R_j = \frac{3600 * E * K_r * T_p * K_u}{t_c * K_f}$$

P_j : Production journalière de la carrière
 $P_j = 1276,25 \text{ m}^3/\text{J}$

R_j : rendement de la chargeuse [m^3/J]

E : volume du godet de la chargeuse [m^3]

K_r : coefficient de remplissage du godet.

Pour les chargeuses ($K_r = 0,8 : 1,2$);

On prendra une valeur moyenne de $K_r = 1$.

K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse par poste,

$K_u = 0,6 : 0,85$), on prendra une valeur moyenne de 0,75.

T_p : temps d'un poste en heure $T_p = 8$ heures.

t_c : durée du travail d'un cycle de la chargeuse lors de la réalisation des travaux de chargement et de transport; t_c est donné par la formule suivante:

$$t_c = t_r + t_{ch} + t_d + t_v \quad [\text{sec}]$$

t_r : durée de remplissage du godet (10 : 15s)

t_{ch} : durée de parcours de la chargeuse, chargée vers le lieu de déchargement $t_{ch} = 30$ secondes.

t_d : durée de déchargement du godet (7 : 15s)

t_v : durée de parcours à vide vers le lieu de chargement [sec]

$t_v = 30$ secondes.

t_c est estimé à 90 secondes.

K_f : coefficient de foisonnement des roches, $K_f = 1,50$

Le volume du godet de la chargeuse à utiliser peut être calculé par :

$$E = \frac{R_j * t_c * K_f}{3600 * K_r * K_u * T_p}$$

Après calcul on obtient $E = 8,1 \text{ m}^3$.

En se basant sur ce résultat, on propose d'utiliser deux chargeuses du type Caterpillar 988B, dont les caractéristiques techniques sont les suivantes:

C.2.2) Caractéristiques techniques de la chargeuse:

Capacité de chargement : 8,3 t
Capacité du godet : 4,97 m³
Hauteur maximale de déversement : 3300 mm
Vitesse maximale de déplacement : 35 Km/h
Puissance du moteur : 325 CV
Poids de la chargeuse à vide : 30 t

Le rendement total des deux chargeuses proposées est de 1296 m³/J, ce rendement pourra satisfaire largement la capacité de production de la carrière qui est de 1276,25 m³/J. ([19], [9])

C.3. Transport:

Le transport de la matière du front d'abattage vers la station de concassage est un processus de grande importance, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30 à 70 %. Le moyen d'évacuation des produits abattus doit assurer une bonne sécurité et un rendement maximal; de même que ses paramètres doivent correspondre à ceux des engins de chargement et des propriétés des roches à transporter.

C.3.1) Choix du type de transport à utiliser:

Le choix du moyen de transport dans les carrières se fait en fonction d'un certain nombre de paramètres, tels que : la production de la carrière, le relief, l'état des routes, le type de chargeuse utilisée etc...

Le type de transport que nous proposons est par camion de type Dumper R-35.74TD. Ce sont des camions bien adaptés aux conditions du gisement de Dj. Bouzegza à cause de leur manoeuvrabilité et leur souplesse à surmonter les pentes excessives.

C.3.2) Caractéristiques techniques du Dumper R-35.74TD:

Capacité de charge :	35 tonnes
Volume de la benne :	17 m ³
Poids à vide :	25,3 tonnes
Rayon de braquage :	8250 mm
Vitesse maximale :	66 Km/h
Hauteur de chargement :	3300 mm
Puissance du moteur :	400 CV
Longueur :	8,45 m
Largeur :	3,85 m

C.3.3) Calcul du rendement des camions:

Afin de pouvoir évaluer le nombre de camions nécessaires pour assurer le transport des roches abattues, il faudrait déterminer le rendement du camion. Ce dernier est donné par la formule suivante:

$$R_c = \frac{60G_c * K_q * T_p * K_u}{t_{pa} * \gamma} \quad (\text{m}^3/\text{poste})$$

- * G_c: capacité de charge du camion (t);
- * K_q: coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion (K_q<1);
- * T_p: durée d'un poste de travail (heures);
- * K_u: coefficient d'utilisation du camion durant un poste, on prend K_u=0,9;
- * γ : poids volumiques des roches transportées (Kg/m³);
- * t_{pa}: durée de parcours d'un camion (min).

La durée de parcours peut être calculée comme suit:

$$t_{pa} = t_{ch} + t_{tr} + t_d + t_m \quad (\text{min}).$$

- * t_{ch}: durée de chargement d'un camion (min): t_{ch} est estimé à environ 6 minutes;
- * t_d: durée de déchargement d'un camion (min) (t_d=0,7-1min); on prend t_d=1min;
- * t_m: temps nécessaire au manoeuvre (t_m=2-3min); on prend t_m = 3 min;
- * t_{tr}: durée du trajet (en charge et à vide): $t_{tr} = \frac{2L * 60}{V}$
- * L: distance du trajet (Km), L=0,496Km;
- * V: vitesse moyenne du camion (Km/h).

Pour le type de camion envisagé, on prend V=20Km/h. Après calcul, t_{tr} est estimé à environ 4min.

Finalement nous avons: t_{pa}=14min.

A partir de tous ces résultats, on obtient un rendement R_c=360,57m³/p.

