

# ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT: **Genie Minier**

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

## PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

EXPLOITATION DE LA CARRIERE DE

GRANULATS D'E L-MADENE

Proposé par :  
**L'ENG**

Etudié par :  
**K. OMRACI**

Dirigé par :  
**M.A. BACHAR**

PROMOTION : **1991**

وزارة الجامعات  
Ministère aux Universités

# ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT: **Genie Minier**

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

## PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

EXPLOITATION DE LA CARRIERE DE

GRANULATS D'EL — MADENE

Proposé par :

**L'ENG**

Etudié par :

**K. OMRACI**

Dirigé par :

**M.A. BACHAR**

PROMOTION : **1991**

## REMERCIEMENTS

Tout au long de l'élaboration de cet ouvrage intitulé "Exploitation de la carrière de granulats d'EL-MADENE", plusieurs hommes scientifiques et cadres supérieurs ont participé à son enrichissement, je tiens à remercier vivement:

- Monsieur M.A. BACHAR (promoteur à l'ENP) pour son suivi de mon travail.
- Monsieur AIT YAHIATENE (Chef du département "Mines") pour ses conseils sur la manière de présenter les résultats de calcul dans un mémoire et ses critiques très appréciées.
- Mme CHABOU : enseignante de métallogénie - prospection à l'ENP pour ses recommandations et précieux conseils dans l'étude de la géologie du gisement.
- Mr. BOTEV : enseignant les méthodes d'exploitation souterraines pour ses informations concernant l'exploitation par "chambres et piliers irréguliers".
- Monsieur KUDELKO : enseignant la géotechnique Minière pour avoir bien voulu contrôler l'étude de la stabilité des ouvrages souterrains sollicités par la pression dynamique développée par l'explosif. (Cette étude n'est pas présente dans le mémoire)
- Monsieur BENHADID Directeur général de l'ENG pour son accueil chaleureux au sein de l'entreprise durant mon stage.
- Monsieur OUBOUABDELLAH (Co-promoteur à l'ENG), Chef du département d'exploitation pour son attention toute particulière à mon travail.
- Monsieur SAYAH, directeur conseiller à L'ENG pour son entière disponibilité à me recevoir et prendre connaissance de l'évolution de mon étude.
- Monsieur BEN-KHELIL, directeur de l'unité SI-Mustapha pour son entretien très intéressant et riche sur le sujet concernant les problèmes de nuisance des explosifs. Grâce à lui mon orientation dans l'étude des vibrations a abouti à un résultat.
- Messieurs les ingénieurs exploitants de l'U.R.E.G. et particulièrement Monsieur CHABANE LAMARA pour leur Aide et encouragement.

- Monsieur AIT-HAMOU EL-HADI, dessinateur topographe pour la réalisation du plan topographique (échelle = 1/500) SUR LOGICIEL "TOPOGIS".

- Monsieur SAADAOUI, directeur conseiller à l'ENG pour m'avoir mis en contact avec Monsieur MENOVAR, cadre à l'ENDMC, qui a bien voulu m'expliquer le circuit de traitement des granulats.

- Monsieur OSMANI, directeur de l'unité d'EL-MADENE pour son très bon accueil qu'il m'a réservé pendant mon séjour de stage.

- Monsieur BENTAHAR, technicien et homme de terrain dont l'expérience m'a beaucoup apporté en terme de conditions réelles d'exploitation.

- Monsieur ARROUM : Ingénieur géologue pour m'avoir permis de consulter son mémoire.

Je remercie également Melle BOUMBAR et Monsieur SAADA tous deux enseignants au département "Mines" pour m'avoir aidé a prendre contact avec les responsables des bibliothèques d'autres écoles d'ingénieurs.

Que toutes ces personnes citées, trouvent ici ma profonde gratitude envers eux.

## D E D I C A C E

C'est avec <sup>une</sup> grande joie que je dédie ce mémoire à :

- Mes chers parents pour leur bonté et leur soutien moral.
- Mes frères et sœurs pour leur gentillesse.
- Mes professeurs du département "Mines" pour m'avoir fait découvrir le domaine des "sciences Minières".
- Tous ces braves hommes, les mineurs d'EL-MADENE.

## S O M M A I R E

	Page
INTRODUCTION GENERALE .....	1
GENERALITES.....	3
CHAPITRE I - GEOLOGIE DU GISEMENT.....	5
A GEOLOGIE REGIONALE.....	5
A-1- Situation générale.....	5
A-2- Géologie régionale et reconnaissance des terrains.....	5
A-3- Géomorphologie du secteur observé.....	6
A-4- Les grands ensembles structuraux.....	6
A-5- Stratigraphie.....	8
A-6- Evolution sédimentaire et structurale du massif de Iarbâa.....	14
A-7- Tectonique.....	15
B- Géologie Locale.....	15
B-1- Localisation administrative.....	15
B-2- Situation géographique et morphologie.....	15
B-3- Lithostratigraphie.....	17
B-4- Diagenèse.....	17
B-5- Composition chimique de la matière.....	19
B-6- Tectonique du gisement.....	19
C- Etude du gisement.....	19
C-1- Travaux de prospection et délimitation du gisement.....	19
C-2- Caractéristiques géométriques du gisement.....	20
C-3- Eléments du gisement.....	20
C-4- Réserves géologiques.....	24
C-5- Coefficient de découverte global.....	24

CHAPITRE II - APPRECIATION DES PARAMETRES DE LA ROCHE ET ETUDE DE LA STABILITE DES TALUS.....	27
A - APPRECIATION DES PARAMETRES DE LA ROCHE.....	27
a - Paramètres caractérisant les propriétés du granulat.....	27
a-1- Propriétés physiques.....	27
a-1-1- Poids volumique.....	27
a-1-2- Absorption d'eau.....	27
a-1-3- Porosité.....	27
a-2- Propriétés intrinsèques.....	28
a-2-1 - Coefficient de broyabilité.....	28
a-2-2 - Coefficient los Angeles.....	29
a-2-3 - Coefficient Deval et Micro-Deval.....	30
a-3- Propriétés dimensionnelles.....	31
a-3-1- La granularité.....	31
a-3-2- La propreté.....	33
b- Paramètres caractérisant les propriétés de l'agrégat.....	34
b-1- Propriétés mécaniques.....	34
b-1-1- Résistance à la compression.....	34
b-1-2- Résistance à la traction.....	35
b-1-3- Résistance au cisaillement.....	35
b-2- Propriétés technologiques.....	36
b-2-1- Dureté de la roche.....	36
b-2-2- Degré de fissuration.....	36
b-2-3- Indice de forabilité.....	41
b-2-4- Indice de résistance au contact.....	42
b-3- Propriétés géomécaniques.....	42
b-3-1- angle de frottement interne.....	42

b-3-2-Cohesion.....	43
b-4-Propriétés de déformabilité.....	43
b-4-1- Module de Young dynamique.....	43
b-4-2- Module de Poisson.....	45
B - ETUDE DE LA STABILITE DES TALUS.....	46
B-1- Identification des modes de rupture en roches dures.....	46
B-2- Calcul de stabilité.....	46
B-2-1- Configuration du talus du gradin en exploitation.....	46
B-2-2- Configuration du talus du gradin en liquidation.....	46
B-2-3- Calcul de stabilité dans le cas ou $\beta > 0$ ..	47
CHAPITRE III - Conditions technico-minières et ouverture de la Carrière.....	56
A - CONDITIONS TECHNICO-MINIERES.....	56
A-1- Limites de la carrière.....	56
A-2- Production de la carrière.....	56
A-2-1- Régime de fonctionnement de la carrière.....	56
A-2-2- Capacité annuelle de production.....	57
A-2-3- Production journalière.....	57
A-2-4- Production horaire.....	57
A-2-5- Calendrier de production de la carrière.....	58
A-3- Durée de vie de la carrière.....	58
B- OUVERTURE DE LA CARRIERE.....	59
B-1- Facteurs influençant le projet d'ouverture de la carrière.....	59
B-2- Matériels et engins miniers disponibles au sein de l'unité.....	59

B-2-1-	Station de concassage.....	59
B-2-2-	Engin de foration.....	60
B-2-3-	Artifice d'abattage et de tir.....	61
B-2-4-	Énergie.....	61
B-2-5-	Engin de chargement et de roulage....	61
B-3-	TRAVAUX MINIERS ET ACCES AU GISEMENT.....	61
B-3-1-	Mode d'ouverture.....	61
B-3-1-1-	Travaux de découverte.....	62
B-3-1-2-	Taux de découverte.....	62
B-3-1-3-	choix du bulldozer.....	63
B-3-1-4-	Mise à terril.....	66
B-3-2-	Traçage de la piste et ses caractéristiques.....	66
B-3-2-1-	Traçage de la piste.....	66
B-3-2-2-	Caractéristiques de la piste....	66
a-	Itinéraire de la piste.....	66
b-	Pente de la piste.....	67
c-	Largeur de la piste.....	67
d-	Longueur de la piste.....	68
e-	Revêtement de la piste.....	68
CHAPITRE IV -	TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION DU GISEMENT.....	70
A-	SYSTEME D'EXPLOITATION ARRETE.....	70
A-1-	Eléments du système d'exploitation....	70
A-1-1-	Hauteur du gradin.....	70
A-1-2-	Angle de talus du gradin.....	70
A-1-3-	La plateforme de travail.....	70
A-1-4-	Sens de déplacement du front de taille.....	73
A-1-5-	Longueur du bloc abattu par semaine..	73

B- PROCESSUS D'EXPLOITATION ET TECHNOLOGIE DES TRAVAUX MINIERS.....	75
a- abattage de la roche.....	75
a-1- paramètres de l'explosif.....	75
a-2- paramètres de la maille.....	79
a-3- paramètres du trou et construction des charges.....	80
b- Etude de sécurité de la carrière.....	86
b-1 Description sommaire de l'exploitation souterraine.....	87
b-2 Avantages et inconvénients des galeries.....	88
b-3 Influence de la discontinuité sur le comportement mécanique des massifs rocheux.....	88
b-4 Influence du tir sur la stabilité et la sécurité des ouvrages.....	88
b-4-1 Mode de travail de l'explosif... ..	88
b-4-2 Etude des vibrations du sol.....	90
b-4-2-1 Nuisance de l'explosif.....	90
b-4-2-2 Vibrations du sol.....	90
b-4-2-3 Loi d'amortissement de l'onde de choc.....	91
* Détermination de la charge maximale pour la sécurité des habitations.....	92
* Détermination de la charge maximale pour la sécurité des galeries.....	92
b-5- Caractéristiques de la chaîne pyrotechnique et avantages du tir séquentiel.....	95
b-5-1- Caractéristiques de la chaîne pyrotechnique.....	95

b-5-2-	Importance du tir séquentiel avec amorçage fond de trou.....	96
b-5-3-	Influence du retard sur la particule vibrante du sol.....	96
b-5-4-	Limitation du bruit et de l'effet de souffle.....	96
b-5-5-	Avantages des micro-retards.....	96
C-	ADOPTION FINALE DU PLAN DE TIR EN TENANT COMPTE DE LA SECURITE.....	97
c-1-	Détonateur et système d'amorçage des charges explosives.....	97
c-2-	Consignes à prendre lors du tir.....	97
D-	CHARGEMENT ET CALCUL DES PARAMETRES DE LA CHARGEUSE.....	100
E-	TRANSPORT ET CALCUL DES PARAMETRES DU CAMION.....	102
F-	DESCRIPTION DES PHASES D'EXPLOITATION.....	107
	RECOMMANDATIONS.....	109
	CONCLUSION GENEALE.....	111

## INTRODUCTION GENERALE

Le projet d'exploitation de la carrière de granulats d'EL-MADENE, proposé par l'ENG (ENTREPRISE NATIONALE DE GRANULATS), s'inscrit dans un cadre tout à fait particulier et nouveau. En effet, la carrière est envisagée en un lieu où les conditions liées à la sécurité ne semblent pas tout à fait réunies ; pour preuve, la proximité d'anciennes galeries qui exige une étude de sécurité minutieuse pour ne pas provoquer un accident lourd de conséquences.