C. 3. 2) Caractéristiques techniques du Dumper R-35.74TD:

Capacité de charge :	35 tonnes
Volume de la benne :	17 m ³
Poids à vide :	25,3 tonnes
Rayon de braquage :	8250 mm
Vitesse maximale :	66 Km/h
Hauteur de chargement :	3300 mm
Puissance du moteur :	400 CV
Longueur :	8,45 m
Largeur :	3,85 m

C. 3. 3) Calcul du rendement des camions:

Afin de pouvoir évaluer le nombre de camions nécessaires pour assurer le transport des roches abattues, il faudrait déterminer le rendement du camion. Ce dernier est donné par la formule suivante:

$$R_c = \frac{60G_c * K_q * T_p * K_u}{t_{pa} * \gamma} \quad (\text{m}^3/\text{poste})$$

- * G_c : capacité de charge du camion (t);
- * K_q : coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion ($K_q < 1$);
- * T_p : durée d'un poste de travail (heures);
- * K_u : coefficient d'utilisation du camion durant un poste, on prend $K_u = 0,9$;
- * γ : poids volumiques des roches transportées (Kg/m^3);
- * t_{pa} : durée de parcours d'un camion (min).

La durée de parcours peut être calculée comme suit:

$$t_{pa} = t_{ch} + t_{tr} + t_d + t_m \quad (\text{min}).$$

- * t_{ch} : durée de chargement d'un camion (min): t_{ch} est estimé à environ 6 minutes;
- * t_d : durée de déchargement d'un camion (min) ($t_d = 0,7 - 1 \text{ min}$); on prend $t_d = 1 \text{ min}$;
- * t_m : temps nécessaire au manoeuvre ($t_m = 2 - 3 \text{ min}$); on prend $t_m = 3 \text{ min}$;
- * t_{tr} : durée du trajet (en charge et à vide): $t_{tr} = \frac{2L * 60}{V}$

- * L : distance du trajet (Km), $L = 0,496 \text{ Km}$;
- * V : vitesse moyenne du camion (Km/h).

Pour le type de camion envisagé, on prend $V = 20 \text{ Km/h}$. Après calcul, t_{tr} est estimé à environ 4 min.

Finalement nous avons: $t_{pa} = 14 \text{ min}$.

A partir de tous ces résultats, on obtient un rendement $R_c = 360,57 \text{ m}^3/\text{p}$.

C-3-4) Calcul du nombre de camion nécessaire:

Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production de la carrière est donné par la formule suivante:

$$N_c = \frac{S}{\tau}$$

- * S: nombre de cycles nécessaires pour une journée (cycles);
 - * τ : nombre de cycles possibles d'un camion pour une journée (cycles)
- + S est donnée par la formule suivante:

$$S = \frac{V_j * K_i}{Q_a}$$

- + V_j : production journalière de la carrière $V_j=1276,25m^3/j$;
- + K_i : coefficient d'irrégularité du transport dans la carrière ($K_i=1,1-1,15$); on prend $K_i=1,12$;
- + Q_a : capacité de charge du camion (m^3):

$$Q_a = V_b / K_f;$$

- + V_b : volume de la benne (m^3): $V_b=17m^3$;
- + K_f : coefficient de foisonnement des roches; $K_f=1,50$
d'où nous avons: $Q_a=11,33m^3$.

La valeur de S obtenue après calcul est de 126cycles.

τ peut être calculé comme suit:

$$\tau = \frac{60t_p * K_u}{t_c}$$

- où: * t_p : temps d'un poste de travail; $t_p=8$ heures;
- * K_u : coefficient d'utilisation du camion; $K_u=0,9$;
- * t_c : temps d'un cycle du camion; $t_c=14$ min.
30,85cycles.

d'où finalement le nombre de camions nécessaires est $N_c=4$.

Il faut tenir compte aussi du nombre de camion en réserve. Cette réserve garantit la production du chantier. ELLE augmente en fonction du délai d'exploitation des camions. Donc le nombre total de camion avec réserve sera:

$$N_c / K_r$$

- * K_r : coefficient de réserve des camions ($K_r=0,7-0,8$); on prend $K_r=0,7$
d'où $N_t=6$ camions.

([19] , [9])

CHAPITRE 5

OUVERTURE DU GISEMENT DE BOUZEGZA

VOUVERTURE DU GISEMENT DE DJEBEL BOUZEGZA:

Par ouverture du champ minier on entend l'exécution des travaux miniers, permettant l'accès aux engins de chargement et de transport jusqu'au niveau d'extraction des minerais.

La rentabilité d'une carrière et d'autant plus grande que le mode d'ouverture est bien choisi (choix adéquat des dimensions de la piste avec les engins miniers de transport et de chargement); pour cela, les raisons techniques et économiques nous contraignent à adopter un mode d'ouverture rapide et efficace.

A-FACTEURS INFLUENCANT LE PROJET D'OUVERTURE DE LA CARRIERE:

Avant de réaliser l'ouverture, il est indispensable de connaître certains facteurs afin de mener à bien l'exploitation du gisement. Ces facteurs sont:

A-1) Facteurs géologiques: nature du gisement, topographie, nature des stériles.

A-2) Facteurs techniques: capacité des engins miniers de chargement et de transport, la pente maximale de la piste envisagée et ses caractéristiques dimensionnelles (longueur, largeur).