Ces galeries ont été creusées dans un but d'exploitation du minerai de fer (teneur : 52 %) dont le tonnage est évalué à 2,5 MT. Il a été exploité par la société minière française "Rouge-France" qui a pris fin en 1966 (le minerai a été découvert en 1953). Nationalisée en cette date, elle a été rattachée à la SONAREM qui a continué l'exploitation jusqu'en 1970 puis l'a transformé en Carrière de granulats. En 1973, cette unité a été rattachée à la SNMC qui a exploité le calcaire apparaissant au Nord- Est du massif d'EL- MADENE. L'exploitation a été faite avec des gradins d'une hauteur moyenne de 12m.

Il est devenu difficile et dangereux d'extraire la matière calcaire puisque le relief est accidenté et que les ouvrages souterrains menacent à tout instant l'exploitation en surface.

Dans cet ordre d'idées nous avons axé notre étude sur un schéma d'exploitation délimitant les zones à risques en adoptant une charge de tir à ne pas dépasser et par là, faire le choix des paramètres de la carrière et essentiellement la technologie d'abattage par laquelle s'exprime le mode d'amorçage des charges explosives.

Les nombreux déplacements faits sur le site ainsi que les stages de l'été 1990 et de l'hiver 1991 m'ont permis de prendre connaissance des contraintes auxquels sont confrontés les ingénieurs exploitants et les problèmes réels posés.

Il ne m'a pas été permis d'achever complètement mon étude car la partie expérimentale (mesure de la vitesse de vibration sur le terrain) faisait défaut en raison de l'absence d'appareil, de même l'inexistence d'une étude structurale détaillée du site (carte structurale établie par microgravimétrie) et aussi des rapports d'exploitation que ce soit de la carrière ou de la mine.

Une série de mesure des dimensions des galeries (largeur et hauteur) a été faite dans la galerie principale du niveau 410 Jugé comme étant le plus exposé aux vibrations (le plus proche de la zone du tir).

Des échantillons cylindriques (carottes de sondage) se trouvant au siège de l'unité ont été soumis à l'expérience avec l'appareil à "ultrason" (réalisée au laboratoire de Génie civil sur un nombre de neuf échantillons à l'E.N.P.).

Ainsi pour atteindre notre objectif, nous avons divisé notre étude en quatre chapitres :

**CHAPITRE I** : Géologie du gisement dans laquelle nous avons exposé les caractéristiques de la région et celles du gisement.

**CHAPITRE II** : Appréciation des paramètres de la roche caractérisant les propriétés du granulat et de la roche (agrégat) avec un calcul de stabilité des talus.

**CHAPITRE III** : Conditions technico-minières et ouverture de la carrière dans lequel nous avons précisé les limites la carrière et la production envisagée avec un calcul des paramètres de la piste d'accès et celui aboutissant au choix de l'engin de découverte.

**CHAPITRE IV** : Technologie d'exploitation du gisement qui est la partie essentielle de notre étude dans laquelle nous avons étudié l'influence du tir sur la stabilité des galeries par une limitation de la charge et représentation sur les plans d'exploitation des différentes phases avec les zones dites à "tir contrôlé" et enfin adopté un plan de tir en conformité avec les exigences de sécurité (système d'amorçage) et de la blocométrie.

## GENERALITES

Les carbonates ont pour minéral essentiel le carbonate de calcium ( $\text{Ca CO}_3$ ), qui peut cristalliser dans le système rhomboédrique en donnant la calcite ou dans le système orthorombique en donnant l'aragonite ( $\text{Mg CO}_3$ ). La calcite a pour particularité de se décomposer sous l'action de l'acide dilué en produisant une effervescence. Par remplacement des éléments chimiques Ca et Mg, Ce minéral se substitue en dolomite de formule  $(\text{Ca, Mg}) \text{CO}_3$ . Les carbonates naturels sont essentiellement représentés par les calcaires qui constituent environ 20% de l'ensemble des roches sédimentaires. Une roche est dite calcaire si elle renferme au moins 50% de  $\text{Ca CO}_3$ .

Les calcaires sont exploités "à ciel ouvert" dans des carrières de granulats. Ils jouent un grand rôle dans le développement d'un pays puisqu'ils sont le matériau de base dans l'industrie du bâtiment (matériau de construction) et des travaux publics (routes, voies ferrées...).

Ils sont utilisés en outre dans l'industrie chimique lorsqu'ils sont particulièrement purs (fabrication de  $\text{Na CO}_3$ ), dans l'industrie métallurgique (comme fondant dans certains minerais de fer) et aussi en agriculture pour l'amendement des terres très argileuses.

Le gisement de calcaire d'EL-MADENE offre un avantage considérable pour les villes avoisinantes (l'Ar. baa-Meftah-Khemis...) qui sont en pleine expansion. En effet, l'écoulement de la matière vers ces villes sera bénéfique puisque le réseau routier est assez développé dans cette localité.

CHAPITRE I.  
GEOLOGIE DU GISEMENT.

## I GEOLOGIE DU GISEMENT

### A GEOLOGIE REGIONALE

#### A-1. Situation générale.

La localisation géologique de la région étudiée s'attribue au massif de l'Arbâa. Ce massif dont fait partie Koudiat EL- MADENE, est situé à 20 Km au Sud- Est d'Alger, bordé au Nord et à l'Ouest par le bassin de la Mitidja. Il est prolongé à l'Est par les chaînes de Bouzegza et de Lakhdaria, au sud par le relief de Djebel Zima et de Koudiat Tablat.

#### A-2. Géologie régionale et reconnaissance des terrains.

Le secteur étudié appartient aux zones internes des maghrébides, plus précisément à la dorsale Kabyle. Lors de la convergence progressive des continents Européen et Africain le matériel rocheux du fond de la mer Thétysienne (ancienne méditerranée) a été charrié en partie sur le continent Africain constituant une nappe de charriage allochtone dont une bonne partie constitue la chaîne Atlasique bordant le Nord de l'Algérie.

Un aperçu rapide de cet orogène montre les terrains suivants (IN ARROUM et Talmat, 1991)

\* Dans les zones internes, on distingue :

- Des massifs cristallins anciens auxquels est associé un paléozoïque peu ou pas métamorphique (Grande et petite Kabylie).
- Des terrains secondaires et tertiaires à prédominance calcaire formant la dorsale Kabyle (M.DURAND DELGA, 1969). Cet ensemble constitue la limite arbitraire entre les zones internes et les zones externes.

\* Dans les zones externes ; on reconnaît :

- Des terrains essentiellement secondaires et tertiaires avec une prédominance marno-calcaire. Ces zones sont à majorité formées des nappes du tell, décollées à la faveur d'un trias gypso-argileux jouant le rôle de lubrifiant.

- Des flyschs à matériel crétacé - nummulitique formant des nappes de charriage. A l'exception du tell, toutes ces zones se concentrent dans la faible surface du secteur observé (Fig1).

#### A-3. Géomorphologie du secteur observé .

Le massif de l'Arbâa avec celui de Bouzegza représentent la continuité occidentale du Djurdjura. C'est un véritable trait orographique de l'Algérie du Nord dont il est isolé par un accident NO-SE (Tefiani.M, 1975, in Arroum et Talmat 1991).

Il est formé d'un socle ancien et de la dorsale kabyle, le tout étant ennoyé dans le flysch. L'alignement général des crêtes montagneuses de la région est NE-SO. Le relief présente un aspect montagneux fortement accidenté, les formes positives de celui-ci sont constituées par des massifs de calcaire allongés dans la direction latitudinale (In Haciane, 1990). Les cours d'eau s'écoulent du SO vers le NE et du Sud vers le Nord, les principaux sont l'oued Arbatache, L'oued Bezouz et l'oued Zerouala.

Mise à part la plaine de la Mitidja qui est très fertile, les terrains schisto-gréseux du crétacé forment un sol rocailleux où la végétation bousailleuse se développe rapidement, des chênes lièges recouvrent en partie le massif.

#### A-4. Les grands ensembles structuraux (ARROUM et TALMAT, 1991).

L'édifice structural du secteur observé nous montre une subdivision en deux grands ensembles : un substratum et une couverture allochtone.

##### a) La substratum :

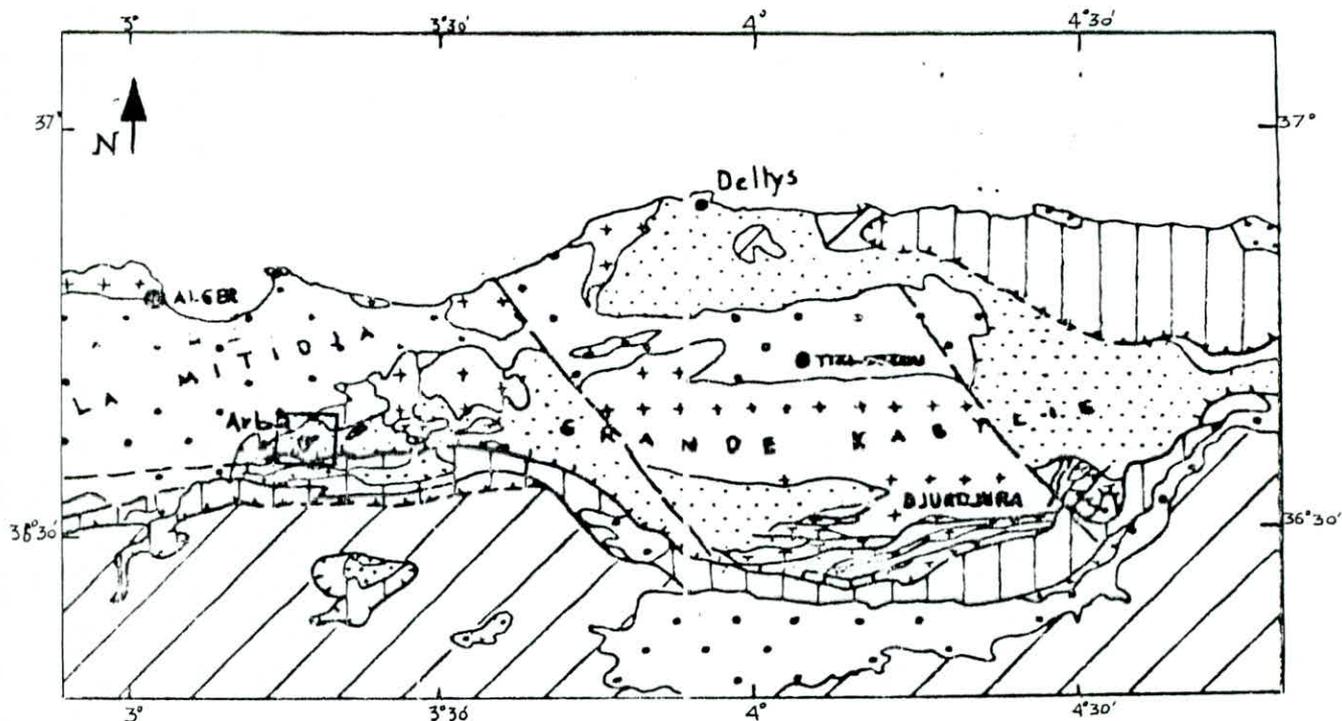
Il est représenté par :

- Un socle ancien : phylladique, montrant un pendage vers le Nord et apparaissant en position topographique basse (cas de l'affleurement de l'Oued Bezouz). Il est surmonté en discordance par le Trias ceci par l'intermédiaire d'un conglomérat de base remaniant des éléments de socle. Plus au Nord, il est surmonté tectoniquement par le flysch massylien.

- La dorsale interne et ses couvertures tertiaires : La dorsale forme l'essentiel du chaînon d'EL-MADENE (domaine de notre étude). Elle apparaît en une véritable fenêtre tectonique à la suite d'une érosion importante à travers les flyschs allochtones qui la chevauchent et la ceinturent.

Les couvertures tertiaires, discordantes, sont représentées par une couverture détritique d'âge éo-oligocène par dessus la formation de l'oligocène Kabyle.

Fig 1. Carte structurale de la Grande Kabylie et de l'Algérois (d'après M. KIEKEN modifiée, in Arroum et Talmat, 1991).



Le secteur étudié est en encadré

Légende :