A-3) Facteurs miniers: Ils peuvent se résumer dans les paramètres de la carrière projetée (dimension plan, profondeur finale, production annuelle, ...).

A-4) Facteurs économiques:

Il correspond au délai d'entrée en production. Le délai d'ouverture influe considérablement sur le prix de revient du minerai extrait.

B-MODES D'OUVERTURE:

L'ouverture des carrières se fait généralement par tranchées et plus rarement par des ouvrages souterrains.

La tranchée est une excavation à ciel ouvert de grande longueur par rapport à la largeur et la profondeur.

Selon leur fonction, les tranchées sont classées en:

- * tranchées principales qui donnent accès au gisement;
- * tranchées de découpage qui préparent le champ de la carrière à l'exploitation; autrement dit, ces tranchées permettent de réaliser un front initial des travaux d'exploitation.
- * tranchées spéciales destinées à la recherche, l'exhaure, le drainage etc...

On classe les modes d'ouverture suivant le type d'ouvrage donnant l'accès au gisement, leur disposition par rapport au champ minier, leur nombre et leur destination. Les principaux modes d'ouverture sont les suivants:

- * Ouverture par tranchées isolées;
- * Ouverture par tranchées de groupe;
- * Ouverture par tranchées communes;
- * Ouverture par tranchées doublées;
- * Ouverture sans tranchées;
- * Ouverture par ouvrages souterrains;
- * Ouverture combinée.

a-Ouverture par tranchées isolées:

Celles-ci peuvent être extérieures et intérieures. Dans les deux cas on creuse une tranchée indépendante à chaque niveau d'exploitation. Les tranchées isolées sont emplacements en différents points de la carrière.

L'ouverture par tranchées isolées permet le transport indépendant de chaque gradin, mais elle a l'inconvénient de son grand volume des travaux en tranchées.

Ce mode d'ouverture est utilisé pour les gisements en plateau, de faible profondeur, ainsi que pour les gisements à flanc de coteaux.

b-Ouverture par tranchées communes:

Ce mode d'ouverture consiste à accéder au gisement par système unique de tranchées dépendantes appelées tranchées communes. Dans un tel cas, chaque tranchée accédant au gradin inférieur est creusé à l'intérieur de la tranchée desservant le gradin supérieur.

c-Ouverture par tranchées de groupe:

Parfois une tranchée commune assure la liaison entre les gradins de surface et la surface, tandis que l'autre tranchée commune sert à l'évacuation des produits provenant des gradins au minerai.

On dit alors que l'ouverture est faite par tranchées de groupe. Cela permet d'utiliser différents types d'engins de transport pour les gradins supérieurs et inférieurs.

d-Ouverture par tranchées doublées:

Les particularités de ce mode d'ouverture réside dans le transport. Les engins de transport chargés et ceux à vide de chaque gradin empruntent des tranchées indépendantes. Ce mode est utilisé pour les carrières peu profondes de rendement considérable.

e-Ouverture sans tranchées:

Ce mode d'ouverture est pratiqué lorsque l'exploitation se fait sans transport. Les terrains stériles sont déplacés et remis en place en arrière, là où la couche a déjà été enlevée, le minerai abattu peut être chargé par excavateur sur des engins de transport. On le déplace également par monte-charge à câble, par convoyeur installé sur le bord de la carrière etc...

f-Ouverture par ouvrages souterrains:

La communication entre les niveaux de travail et la surface peut être assurée par des ouvrages souterrains tels que les tunnels, les galeries au jour, les puits etc... Ce mode d'ouverture est utilisé pour les gisements de montagne qui sont profonds, où le creusement de tranchées coûte trop cher.

g-Ouverture combinée:

C'est une combinaison de différents modes d'ouverture considérés ci-dessus.

[19]

C-TRAVAUX DE DECOUVERTURE:

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet.

La carrière de Bouzegza se caractérise par un très faible recouvrement. Pour cela, les travaux de découvertures consistent uniquement au décapage de la terre de végétation qui recouvre seulement une très petite partie de la surface du gisement.

D-OUVERTURE DU GISEMENT:

L'ouverture du gisement se fera à la côte 640, en creusant une tranchée d'accès (piste principale), qui servira pour le transport des roches abattues jusqu'à la station de concassage.

Après creusement de la tranchée d'accès, cette dernière nous permettra d'aménager une plate forme de travail et la construction d'un front d'abattage initial.

Le plan d'ouverture du gisement de Djebel Bouzegza est réalisé sur la base du plan topographique et de calcul des réserves fourni par l'U.R.E.G (voir plan 1).

D-1) Traçage de la piste et ses caractéristiques:

D-1-1) Traçage de la piste principale:

La piste principale a été planifiée en tenant compte de la topographie du gisement (relief très accidenté), des dimensions techniques des engins de transport (Dumper Euclid R-35), de la production et la durée de vie de la carrière.

Tous ceci nous a amené à tracer une piste à double voie, qui est située dans la partie sud du gisement, dont le relief est assez doux par rapport aux autres parties du gisement.

D-1-2) Caractéristique de la piste:

D-1-2-1) Itinéraire de la piste:

Le départ de la piste se fait au point de déversement de la matière utile, à la station de concassage située au sud du gisement; dans une région présentant un relief pratiquement plat (constatation faite insitu). La piste principale ne présente qu'un seul virage avec un rayon de courbure supérieur à 30m, ce qui satisfait largement les exigences des camions utilisés (rayon de braquage égale à 8,25m).