- | ○○○○ | Miocène "post-nappes."
- | / / / / | Autochtone bibanique et nappes telliennes.
- | ●●●● | Numidien.
- | |||| | Flyschs, autres que le Numidien.
- | ———— | Oligocène de faciès Kabyle → { Couverture éo-oligocène.  
Oligo-Miocène Kabyle.  
Flyschs supra-Kabyles.
- | |||| | Dorsale Kabyle.
- | ++++ | Socle.
- ~~~~~ Contact anormal majeur.

b) La couverture allochtone (les flyschs):

Les affleurements du flysch Massylien sont les plus importants et ceinturent complètement le substratum. Il est surmonté au Nord par le Numidien représenté par le Djebel Ras-Harour, à l'ouest il s'enfonce sous le Miocène "post nappe" du Djebel zerouala et au sud il est surmonté tectoniquement par le flysch Grésomiacacé qui forme le Koudiat TABLAT. Le flysch Maurétanien se limite à quelques écaillés pincées dans le flysch Grésomiacacé et le flysch Massylien.

A-5. Stratigraphie .

On peut distinguer les ensembles stratigraphiques suivants : (Arroum et Talmat, 1991).

\* Les formations autochtones :

- Le socle ancien: Il affleure dans l'Oued Bezouz et Hatab, ce qui lui confère une zone à topographie basse. Il est constitué par un ensemble schisteux formant le soubassement de la dorsale. Ces schistes sont à aspect lustré ou phyllades épimétamorphiques, riches en séricite de couleur gris-Bleuté parfois rouge, à quartz d'exsudation avec des lits de quartzites et montrent par endroit des pigments charbonneux.

- La dorsale Kabyle : c'est le prolongement occidental du massif du Djurdjura qui prend une orientation E-O avant de s'interrompre par le bassin subsident plio-quadernaire de la Mitidja. Elle constitue aussi les petits massifs satellites côtiers de l'Arbaâ, Bouzegza, Chenoua et Tenès. Elle montre des termes allant du trias à l'Eocène.

Dans notre secteur d'étude seule la dorsale interne est présente (rappelons qu'on distingue la dorsale interne - Médiane et externe). La série stratigraphique est perturbée et les faciès sont différenciables de ceux des flyschs allochtones qui la ceinturent.

a) Le Trias : IL est représenté par des grès rouges, datés jurassique supérieur (ficheur. E, 1890), donnant une couleur d'ensemble rouge violacée avec des passées jaunes et vertes.

Le Trias d'EL- MADENE montre une séquence positive, conglomératique à la base et argilo-gréseuse au sommet et qui montre des fragments de silex (fig.2). Le quartz blanc ou rouge bien roulé a participé sans doute à plusieurs cycles tandis que le silex peut avoir comme origine les lydiennes du carbonifère ou du dévonien. L'âge du trias de l'unité interne n'est pas encore précisé.

b) Le Jurassique : Il présente uniquement les termes de l'infralias et du lias inférieur. On y trouve des grès,

dolomies, minéralisation de fer et des calcaires blancs à cassure cireuse contenant des fossiles (Fig3). Microscopiquement le faciès micritique contient du quartz détritique abondant qui est bordé d'oxyde de fer contrairement à d'autres régions où le Jurassique forme des reliefs vigoureux. L'unité d'EL-MADENE montre des couches réduites à l'état de lambeaux discontinus de faible importance en relation avec les importantes érosions qui ont suivi des périodes d'émersion du massif en réaction probable avec la tectonique de la région.

C) Le Crétacé :

Il affleure à un seul endroit (observé par Tefiani.M, 1973). il est formé de calcaire gréseux gris à vert renfermant une multitude de fossiles (gastéropodes, discorbio-globigérinidés, des foraminifères planctoniques...) La surface d'affleurement n'excède pas quelques mètres carrés. Ce banc d'épaisseur métrique est transgressé par un niveau de calcaire gréseux jaune du paléocène supérieur. Notons que ces calcaires d'âge crétacé terminal à paléocène sont des faciès qualifiés de liburnien.

d) Le Paléogène :

On distingue deux ensembles :

d.1. Le Paléocène : on retrouve un ensemble conglomératique calcaire mal cimenté passant latéralement à des calcaires gréseux jaunes à microcodium et qui montrent des traînées jaunes. Ce niveau remanie des galets. Au sein de la roche plusieurs fossiles ont été observés (en lames minces), tels que : algues, spicules de spongiaires, foraminifères. Ces galets sont cimentés par des microcodiums en touffe. On note aussi qu'au sein des calcaires gréseux à patine jaune, un ensemble de fossiles dont les plus importants sont des nummulites, Assilines, Miliolidés, pelletoides, fragments d'échinodermes, operculines, foraminifères et aussi on trouve du quartz détritique.

d.2. L'Eocène : Il forme l'essentiel de la carrière d'EL-MADENE.

Une coupe au niveau de l'ancienne mine (Fig.4), montre des calcaires marno-gréseux jaunes à gastéropode du crétacé supérieur paléocène surmonté de grès légèrement calcareux qui pourraient être de l'éocène basal, des dolomies gréseuses et des pseudo-brèches à grands forminifères.

L'étude en lames minces a révélé dans une biomicrite (parfois bio-microsparite) une faune riche et variée : Nummulites lithotamiées, discocyclines, fragments d'échinodermes, Miliolidés, alvéolives, des foraminifères à test enroulé indéterminable.

Ensemble de coupes montrant les termes de la dorsale Kabyle.  
(in Arroum et Talmat, 1991)

**TRIAS**

x = 525,5

y = 4.049,3

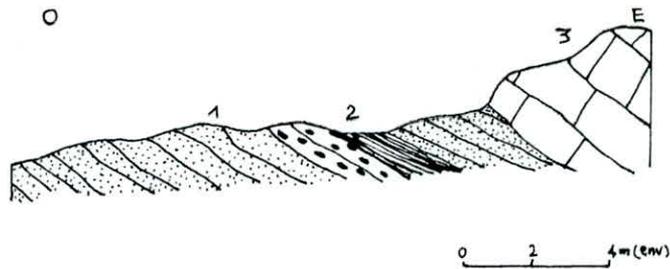


Fig 2. Coupe au niveau de la carrière d'EL-MADENE.

Légende :

1- des grès jaunes en gros bancs avec des grains de quartz blancs parfois rouges biens roulés. Vers le sommet les grès sont surmontés de conglomérats.

2- Un niveau argileux rouge de 2 m très oxydé où on observe des fragments de silex et quelques rares quartz blancs surmontés de grès jaunes.

3 - Dolomies de l'infralias en continuité.

**JURASSIQUE**

x = 525,2

y = 4.049,3

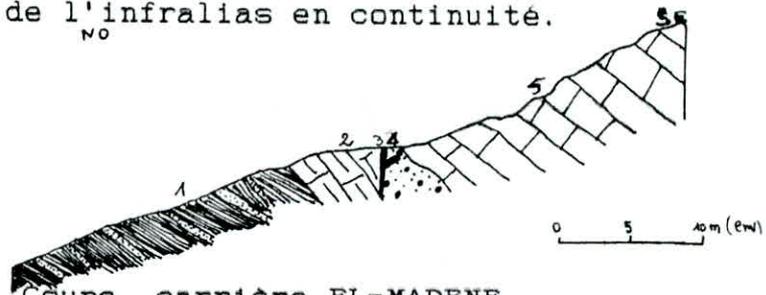


Fig 3. Coupe \_carrière EL-MADENE\_

Légende :

1- Grès jaunes, conglomérats et argiles rouges du trias.

2- Niveau dolomitique gris de l'infralias.

3- Minéralisation de fer (2m).

4- Brèche à éléments liasiques pris dans une matrice gréseuse rouge.

5- Calcaire fin blanc à cassure cireuse avec présence d'oolites, pelletoides, fragments de lamellibranches, lituolidés et dasycladacées (M. Tefiani, 1973).

**EOCENE**

x = 524,8

y = 4.049,7

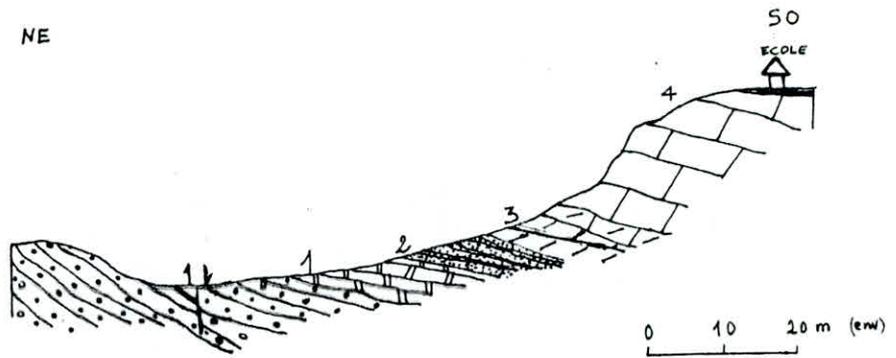


Fig 4. Coupe au niveau de l'ancienne mine.

Légende :

1- Conglomérats à dragées de quartz, triasiques, surmontés de calcaires fins, oxydés, probablement liasiques .

2- Calcaire marno-gréseux jaune à gastéropodes du crétacé supérieur (paléocène) surmonté de grès légèrement calcaireux jaunes qui pourraient être de l'éocène basal.

3- Dolomies gréseuses jaunes à fantômes de petites nummulites, fragments d'échinodermes, Miliolidés, discocyclines, foraminifères à test enroulé. Ces dolomies sont surmontées de calcaires à petites nummulites et alvéolines attribuables au paléocène -yprésien.

4- Des pseudobrèches à grands foraminifères couronnant l'ensemble.

Toutes ces formes sont connues du lutétien supérieur (Téfiani, M, 1973) Puis viennent des grès grossiers, calcaireux riches en nummulites recristallisées.

e) L'Eocène - Oligocène détritique :

Cette période correspond à un changement sédimentaire important, c'est aussi une véritable coupure géodynamique. Il correspond au flysch à petites nummulites de L. Glangeaud (1932) auquel il avait attribué un âge eocène supérieur du fait qu'il était transgressif et discordant sur les calcaires à grandes nummulites de la dorsale.

Grâce à la découverte de lépidocycline, J. Flandrin en 1948 attribua à cette formation également un âge oligocène. L'Eo-Oligocène montre une alternance de grès micacés avec des micro-conglomérats passant à des grès calcaireux brunâtres à cassure grise alternant avec des argiles verdâtres.

C'est une couverture discordante sur les autres niveaux de la dorsale. C'est une formation essentiellement micacée et conglomératique qui admet quelques niveaux calcaires. Elle montre de nombreuses figures de slumps, indice d'une sédimentation continentale. Cette période correspond à la destruction des reliefs de la phase pyrénéenne attribuée à l'éocène supérieur.

f) L'Oligocène - Miocène Kabyle :

C'est une formation transgressive et discordante sur le socle, sa dénomination est dû à Caire, A (1975). Il passe vers le haut à un olistostrome à blocs de flysch de taille et de nature variée (Téfiani, 1970 ; Gelard et al, 1973.) Il est formé essentiellement de silexites brunes, parfois blanchâtres. Affleurant le long de la route qui mène à Djebabra (proximité de la carrière EL-MADENE), il est brusquement interrompu par une faille sub-méridienne enveloppant ainsi la dorsale. Il est recouvert par le flysch Massylien ; la transgression sur la couverture éo-oligocène se fait par un conglomérat.

L'importance structurale de l'oligo- miocène kabyle tient au fait que ce dernier prouve l'allochtonie des flyschs crétacés situés en position Nord Kabyle (M. Téfiiani, 1970). Les olistostromes se plaçant systématiquement à la base des nappes de flysch (M. Téfiiani, 1970). Ce sont des formations dues à un phénomène tectono-sédimentaire; ils montrent dans une matrice pélitique jaune des blocs de formations diverses (flysch de la dorsale) ce qui permet de proposer un âge aquitanien - burdigalien (D. RAYMOND, 1976).

\* Les formations allochtones (à caractère Flysch):

En Algérie, les principaux flyschs observés sont le Maurétanien et le Massylien qui montrent pour l'essentiel des termes allant du Néocomien à l'Eocène.

a) Le MASSYLIEN :

Il affleure au niveau de la route qui mène vers la mine d'EL-MADENE, dans la dépression de l'oued Bezouz. Il est essentiellement constitué de grès à cassure jaunâtre ou rouille alternant avec des argiles jaunes parfois verdâtres. On note aussi la présence de quartzite. L'âge attribué à ce flysch est albo-aptien (Glangeaud, 1932) Il montre des bancs réguliers auxquels des phanites font suite en bancs plus minces.

b) LE MAURETANIEN :

Il se trouve en écaille dans le flysch grésomiacé défini plus bas.

A ces deux flyschs nous ajoutons le Numidien et le Grésomiacé d'âge essentiellement oligocène.

c) LE NUMIDIEN :

Il forme l'essentiel du Djebel Ras-Harour et du rocher du lion, il est argilo-gréseux, reposant constamment en contact anormal sur le flysch Massylien.

Son âge est estimé à Aquitanien terminal - Burdigalien (D RAYMOND, 1976). Selon (J. Gélard, 1979) l'âge du Numidien est estimé à Oligocène- Aquitanien.

d) LE GRESO-MIACÉ :

Il est formé essentiellement de bancs grésomiacés alternant avec des argiles et des marnes micacées. Il occupe un vaste territoire et forme les reliefs de Koudiat TABLAT. Puissant d'environ 200m, il montre des pélites rouges "lie de vin" d'âge éocène moyen-supérieur surmontées de grés micacés montrant parfois des intercalations à faciès Numidien.

\* Le Miocène post-nappe :

Il forme le Djebel Zérouala d'orientation NE-SO. On y rencontre essentiellement des calcaires et des conglomérats. Il est transgressif sur les flyschs crétacés (Massylien et Maurétanien).

A-6. L'évolution sédimentaire et structurale du massif de l'Arbâa (Arroum et Talmat 1991).

Sur un socle essentiellement phylladique déjà structuré par l'orogénèse hercynienne et érodé ultérieurement, vient se déposer en discordance le Trias formé de grès alternant avec des argiles bariolées. Le contact de base est constitué d'un conglomérat riche en fragments de phyllades et de dragées de quartz blanc arrondis. Les fragments de schistes évoquent par leur forme une source d'alimentation proche alors que les grains de quartz ont certainement une histoire beaucoup plus ancienne; des coulées spilitiques de quelques mètres sont observées à la faveur de failles d'effondrement, probable qui auraient joué pendant le Trias (M. Tefiani, 1990). Notons que le taux de sédimentation est assez élevé pendant un laps de temps assez court (du trias à l'infralias). A partir de l'infralias on note une sédimentation de type néritique de plateforme peu profonde, souligné par des dolomies, puis des calcaires oolitiques à fragments de grands lamellibranches et gastéropodes. Le jurassique est connu sous forme de galet à micro-faciès du Tithonique dans un conglomérat mal cimenté du paléocène. Cette discontinuité est probablement en rapport avec des phénomènes tectoniques importants du fait que le bassin des flyschs a commencé à s'individualiser séparant la marge Africaine passive au Sud du domaine de la future dorsale. Au niveau de la dorsale interne se dépose un crétacé calcaire à gastéropode riche en quartz détritique. Le bassin des flyschs accueillera, lui, une sédimentation essentiellement détritique silico-clastique. La transgression tertiaire débute au niveau de la dorsale par le paléocène avec des conglomérats à ciment de microcodium puis des grès calcareux et des calcaires à microcodium. L'Eocène est aussi transgressif sur le Paléocène puis la sédimentation reste peu profonde, ensuite vient un calcaire à grand foraminifère benthique (nummulites, Assilines, ...) et ceci jusqu'au lutétien supérieur. Puis sur la dorsale s'opère un changement dû à la phase tectonique atlasique qui se traduit par des dépôts détritiques épais débutant par un conglomérat de base remaniant tous les termes sus-jacents à savoir le socle et la dorsale. Cette série détritique repose en discordance nette sur un ensemble déjà plissé et faillé. Entre temps dans le domaine externe, en bas de talus, se sont accumulés divers flyschs (Massylien, Maurétanien, Grès micacé, Numidien), du crétacé inférieur à l'Oligocène.

Les grandes superpositions ou raccourcissements vont s'effectuer après le dépôt de l'oligomiocène Kabyle. L'annonce des charriages des nappes est matérialisé par les olistostromes en continuité normale avec l'oligo-miocène Kabyle (M. Tefiani, 1970). Les nappes de glissement sont mises en place au burdigalien inférieur. Après leur mise en place, les nappes sont d'abord plissées puis érodées, vient ensuite le dépôt d'un miocène conglomératique, calcaire et marneux représenté par le Djebel Zerouala qui sera à son tour

faiblement plissé. Ainsi le Miocène inférieur et supérieur correspondent à la période de structuration alpine du massif de l'Arbâa. Il est affecté ensuite par une tectonique post-nappe importante soulignée surtout par une fracturation intense, responsable de la morphologie actuelle du massif de l'Arbâa.

#### A-7. Tectonique .

La morphologie de la région est dominée par des déformations post-nappes soulignées par des glissements à grand rayon de courbure et surtout une fracturation intense qui se traduit par des décrochements observés dans le substratum et la couverture allochtone. Ces deux derniers montrent une déformation tangentielle importante.

- Les fractures orientées NO 30 - NO 40 sont les plus importantes et sur ces accidents s'écoulent les cours d'eau des grands oueds.

Une autre direction subméridienne, s'observe aussi, jouant en décrochement sénestre au niveau de la dorsale et en décrochement dextre au niveau de la couverture allochtone. La direction de fracturation Est-Ouest notée au niveau de toutes les unités serait en relation avec l'effondrement du bassin Mitidjien au Nord. Notons enfin qu'une direction de raccourcissement orientée globalement NO - SE et une direction de fracturation orientée NE-SO sont observées et seraient selon M. Tefiani (In ARROUM et TALMAT 1991) en relation avec une réactivation d'accidents profonds qui déterminent des orientations orographiques de type atlasique.

#### B) Géologie locale.

##### B-1. Localisation administrative.

La région d'EL-MADENE dans laquelle se situe le gisement de calcaire portant le même nom est rattachée à la wilaya de Elida, daïra de Meftah, commune de Djebabra.

##### B-2. Situation géographique et morphologie .

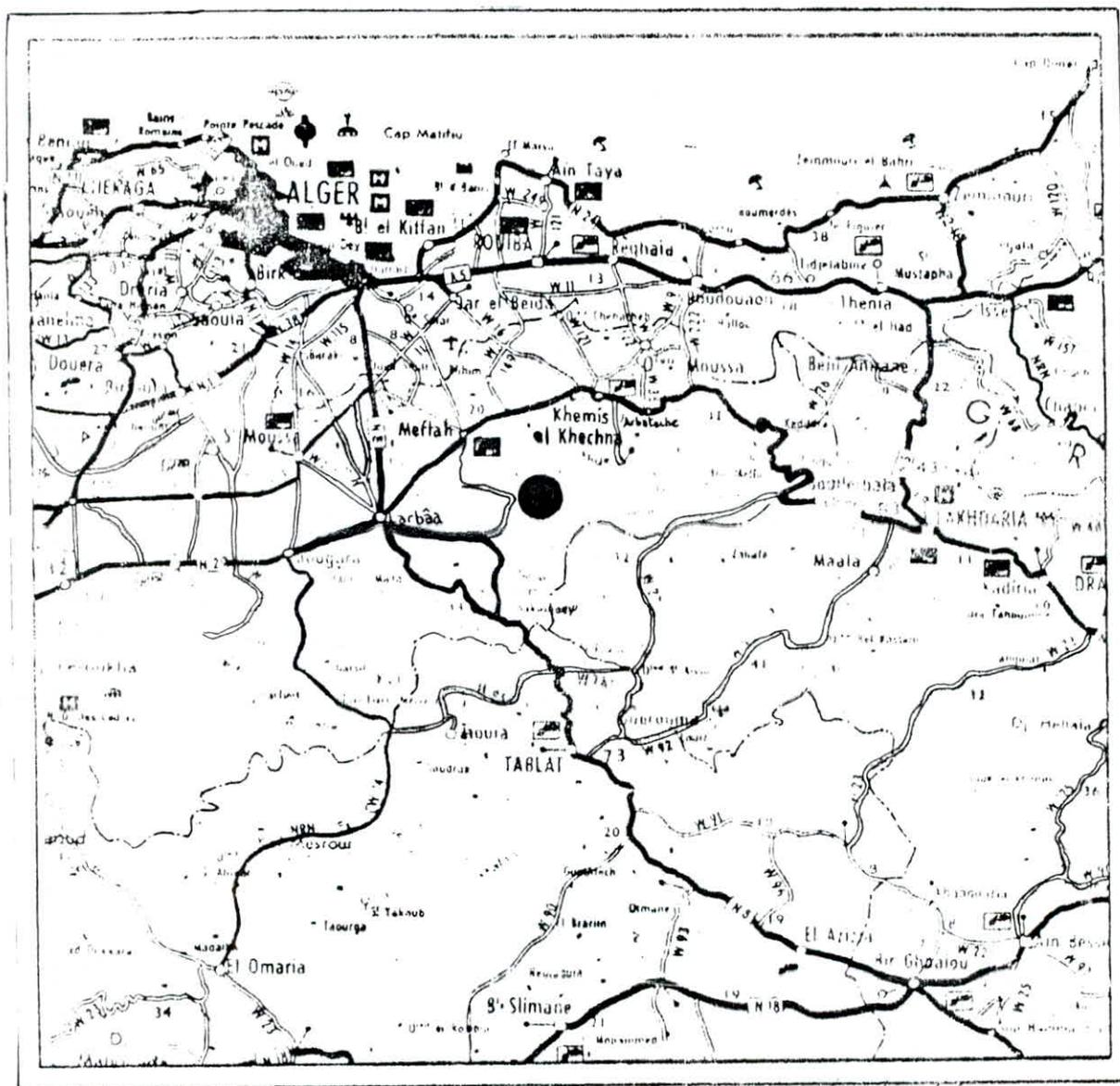
Le gisement d'EL-MADENE se situe "à vol d'oiseau" à environ 8 Km au S E de Meftah, à 9 Km au S O de Khemis EL KHECHNA et à 12 Km au N E de l'Arbâa (Fig.5), il se trouve à 1 Km au N E de la commune Djebabra. Les coordonnées Lambert du centre du gisement sont :

$$X = 552.42$$

$$Y = 365.76$$

Fig.5. Localisation de la région étudiée.

Echelle: 1/500.000



● Gisement d'EL-MADENE.

Ce massif est une colline d'orientation Nord Est—Sud Ouest dont les côtes absolues varient de 350 à 490 m. Il présente des pentes douces vers le Nord Ouest et des Flancs abrupts vers le Sud et le Sud EST. Une végétation dense recouvre la presque totalité de la surface du gisement. Ce chaînon de calcaire est limité à l'EST par l'oued Arbatache au nord et Nord ouest par le Miocène post-nappe du Djebel Zerouala et au sud par Koudiet Tablat. Au bas de la montagne l'oued bezouz vient affluer du sud vers le Nord.