Après le virage, la piste remonte jusqu'au niveau 640 en passant par le niveau 630; tout en respectant la pente limite (la pente de la piste ne doit pas dépasser 10%). Ensuite la piste suivra la ligne de niveau 640 jusqu'à atteindre les limites des réserves du gisement où il y'aura construction d'une plate forme de travail qui représente une préparation pour le début de l'exploitation.

D-1-2-2) Pente de la piste:

Le tracé des pistes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail et de sécurité. La réalisation des pistes de circulation des Dumpers pour le transport des roches abattues, doit être spécialement bien étudiée avec des pentes limitées.

On doit veiller à ne pas dépasser:

- * 8 à 12% en ligne droite;
- * 5 à 6% dans les virages.

Pour le cas de notre piste d'accès, nous avons adopté une valeur maximale de la pente à 10%.

Cette pente est pratiquement surmontable par les camions envisagés pour le transport (Dumper Euclid R-35).

Surtout si nous prenons en considération que ces derniers vont circuler à vide en montée et à charge en descente (exploitation du haut vers le bas).

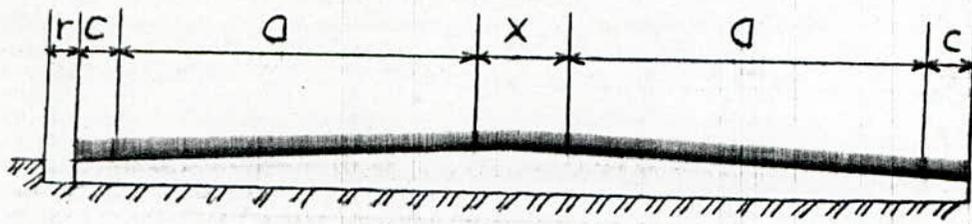
D-1-2-3) Largeur de la piste:

La largeur de la piste d'accès dépend des paramètres techniques des camions circulants.

Pour une circulation à double voie, la longueur de la chaussée des pistes est donnée par la formule suivante:

$$L = 2*(a + c) + x + r \quad [9]$$

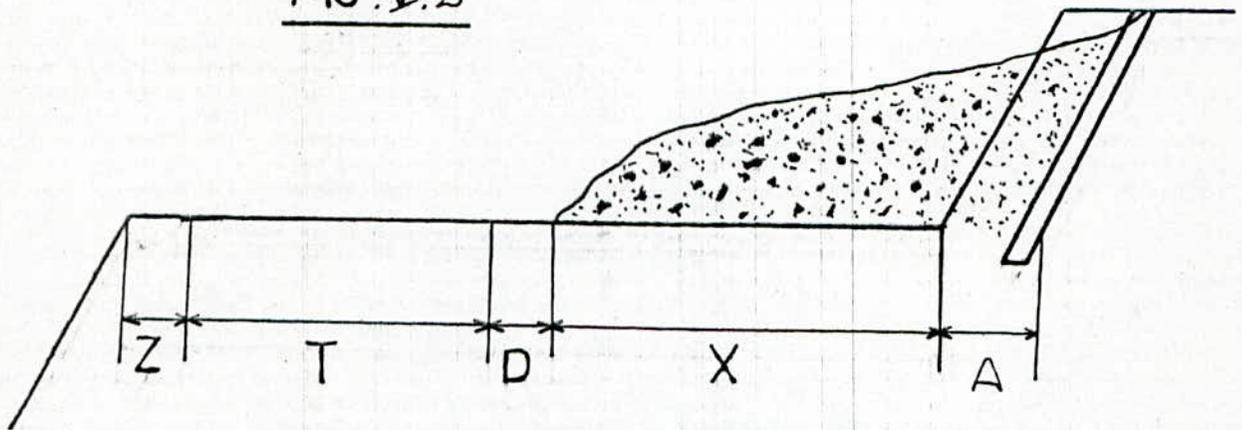
FIG: V.1



schema de la largeur de la piste

echelle : 1/300

FIG: V.2



schema de la plate forme de travail

echelle : 1/500

a: largeur de la benne du camion, $a=3,85m$;
r: largeur de la rigole d'évacuation d'eau, $r=0,5m$;
c: largeur de la bande de sécurité, elle peut être évaluée par la formule:

$$c=0,5 + 0,005 \times v$$

v: vitesse moyenne de déplacement des camions; on prend $v=20km/h$;
x: distance entre les bennes des camions, $x=2c=1,2m$.
Finalement nous trouvons que la largeur de la piste d'accès est $L=10,6m$ (voir fig V-1).

D-1-2-4) Longueur de la piste:

La piste d'accès possède une longueur totale de $496m$; à partir de la station de concassage (point de départ) jusqu'au point de construction de la plate forme de travail au niveau 640.

Dans l'évolution des travaux d'abattage qui conduit au déplacement du front de taille, on aménagera des pistes dites "provisoires". Seule celle qui mène vers la station de concassage sera définitive.

D-1-2-5) Aménagement de la piste:

L'efficacité du travail des camions dépend de l'état des pistes aménagées pour le transport de la matière. La piste d'accès proposée est construite pour une longue durée (toute la durée de vie de la carrière); elle doit être aménagée pour permettre l'évacuation des eaux de ruissellement, d'une rigole de $0,5m$ de largeur et $0,4m$ de profondeur, en outre la piste doit avoir un revêtement en gravier de $0,2m$ de hauteur (revêtement routier).