### B-3. Lithostratigraphie .

Le gisement est représenté par une formation carbonatée datée du Tertiaire (Eocène) qui est riche en nummulites, ce qui permet de préciser l'étage de l'Eocène qui est le Lutétien supérieur. " Il est constitué par des calcaires de couleur gris, gris clair à brun jaunâtre, organogènes, massifs, durs, compacts et fissurés. Des fissures centimétriques s'observent au sein de ces calcaires qui sont occupées par de la calcite blanche et de l'argile brunâtre, on observe aussi des poches karstiques (0,2 à 1,5 m) remplies de matériaux tendres " (In Badiane, 1990). Ces dépôts carbonatés reposent sur un ensemble argilo gréseux et conglomératique à dragées de quartz et à débris de phyllades daté du trias et enfin en superstructure vient une couverture détritique gréseuse et conglomératique à éléments divers de la dorsale interne daté du priabon-oligocène (fig 6).

### B-4. Diagenèse.

L'agencement des couches et la lithologie décrite dans la colonne stratigraphique traduit l'origine sédimentaire de ces dépôts; en effet, elle montre une sédimentation lacuneuse et condensée. La série mésozoïque est extrêmement réduite ce qui serait dû aux importantes érosions qui ont suivi les périodes d'émersion du massif.

Les phénomènes liés à la diagenèse présents dans les différents niveaux géologiques (in Chachoua, 1990) sont :

- Une phase de calcitisation primaire ou micritique (se développent parfois des cristaux de sparite et microsparite).
- Une phase de silicification affectant les dolomites.
- Une phase de calcification secondaire (Transformation en sparite).
- Une phase de ferruginisation qui affecte une ou l'ensemble des phases citées. Les carbonates en un banc épais sont représentés par des micrites à microsparites.

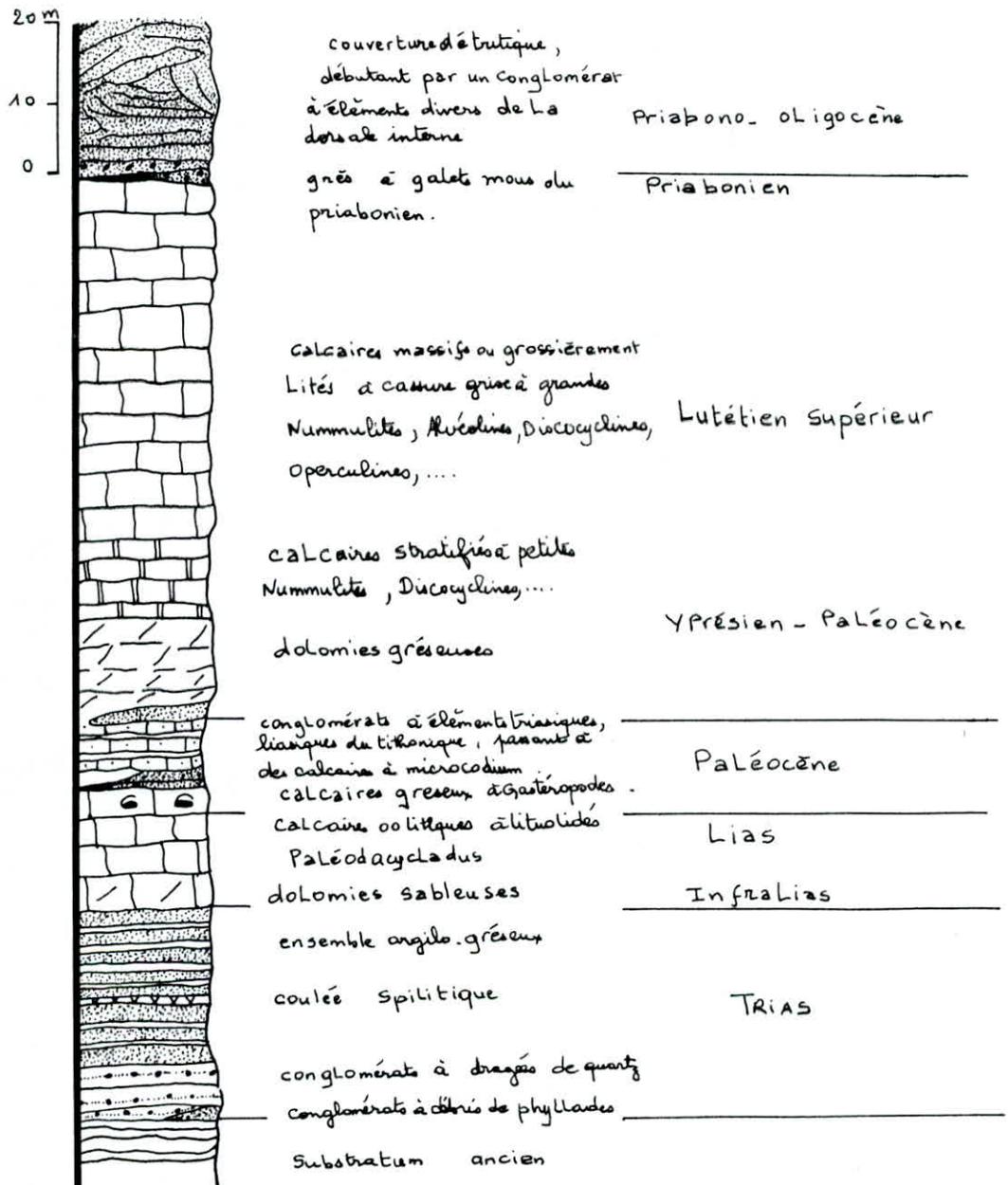


Fig. 6. Colonne Lithostratigraphique Synthétique de l'unité d'EL-MADINE.  
(in ARROU & TALMAT, 1991).

#### B-5. Composition chimique de la matière .

Les résultats des analyses chimiques ont montré une diversité en minéraux tous oxydés, ceci montre que nous avons un calcaire hétérogène. Les pourcentages des minéraux présents sont donnés dans le tableau ci-dessous.

Tableau 1 : pourcentage des minéraux composant l'agrégat d'EL-MADENE. (in Haciane, 1990).

Minéral %	SiO <sub>2</sub>	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub>	CaO	MgO	SO <sub>3</sub>	K <sub>2</sub> O	Na <sub>2</sub> O	PF
Mini	0,61	0,17	0,32	45,17	1,95	0,11	0,06	0,05	38,15
Maxi	9,73	1,47	1,15	53,67	8,52	0,15	0,41	0,07	43,64
Moy	4,13	0,62	0,76	48,71	3,41	0,12	0,19	0,06	41,54

#### B-6. Tectonique du gisement :

La structure du gisement est complexe, cette complexité réside dans le fait que l'assise carbonatée avait été soumise à une influence tectonique intense de sorte qu'aucune source n'apparaît en la colline et cela ne peut s'expliquer que par la forte densité du réseau de fissures et failles qui font disparaître les eaux en profondeur. En effet, l'Eocène est affecté par une déformation traduite par un réseau de failles décrochantes sub-verticales et essentiellement senestres dont la direction du raccourcissement est contenue dans un plan orienté NE-SO . A plus forte raison des failles ont été observées dans la galerie principale niveau 410 de la mine celles-ci sont occupées par un matériau tendre finement broyé (argile et débris de calcaire ferrugineux). Des Karsts ont été identifiés grâce au relevé de sondage, ceux-ci sont remplis d'hématite et de baryte.

#### C) Etude du gisement .

##### C-1. Travaux de prospection et délimitation du gisement .

"Le gisement a été étudié au moyen de cinq (05) sondages implantés sur deux profils plus ou moins parallèles de direction 350 grades, transversalement à la direction des couches. La distance entre les deux profils est de 135m, celle des sondages varie de 115 à 200m. La profondeur de ces sondages varie de 31,15 à 65 m (la moyenne étant de 48,68m) avec un volume total de 243,40 m. Deux sondages ont été forés sous un angle de 45° (sondage O2 et O3) les autres sont verticaux (SO1, SO4, SO5)". ( in Haciane 1990).

La délimitation en surface du gisement à été tracée grâce aux résultats des sondages et des observations sur le terrain (extrapolation). La délimitation en profondeur à été arrêtée à la côte 405 m (cf. plan de "calcul des réserves" et "coupes géologiques").

C-2. caractéristiques géométriques du gisement :

a) superficie:

La superficie du gisement à été évaluée à environ 30 hectares.

b) Allongement .

L'allongement déterminé d'après le plan de calcul des réserves est de 530m.

c) Largeur .

Le gisement possède une largeur variable (cf. plan de "calcul des réserves") : elle est de 246 m au sud et retrécit vers le Nord pour n'atteindre que 160 m. la plus faible largeur se situe au centre où elle est de 110 m.

C-3. Eléments du gisement,

a) Angle de pendage.

Les mesures effectuées par le géologue (Haciane) sur le terrain, ont montré que le pendage varie de 30° à 45°. compte tenu de cette imprécision et la non localisation de ces valeurs, nous prendrons comme angle la valeur moyenne égale à 37°.

b) Sens du pendage.

La coupe géologique (4-4') montre que les couches de calcaires ont un sens de pendage Nord-Ouest.

c) Direction du gisement

Conformément au sens du pendage, la direction du gisement est sud-ouest.

d) Puissance du gisement .

La puissance de la couche calcaire comme le montre la coupe géologique (4-4') est de 50m.

#### C-4. Réserves géologiques .

Vu la morphologie et la structure du gisement, la méthode de calcul des réserves est celle des "coupes géologiques". Le gisement est divisé en trois blocs 1C1, 2C1 et 3C2 (Fig.7).

Le volume de ces blocs a été calculé par la formule :

$$V = \frac{\alpha}{\sin \alpha} \cdot \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot L \text{ (m}^3\text{)}$$

$\alpha$  - angle de non parallélisme (formé par les deux coupes), rad.

$S_1, S_2$  - surface des coupes limitant le bloc, m<sup>2</sup>.

L - distance entre les coupes, m.

Les réserves étant estimées en catégorie C<sub>1</sub> et C<sub>2</sub>, on a comme valeur (Tab.2)

- 7.177.174 t en catégorie C1
- 897.666 t en catégorie C2

Soit un total de 8.074.840 t de calcaire (La masse de stérile n'est pas incluse dans les calculs.

Tableau-2: Calcul des réserves géologiques.

N° du Bloc	Surface du bloc (m <sup>2</sup> )	Distance entre les coupes (m)	volume du bloc (m <sup>3</sup> )	Poids volumique t/m <sup>3</sup>	Réserves (t)
1C1	8650	135	1.167.750	2,68	3.129.570
2C1	6865	220	1.510.300	2,68	4.047.604
3C2	4785	70	334.950	2,68	897.666
TOTAL					8.074.840

#### C-5. Coefficient de découverte global .

Le volume de stérile contenu dans les limites du gisement, que l'on doit évacuer pour la découverte du gisement a pour valeur égale à 62.286 m<sup>3</sup> pour un total en matière utile exploitable de 692.530,2 m<sup>3</sup>. Soit on a un coefficient de découverte global égal à :

$$K_g = \frac{V_{st}}{V_m}$$

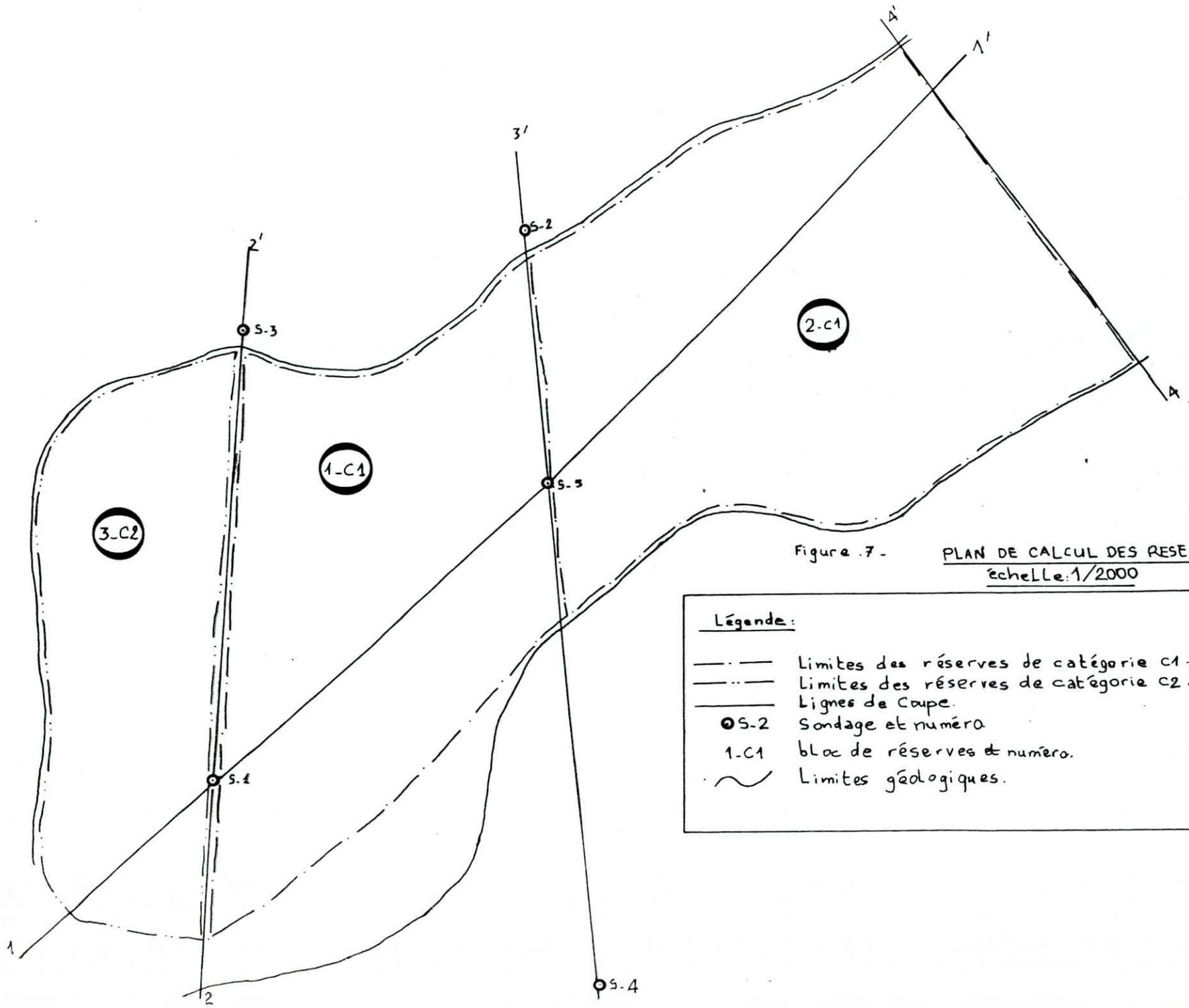


Figure 7 - PLAN DE CALCUL DES RESERVES  
échelle: 1/2000

Légende:

- · — · — · Limites des réserves de catégorie C1.
- · — · — · Limites des réserves de catégorie C2.
- — — — — Lignes de Coupe.
- S-2 Sondage et numéro
- 1-C1 bloc de réserves et numéro.
- ~ ~ ~ ~ ~ Limites géologiques.

$K_g$  - Coefficient de découverte.

$V_{st}$  - Volume de stérile.  $m^3$

$V_m$  - Volume du minerai,  $m^3$

Après calcul, on obtient comme valeur :

$$K_g = 0,09$$

C'est à dire un rapport stérile/matière utile égal à 1/11

C H A P I T R E            I I

APPRECIATION DES  
PARAMETRES DE LA ROCHE  
ET ETUDE DE LA STABILITE DES  
TALUS.

## II APPRECIATION DES PARAMETRES DE LA ROCHE ET ETUDE DE LA STABILITE DES TALUS.

La connaissance des propriétés de l'agrégat en tant que roche in situ et en tant que produit fini (roche concassée) sous forme de granulat est une double nécessité :

- Nécessité technico - économique
- 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 un certain nombre de paramètres du granulat destiné à des usages précis (béton, routes, voies ferrées...). Actuellement les ingénieurs imposent au granulat des spécifications selon le type d'utilisation. Celles-ci portent sur les propriétés diverses telles que les caractéristiques physiques, intrinsèques, dimensionnelles, chacune de ces propriétés doivent pouvoir être mesurées 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 sont d'une importance capitale pour mener à bien l'exploitation en toute quiétude.

- a - Paramètres caractérisant les propriétés du granulat.
- \* Propriétés physiques:
  - Le poids volumique.
  - L'absorption d'eau.
  - La porosité.
- \* Propriétés intrinsèques :
  - Coefficient de broyabilité.
  - Coefficient los - Angeles.
  - Coefficient Deval et Micro-Deval.
- \* Propriétés dimensionnelles.