Près de la station de concassage, une surface suffisante doit être aménagée afin de faciliter le braquage et le déplacement des camions après avoir déverser le produit dans le concasseur. Tous ces aménagements permettront d'améliorer les conditions de travail des camions et de là, augmenter leur rendement. Les pistes provisoires ne seront pas revêtues puisqu'elles se trouvent sur la roche constituant la plate forme, et ne seront pas utilisées pendant une longue durée.

D-1-2-6) La plate forme de travail:

La plate forme proposée pour la réalisation de l'ouverture du gisement est disposée perpendiculairement au pendage des couches et cela afin de réaliser le front d'abattage dans cette direction, l'avancement général du front d'exploitation étant parallèle au pendage.

La plate forme possède une surface évaluée au planimètre de $5583,65m^3$.

Afin d'estimer les réserves contenues dans la surface de la plate forme, nous considérons pour cette dernière une hauteur moyenne de 15m. A partir de là le volume de la plate forme obtenue est de 83754,75 m³; soit un volume pour satisfaire environ trois mois de production de la carrière.

Vu le volume des réserves important de la plate forme, cette dernière peut être alors considérée comme une ouverture du gisement et comme un début d'exploitation puisqu'elle sera réalisée dans la matière utile et qu'elle pourra constituer un stock de sécurité pour la production de la carrière.

E-CONCLUSION:

Les travaux d'ouverture de la carrière de Djebel Bouzegza peuvent être réalisés dans un premier temps par bulldozer (engin de terrassement), étant donné que les conditions du gisement sont favorables pour son utilisation; parmi ces conditions, on peut citer:

- * très faible surface de recouvrement;
- * les roches sont de dureté moyenne.

Et emploi des explosifs quand c'est nécessaire.

La durée de réalisation de la plate forme peut être estimée à trois mois, étant donné qu'elle renferme un volume de matière utile garantissant la production pour cette période.

Enfin, nous pouvons estimer approximativement la durée des travaux d'ouverture de la carrière de Djebel Bouzegza à cinq mois.

CONCLUSION ET RECOMMANDATIONS

Le gisement de calcaire de Bouzegza peut être classé par rapport aux autres gisements d'Algérie comme un gisement assez important, d'après ses réserves en matière utile, sa localisation et son taux de recouvrement.

Pour le projet d'ouverture de ce gisement, nous avons proposé la réalisation d'une piste principale d'accès d'une longueur de 496m, suivie d'une plate forme de travail de surface 5583,65m² au niveau 640m; avec un front d'abattage initial de longueur 120m.

L'exploitation du gisement se fera par des gradins hauts de 20m, et l'ouverture de chaque niveau sera réalisée par tranchées isolées tracées à partir de la piste principale; néanmoins il y'a lieu de tenir compte lors de l'élaboration du projet d'exploitation de la limite inférieure des calcaires qui est inclinée à 45 degrés vers le Nord-Est.

Ce projet d'étude nous a été d'un apport très bénéfique pour notre formation, dans la mesure où il nous a permis d'être confrontés à certains problèmes d'ingénierie dans la carrière.

Enfin, nous souhaitons que ce travail servira de base pour les travaux de recherches futures et pourra être approfondi en l'enrichissant par une étude économique et une étude détaillée des différentes phases d'exploitation.

ANNEXE

TABLEAU 18

Resultats des essais chimiques.

Numero d'echt.	SiO ₂ (%)	Al ₂ O ₃ (%)	Fe ₂ O ₃ (%)	CaO (%)	MgO (%)	SO ₃ (%)	K ₂ O (%)	Na ₂ O (%)	PF (%)
BZ 91.08'	0,68	0,21	0,20	53,72	0,51	0,08	0,03	0,03	43,62
BZ 91.13'	1,00	0,29	0,20	54,05	0,50	0,12	0,04	0,05	43,53
BZ 91.14'	1,24	0,53	0,40	51,34	0,72	0,14	0,10	0,05	43,39
BZ 91.15'	1,07	0,58	0,32	53,06	0,69	0,10	0,10	0,07	43,39
BZ 91.16'	1,27	0,43	0,38	50,41	0,45	0,06	0,09	0,05	43,12
BZ 91.17'	0,62	0,12	0,24	54,20	0,51	0,15	0,02	0,05	43,17
BZ 91.18'	0,67	0,16	0,24	54,11	0,39	0,11	0,03	0,08	43,41
BZ 91.19'	1,25	0,51	0,18	54,04	0,60	0,16	0,04	0,05	43,28

TABLEAU 19

Resultats des essais sur les proprietés physiques.