  - La granularité.

- La propreté.

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.

- L'indice de forabilité.

- L'indice de résistance au contact.

\* Propriétés géomécaniques:

- Angle de frottement interne.

- La cohésion.

\* Propriétés de déformabilité:

- Module d'élasticité (de Young).

- Module de Poisson.

## A-APPRECIATION DES PARAMETRES DE LA ROCHE .

a - Paramètres caractérisant les propriétés du granulat.

a-1. Propriétés physiques.

a-1-1. Le poids volumique,  $\gamma$ .

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.

On l'estime par la formule:

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

P. poids de l'échantillon (g)

V. Volume de l'échantillon (cm<sup>3</sup>)

Les résultats de mesure ont donné une valeur moyenne égale à 2,6783 g/cm<sup>3</sup> sur un nombre d'échantillons égal à 63.

Cette valeur correspond à celle des sables et graviers naturels (2,60 à 2,70 g/cm<sup>3</sup>).

a-1-2. Absorption d'eau (teneur en eau), Ab.

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

Cette fraction se traduit par l'équation:

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

Le coefficient d'absorption d'eau d'un granulat doit être inférieur à 5% ce qui est vérifié pour notre cas (Ab = 0,54 % en moyenne) sur un nombre d'échantillons égal à 63. Elle est nettement inférieure à la valeur limite quant à l'utilisation de celui-ci comme béton et à d'autres usages de construction civils.

a-1-3. porosité, n.

C'est le rapport du volume occupé par le vide, V<sub>v</sub>, rapporté au volume total de l'échantillon, V.

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

Le volume des vides est déterminé en faisant la différence en poids de l'échantillon sec et saturé après une pesée sur une balance hydrostatique. La valeur moyenne obtenue lors des mesures sur un nombre d'échantillons égal à 63 est de 1,5 % (c'est un granulat à porosité faible: n = 0 à 5%).

a-2. propriétés intrinsèques.

a-2-1. coefficient de broyabilité, BR.

Le degré de broyabilité consiste en la mesure du rapport du poids des particules fines (inférieures à 1,6 mm),  $M_{fin}$ , produites par l'abrasimètre sur la masse initiale M des granulats de dimension 4 à 6,3 mm.

$$BR = \frac{M_{fin}}{M} \times 100 \text{ (\%)}$$

-  $M_{fin}$  - Masse des particules fines (inférieures à 1,6 mm).

- M - Masse initiale de l'échantillon à granulométrie 4 à 6,3 mm.

Rappelons que ce coefficient est intimement lié à la résistance mécanique de la roche, en effet, plus la roche est résistante moins le granulat produit est fin.

Tableau 1 : échelle de broyabilité.

BR %	Broyabilité
0 ÷ 25	très faible
25 ÷ 50	faible
50 - 75	Moyenne à forte
75 ÷ 100	Très forte

La valeur moyenne obtenue est 11,97 %, Ce qui permet de classer le granulat d'EL-MADENE comme ayant une broyabilité très faible (le nombre d'échantillons ayant été pris est 17.

a-2-2. Coefficient LOS -Angelès, LA.

Pour les granulats destinés à la construction routière, il est recommandé de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai Los-Angelès). Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est à dire leur résistance à la fragmentation par choc et à l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyante composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier. On mesure le pourcentage des fines inférieures à 1,7 mm produites après un certain temps de broyage. Le coefficient Los-Angelès est donné par :

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

m. Masse des particules fines (inférieures à 1,7 mm).

M. Masse de l'échantillon (prise d'essai).

Les résultats expérimentaux ont fourni comme valeur moyenne, LA = 20,3 %, sur un nombre d'échantillons égal à 17. Cette valeur correspond bien à la classe des granulats calcaires et peut être utilisé comme matériaux pour betons exceptionnels (voir tableau ci-dessous, tab 2).

Tableau 2: Coefficient Los-Angeles en pourcentage dans les principales utilisations du granulat.

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

### a-2-3. Coefficient Deval et Micro-Deval.

Ces deux coefficients, tout comme le coefficient Los-Angelès dépendent principalement de la nature de la roche. Les spécifications relatives à la résistance mécanique des granulats pour assise de chaussée portent entre autre sur le coefficient Micro-Deval en présence d'eau. L'essai Deval ou 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 qui émoussent les arrêtes des particules. Dans la technique routière, l'essai Deval est remplacé par l'essai Micro-Deval car il représente l'avantage d'être effectué sur les classes granulaires proches de celles mises en oeuvre actuellement.

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6 mm produits dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7 kg. C'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient LA. 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 1,25 mm). On place une prise d'essai (500 g) dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur = 210 mm, longueur = 170 mm, épaisseur = 3mm et de capacité = 5 l ) avec un certain nombre de billes d'acier de 9,5 mm de diamètre.

Le coefficient MDE est donné par:

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

m - masse totale des particules retenues sur les tamis dont les ouvertures sont 10 mm, 5mm, 1,25 mm.

La corrélation qui existe entre le DE et MDE est donnée par l'expression :

$$\text{MDE} = \frac{\text{DE}}{80}$$

Les résultats expérimentaux ont fourni comme valeurs moyennes sur un total d'échantillons égal à 17 :

$$\text{DE} = 11,81 \%$$

$$\text{MDE} = 6,97 \%$$

Ce dernier doit être.

< 35 % pour les utilisations courantes dans la confection des bétons.

< 20 % pour les utilisations exceptionnelles.

Nos résultats confirment l'aptitude du granulat d'EL MADENE à offrir un matériau bon pour des utilisations exceptionnelles.

a-3. Propriétés dimensionnelles.

a-3-1. La granularité.

C'est la distribution des particules de l'agrégat selon leur dimension. Cette répartition dimensionnelle qui donne la quantité en % en poids des différentes grosseurs dans l'échantillon est rapportée sur un graphique dit "courbe granulométrique" - (Fig. 1)

Les résultats du tamisage a permis de tracer la courbe granulométrique et par là le calcul du coefficient d'uni formité (ou de HAZEN), il est donné par l'expression:

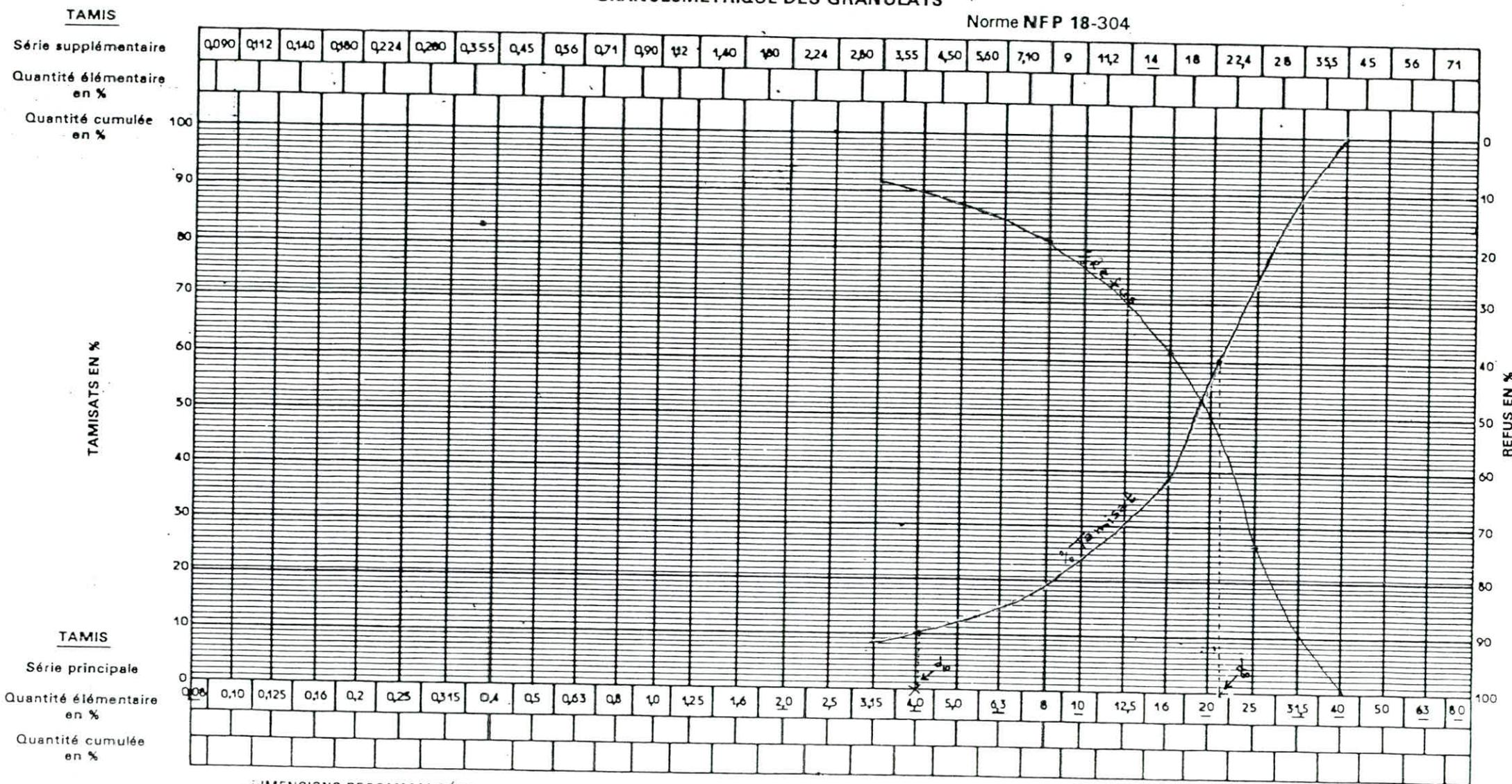
$$Cu = \frac{d_{60}}{d_{10}}$$

d60 = ouverture des mailles du tamis laissant passer 60 % du tamisat.

d10 = ouverture des mailles du tamis laissant passer 10% du tamisat.

**Figure - 1 - ANALYSE  
GRANULOMÉTRIQUE DES GRANULATS**

Norme **NFP 18-304**



OBSERVATIONS :

DÉSIGNATION DU GRANULAT :

granulométrie semi étalée

Gra L MA

Tableau 3 : Type de la granulométrie en fonction du coefficient de HAZEN.

Coefficient de HAZEN	Type de granulométrie
$Cu \leq 2$	Granulométrie très serrée
$2 < Cu \leq 5$	Granulométrie serrée
$5 < Cu \leq 20$	Granulométrie semi étalée
$20 < Cu \leq 200$	Granulométrie étalée
$200 < Cu$	Granulométrie très étalée

Le calcul d'après le graphe montre qu'on a un coefficient  $Cu = 5,27$ . Ce granulat à distribution granulométrique semi étalée montre un mélange varié de grains après concassage et tamisage ce qui indique une granulométrie non uniforme.

#### a-3-2. La propreté.

Cette propriété est très importante pour le granulat quand à son utilisation sous forme de béton. En effet, le pourcentage de particules fines boueuses (argile et matière vaseuse) dans un granulat fin mélangé au ciment peut provoquer le gonflement ou le retrait qui ces derniers jouent un rôle négatif pour les bétons. Elle est déterminée par l'expression:

$$P = \frac{m - r}{m} \times 100 \quad (\%)$$

P - Pourcentage des particules fines et friables.

m - masse de l'échantillon à granulométrie fine.

(0 à 3,15 mm ; sables)

r - Masse de l'échantillon après enlèvement des particules fines (après lavage).

Les résultats expérimentaux ont donné une moyenne égale à 13,9% et le pourcentage maximal toléré dans les bétons de qualité pour les sables est de 9% ce qui nous conduit à ne pas envisager la production de la classe fine 0 + 3,15 mm (sera rejeté comme stérile).

Conclusion :

Tous les résultats d'analyse confirment l'aptitude du calcaire d'EL-MADENE à être utilisé comme matériau de construction et de revêtement des routes.

Tableau 4 : Tableau récapitulatif des paramètres du granulat (réalisé par les services de l'UREG).