Numero D'échant.	Masse Sec (g)	Masse Humide (g)	Masse immerg. (g)	Poids vol. (g/cm ³)	Moyenne (g)
BZ 91.01	674,80 415,30	675,50 415,80	424,50 261,60	2,6950 2,7020	2,6990
BZ 91.02	431,00 409,80	433,70 411,90	270,50 257,50	2,6854 2,6907	2,6881
BZ 91.03	268,10 236,90	269,10 237,60	168,70 149,90	2,6972 2,6920	2,6946
BZ 91.04	526,40 586,40	529,10 568,30	239,90 355,10	1,8373 2,6790	2,6798
BZ 91.05	631,40 606,40	634,00 608,20	395,90 380,00	2,6811 2,6784	2,6798
BZ 91.06	472,80 370,40	473,70 371,30	296,60 232,50	2,6833 2,6860	2,6847
BZ 91.07	631,30 629,80	632,40 631,70	397,70 395,60	2,7025 2,6892	2,6958
BZ 91.08	857,90 718,70	860,00 733,30	539,60 449,20	2,6868 2,6668	2,6768
BZ 91.09	834,30 745,30	941,80 747,10	528,21 468,90	2,6957 2,6955	2,6956
BZ 91.10	819,00 567,40	819,30 567,90	515,70 357,50	2,7003 2,7031	2,7017
BZ 91.11	745,50 615,30	748,30 618,30	469,70 388,00	2,7070 2,7030	2,7050
BZ 91.12	547,40 431,60	548,70 433,20	343,50 270,80	2,6848 2,6841	2,6844

TABLEAU 19

"Suite"

Resultats des essais sur les proprietés physiques.

Numero D'échant	Masse Sec (g)	Masse Humide (Masse immerg. (Poids vo (g/cm ³)	Moyenne (g)
BZ 91.13	660,00	662,50	415,70	2,6947	2,6907
	561,00	563,50	352,30	2,6868	
BZ 91.14	608,20	610,00	382,80	2,6992	2,6988
	569,00	570,60	358,20	2,6984	
BZ 91.15	764,40	767,50	481,20	2,6992	2,7024
	639,90	642,10	403,40	2,7057	
BZ 91.16	701,30	705,00	442,10	2,7056	2,7030
	557,10	560,00	350,80	2,7004	
BZ 91.17	474,60	475,30	299,50	2,7105	2,7113
	478,90	379,60	239,20	2,7122	
BZ 91.18	719,90	721,40	454,30	2,7105	2,7143
	650,70	651,90	411,30	2,7180	
BZ 91.19	571,80	574,71	361,90	2,7242	2,7151
	547,30	549,20	345,30	2,7060	
BZ 91.20	811,60	815,20	509,60	2,6874	2,6858
	645,80	650,80	405,20	2,6841	

TABLEAU 20

Resultats des essais sur les proprietés physiques.

Numero D'échant.	Absorption d'eau (%)	Moyenne (%)	Porosité n (%)	Moyenne (%)
BZ 91.01B	0,103 0,072	0,088	0,278 0,194	0,236
BZ 91.02B	0,373 0,295	0,334	0,654 0,360	0,507
BZ 91.03B	0,411 0,296	0,354	0,996 0,789	0,920
BZ 91.04B	0,190 0,243	0,216	1,092 0,788	0,865
BZ 91.05B	0,174 0,301	0,238	0,933 0,797	0,865
BZ 91.06B	0,244 0,459	0,352	0,508 0,648	0,578
BZ 91.07B	0,250 0,241	574,710	0,468 0,804	0,636
BZ 91.08B	0,191 0,333	0,162	0,773 0,439	0,606
BZ 91.09B	0,297 0,165	0,231	0,653 1,209	0,931
BZ 91.10B	0,240 0,370	0,304	0,643 0,635	0,639
BZ 91.11B	0,237 0,370	0,304	0,108 0,228	0,168
BZ 91.12B	0,226 0,445	0,336	0,645 0,731	0,688

SUITE DU TABLEAU 20 : RESULTAT DES ESSAIS SUR
LES PROPRIETES PHYSIQUES

NUMERO D'ECHANTILLON	ABSORPTION D'EAU (%)	MOYENNE (%)	PROSITE N (%)	MOYENNE (%)
BZ 91.13B	0,295 0,281	0,288	0,633 0,985	0,809
BZ 91.14B	0,405 0,343	0,374	0,917 0,753	0,835
BZ 91.15B	0,349 0,299	0,324	0,733 0,811	0,772
BZ 91.16B	0,202 0,307	0,255	0,935 0,800	0,867
BZ 91.17B	0,227 0,220	0,224	0,544 0,246	0,395
BZ 91.18B	0,147 0,184	0,166	0,398 0,498	0,448
BZ 91.19B	0,208 0,184	0,196	0,581 0,479	0,53
BZ 91.20B	0,407 0,234	0,320	0,735 0,563	0,649

Tableau 21: Résultats des essais sur les propriétés intrinsèques.

Numéro d'échantillon	Coefficient de broyabilité "Br" (%)	Coefficient Los Angeles "LA" (%)	Coefficient Micro-Devals "MDE" (%)	Coefficient Deval "DE" (%)
BZ 91. A	13,90	22,34	7,27	11,00
BZ 91. B	14,10	23,00	7,84	10,20
BZ 91. C	13,60	22,32	7,97	10,04
BZ 91. D	12,80	22,70	7,23	11,07
BZ 91. E	14,00	22,28	7,50	12,30
BZ 91. F	144,00	22,62	7,20	11,43
BZ 91. G	14,40	2,40	7,66	9,24

TABLEAU 22

Resultats des essais sur la resistance a la
compression

Numero d'echt.	Dimension (Cm)		Section (Cm ²)	Force de Rupture (KN)	Resistance a la compression (Kgf (Cm ²))	Moyenne RC (Kgf/cm ²)
	L	B				
BZ 91.001	5,00	5,00	25,00	186,00	744,00	920,00
	5,00	5,00	25,00	274,00	1096,00	
BZ 91.002	5,00	5,00	25,00	274,00	1096,00	1184,00
	5,00	5,00	25,00	344,00	1375,00	
	5,00	5,00		270,00	1080,00	
BZ 91.003	5,00	5,00	25,00	266	1084	994,67
	5,00	5,00	25,00	292	1168	
	5,00	5,00		188	752	
BZ 91.004	5,00	5,00	25,00	292,00	1168,00	1232,00
	5,00	5,00	25,00	292,00	1168,00	
	5,00	5,00		340,00	1360,00	
BZ 91.005	5,00	5,00	25,00	264,00	1056,00	1128,00
	5,00	5,00	25,00	308,00	1232,00	
	5,00	5,00		274,00	1096,00	
BZ 91.006	5,00	5,00	25,00	172,00	688,00	790,67
	5,00	5,00	25,00	240,00	980,00	
	5,00	5,00		181,00	724,00	
BZ 91.007	5,00	5,00	25,00	243,00	972,00	718,67
	5,00	5,00	25,00	174,00	896,00	
	5,00	5,00		122,00	488,00	
BZ 91.008	5,00	5,00	25,00	164,00	656,00	782,67
	5,00	5,00	25,00	191,00	764,00	
	5,00	5,00		232,00	928,00	
BZ 91.009	5,00	5,00	25,00	176,00	704,00	956,33
	5,00	5,00	25,00	300,00	1200,00	
	5,00	5,00		248,00	992,00	
BZ 91.010	5,00	5,00	25,00	150,00	600,00	757,33
	5,00	5,00	25,00	202,00	808,00	
	5,00	5,00		215,00	864,00	
BZ 91.011	5,00	5,00	25,00	168,00	772,00	681,33
	5,00	5,00	25,00	124,00	624,00	
	5,00	5,00		148,00	648,00	

SUITE DU TABLEAU 22

Numero d'Echant.	Dimension(cm)		Situation (cm ²)	Force de Rupture (kn)	Resistance Comp(kg/cm ²)	Moyenne
	L	B				
BZ.91.012	5,0	5,0	25,00	268,00	1072,00	934,67
	5,0	5,0	25,00	182,00	728,00	
	5,0	5,0	25,00	251,00	1004,00	
BZ.91.013	5,0	5,0	25,00	233,00	932,00	910,67
	5,0	5,0	25,00	228,00	912,00	
	5,0	5,0	25,00	222,00	888,00	
BZ.91.014	5,0	5,0	25,00	158,00	632,00	740,00
	5,0	5,0	25,00	177,00	708,00	
	5,0	5,0	25,00	220,00	880,00	
BZ.91.015	5,0	5,0	25,00	234,00	936,00	1109,33
	5,0	5,0	25,00	314,00	1256,00	
	5,0	5,0	25,00	284,00	1136,00	
BZ.91.016	5,0	5,0	25,00	316,00	1264,00	994,67
	5,0	5,0	25,00	224,00	896,00	
	5,0	5,0	25,00	206,00	824,00	

Tableau 23: Résultats des essais sur la résistance à la traction.

Numero Echant.	Diametre (cm)	Hauteur (cm)	Force max (kg)	Resistance traction (kg/cm ²)
KD.91.01	4,40	4,35	1610	53,57
KD.91.02	4,50	4,60	1325	40,68
KD.91.03	4,45	4,40	1120	36,43
KD.91.04	4,50	4,60	1145	35,21
KD.91.05	4,50	4,60	1440	44,32
KD.91.06	4,45	4,40	942	30,66
KD.91.07	4,40	4,40	995	32,71
KD.91.08	4,45	4,40	1180	38,36
KD.91.09	4,50	4,65	971	29,56
KD.91.10	4,50	4,65	1310	39,83
KD.91.11	4,45	4,40	1284	41,77
KD.91.12	4,45	4,40	856	27,89
KD.91.13	4,40	4,35	1220	40,62
KD.91.14	4,50	4,60	1167	35,92
KD.91.15	4,40	4,35	907	30,18
KD.91.16	4,40	4,35	980	32,63

BIBLIOGRAPHIE

- (1) A. HACIANE. Projet agrégats Bouzegza-Rapport géologique final-U. R. E. G. Mars 1991.
- (2) A. HACIANE. Projet agrégats Bouzegza-Rapport d'option-U. R. E. G. -Octobre 1990.
- (3) A. HACIANE. Projet agrégats Keddara-Rapport d'option-U. R. E. G. -1989.
- (4) Revue mines et carrières-Les techniques-Mars 1991-Volume 73.
- (5) Revue mines et carrières-Les techniques-Novembre 1989-Volume 70.
- (6) K. OMRACI. Exploitation du gisement d'EL-MADENE-Thèse de fin d'étude-E. N. P. -1991.
- (7) K. FOUIAL. Exploitation de la carrière de Bouzegza-Thèse de fin d'étude E. N. P. -1992.
- (8) M. AGUID BACHAR. Cours d'exploitation des mines à ciel ouvert-E. N. P. 1992/1993.
- (9) V. KOVALENKO & CO. Exploitation des carrières O. P. U. -06/86.
- (10) J. COSTES & G. SANGLERAT. Cours pratique de mécanique des sols-Tome I et II-Dunod 1976.
- (11) Revue mine et carrière-Les techniques-Novembre 1987-Volume 69.
- (12) Document SIMa4-Exploitation à ciel ouvert-Les techniques-Octobre 1986
- (13) M. KUDELKO-Cours de géotechniques-E. N. P. 1990/1991.
- (14) B. BOKY. Exploitation des mines-Editions MIR 1988.
- (15) M. BENCHOUK. Modèle mathématique du plan de tir dans le gisement de Si-Mustapha-Thèse de fin d'étude-E. N. P. 1990.
- (16) Dj. MERABET & V. STEPANOV. Principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert-1ère partie-O. P. U. 1989.
- (17) A. CHAKAR. Influence des paramètres naturels et technologiques sur la stabilité des tolus-Thèse de fin d'étude-E. N. P. 1989.

- (18) M. ABDOULAY. Détermination du coefficient de découverte dans la carrière de Médéa-Thèse de fin d'étude-E. N. P. 1989.
- (19) G. CHIBKA. Exploitation des gisements métallifères-O. P. U. 1980.
- (20) J. COSTES. Matériels d'extraction et de préparation des minéraux-Ed. Eyrolles-Paris 1968.



LEGENDE

- LIGNE DE PRÉSENT D'ORIENTATIONS ET DE NUMÉROS
- POINTS MASSIF (Niveau 1/100000)
- POINTS HAUTES ET BASSURES (Tand)
- LIGNE DE COURTES
- LIGNE DES BARRIÈRES DE CARRIÈRES (A, B, C, D)
- LIGNE DE COURTES ▲ COURTES (Niveau 1/100000)
- ▲ POINTS HAUTES AUX PAYS-BAS
- POINTS HAUTES AUX PAYS-BAS (COMPLETS)

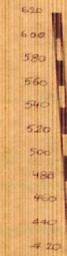
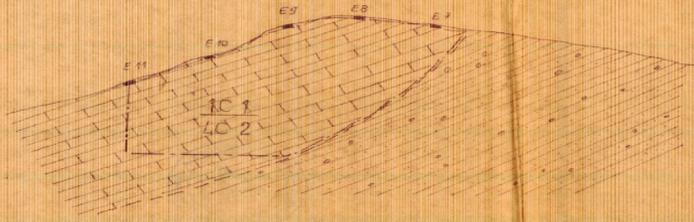
SERVICE GÉOLOGIQUE ALGÉRIEN
 BUREAU D'ALGER
 1950
**CARTE GÉOLOGIQUE ET
 PLAN DE CALCUL DES RÉSERVES**
 1:50000
AGREGATS KEDDARA BOUZEGZA
 DISTRICT DE BOUZEGZA



COUPE 1-1

SW

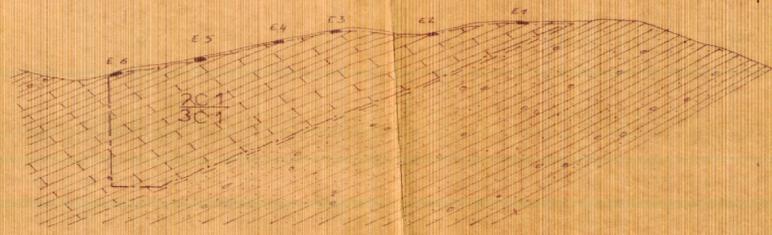
NE



COUPE 3-3

SW

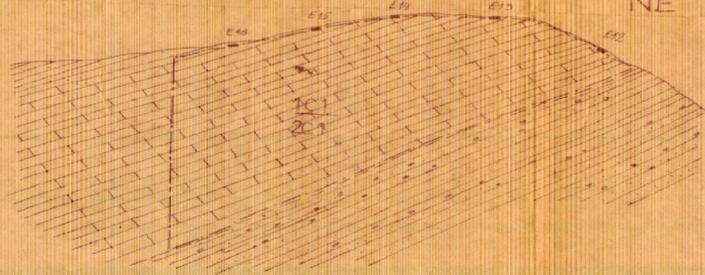
NE



COUPE 2-2

SW

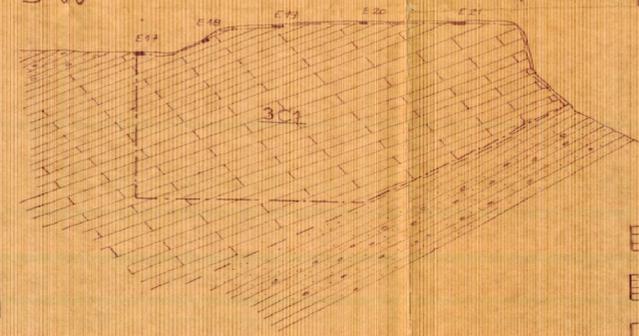
NE



COUPE 4-4

SW

NE



legende

- Calcaire gris compact
- Grès rougeâtre et brun à galets de quartz
- Echantillon de surface et son numéro
- Limite géologique
- failles
- limites des réservoirs

Plan n° 3	AGREGAT : BOUZEGZA
echelle : 1/2000	COUPES GEOLOGIQUES