Paramètres	Unités	Minimum	Maximum	Moyenne	Nombre Echantillons
Poids volumique	g/cm <sup>3</sup>	2,4683	2,7643	2,6783	63
Poids spécifique	g/cm <sup>3</sup>	2,6050	2,8161	2,7190	63
Absorption d'eau	%	0,10	2,12	0,54	63
Porosité	%	0,21	5,24	1,50	63
Coefficient Los-Angelès	%	14,0	24,2	20,3	17
Coefficient de broyabilité	%	10,50	16,00	11,97	17
Coefficient Deval	%	6,50	15,30	11,81	17
Coefficient Micro-Deval	%	5,20	12,30	6,97	17
Particules argileuses et vaseuses	%	10,5	22,0	13,9	17

Notons que la valeur moyenne a été calculée sur l'ensemble des valeurs de chaque essai (moyenne arithmétique,  $\frac{\sum X_i}{n}$ ,  $X_i$  étant la valeur de chaque mesure et n le nombre d'échantillons soumis à l'essai).

b - Paramètres caractérisant les propriétés de l'agrégat.

b-1. propriétés mécaniques.

b-1-1. résistance à la compression,  $R_c$ .

Elle consiste à mesurer la charge maximale de compression que peut supporter l'échantillon (éprouvette cylindrique de diamètre  $\phi$  et de souplesse  $i = \frac{L}{\phi} = 2$ , L étant sa longueur).

Les résultats des essais établis par les services de L'UREG ont fournis une valeur maximale égale à 1563 Kg/cm<sup>2</sup> et

une valeur minimale de 298 kgf/cm<sup>2</sup>, la valeur moyenne est de 885,5 kgf/cm<sup>2</sup> (sur un nombre de 46 échantillons).

b-1-2. Résistance à la traction, R<sub>t</sub>.

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

En ayant la valeur pratique de la résistance à la compression, une approximation raisonnable permet de déterminer la résistance à la traction par la formule empirique :

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

avec R<sub>c</sub> = 885,5 Kgf/cm<sup>2</sup> (88,55 MPA)

on obtient :

$$R_t = 88,55 \text{ kgf/cm}^2 \text{ ( = 8,85 MPA)}$$

Ces deux valeurs nous permettent de classer le calcaire d'EL-MADENE comme roche résistante (Tab 5).

tableau 5: Classement des roches d'après la résistance mécanique.

ROCHE	Faiblement Résistante	Moyennement Résistante	Résistante	Tres Résistante
R <sub>c</sub> (MPA)	5	20	60	> 100
R <sub>t</sub>	0,4	1,5	4	> 20

b-1-3. Résistance au cisaillement, R<sub>cis</sub>.

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

$$R_{cis} = \frac{R_c}{3}$$

Soit R<sub>cis</sub> = 295,1 Kgf/cm<sup>2</sup>.

b-2. Propriétés technologiques.

b-2-1. dureté de la roche, f.

Selon le professeur Protodiakonov, la dureté est estimée par :

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

$R_c$  - Résistance à la compression (Kgf/cm<sup>2</sup>).

Le calcul donne  $f = 8,85$  soit une dureté égale à 9. Selon l'échelle de dureté de Protodiakonov on classe le calcaire d'EL-MADENE à la 3ème classe ( $8 < f < 10$  : roche dure). (Cf. tableau de classement des roches selon leur dureté, in KOVALENKO, P.24).

b-2-2. degré de fissuration, DF.

Le degré de fissuration est apprécié par plusieurs méthodes dont l'une est celle par la détermination de l'indice de continuité.

b-2-2-1. L'indice de continuité, IC.

Il est défini pour une roche donnée par référence à une roche idéale de même composition minéralogique qui serait exempte de discontinuité. Le paramètre de comparaison est la vitesse de propagation des ondes longitudinales  $V_1$  qui est très sensible à l'état de fissuration et d'altération des roches donc à la discontinuité de la roche. La vitesse de propagation de l'onde de référence  $V_{1c}$  du milieu parfait sans pores et sans fissures est obtenue en faisant la moyenne harmonique pondérée des vitesses de propagation dans les minéraux constituant la roche.

$$\frac{1}{V_{1c}} = \sum_{i=1}^n \frac{C_i}{V_{1i}}$$

$V_{1c}$  - Vitesse de l'onde longitudinale dans le milieu parfait (m/s).

$C_i$  - Teneur de la roche en minéral  $i$ , %.

$V_{1i}$  - Vitesse de l'onde longitudinale dans le minéral  $i$ , (m/s).

La vitesse de propagation de l'onde dans une roche saine (vitesse de référence) est donnée dans le tableau ci-dessous.

Tableau 6 : Vitesse de l'onde longitudinale dans un milieu.

- Norme Française -

Milieu	Vitesse $V_{Lc}$ (m/s)
Amphibolites	6500
Calcaires	6500
Diorites	6500
Gabbros	7000
Granites	6000
Roches Métamorphiques	6000
Roches siliceuses	6000

L'instrument de mesure est un appareil géophysique (appareil à ultrason) qui mesure le temps de parcours de l'onde longitudinale de bout en bout de l'échantillon auquel on a placé un émetteur et un récepteur piézoélectrique 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 :

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

$V_{Lm}$  = Vitesse de l'onde mesurée sur la roche, m/s.

L - Longueur de l'échantillon, m.

t - Temps de propagation de l'onde, s.

Résultats expérimentaux :

Tableau 7 : Mesure du temps et de la vitesse de propagation de l'onde dans l'échantillon.

N° éch.	Caractéristiques géométriques.		Temps de propagation.	Temps de propagation.	Temps moyen.	Vitesse. (m/s)
	ø cm	L (cm)	Essai N° 1. (10 <sup>3</sup> ms)	Essai N° 2. (10 <sup>3</sup> ms)	(x 10 <sup>3</sup> ms)	
01	6,3	13,7	22,8	22,8	22,8	6009
02*	6,3	14,1	28,5	28,7	28,6	4930
03	6,3	14,3	26,0	26,2	26,1	5479
04**	6,3	14,2	31,3	31,4	31,3	4537
05	6,3	13,8	29,9	29,6	29,7	4646
06	6,3	13,5	23,2	23,2	23,2	5819
07*	6,3	13,7	26,8	26,8	26,8	5112
08	6,3	14,3	24,7	24,7	24,7	5790
09**	6,3	14,5	38,6	38,5	38,5	3766

Observations : \* Echantillon fissuré.

\*\* Echantillon très poreux et altéré.

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

$$IC = 100. \frac{V_{Lm}}{V_{Lc}} \quad (\%)$$

Cet indice est d'autant plus proche de 100% que la roche est saine (sans fissures).

Du tableau 7, on détermine la moyenne arithmétique de la vitesse et on obtient une valeur moyenne égale à :

$$V_{Lm} = 5121 \text{ m/s}$$

d'où l'indice de continuité a pour valeur :

$$IC = 78,8 \%$$

Tableau 8 : classification des roches d'après l'indice de continuité IC.

- Norme française -

Indice de continuité IC. (%)	Nature 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

Le résultat de IC nous permet de classer le calcaire d'EL-MADENE du point de vue continuité de la matière rocheuse dans la catégorie des roches de qualité moyenne (Tableau 8).

Les agrégats sont généralement produits à partir des roches dont IC > 75% ce qui est valable pour notre cas.

b-2-2-2. Calcul du degré de fissuration, DF.

Comme la porosité, déterminée précédemment, est inférieure à 5% (n = 1,5%), le degré de fissuration se calcule par la relation:

$$DF = 100 - IC$$

On trouve ,  $DF = 21,2 \%$

Tableau 9: classification du degré de fissuration dans les roches.

- Norme Française-

Degré de Fissuration %	D F
> 80	très fort
75	fort
50	Moyen
25	Faible
< 10	Très faible

Le degré de fissuration calculé nous permet d'affirmer que notre roche est de degré de fissuration faible (tableau 9) ce dernier nous dit que la roche est compacte.

b-2-2-3. 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.

L'étude géologique du gisement a montré qu'il est fissuré, où de grandes fissures apparaissent au niveau des gradins de l'ancienne carrière (constatation sur le terrain), elles sont longues et pratiquement subverticales. On peut donc classer ce massif dans la catégorie II (roches à grandes fissures divisant le massif en gros blocs). (voir tab. 10)

Tableau 10 : Classification des massifs suivant la fissuration. (in KOVALENKO p.20)

catégorie de fissure	Degré de fissuration du massif en blocs	Distance moyenne entre les fissures
I	Massif exclusivement fissuré (en petits blocs)	Jusqu'à 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

Cette affirmation reste à confirmer par des mesures sur le terrain. Remarquons qu'il y a un paradoxe puisque le calcaire est compact et fissuré mais cela s'explique par le fait qu'il a subi une diagenèse polyphasée, une cimentation précoce représentée par une recristallisation intersticielle (la compaction et la recristallisation sont dans un état avancé ce qui rend le massif compact mais la tectonique a joué un rôle important dans la naissance des fissures béantes). (in CHACHOUA, 1990).

#### b-2-3. L'indice de forabilité, $I_f$ .

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

$$I_f = 0,007 \times (R_c + R_{cis}) + 0,7 \times \gamma$$

$I_f$  - indice de forabilité.

$R_c$ ,  $R_{cis}$ , résistance à la compression et au cisaillement,  $Kgf/cm^2$ .

$\gamma$  - poids volumique,  $g/cm^3$ .

Le calcul nous donne:

$$I_r = 10,14$$

D'après RJEVSKY, l'indice de forabilité obtenu permet de classer la roche dans la catégorie des roches dures d'une forabilité moyenne ( $I_r = 10,1 \div 15$ ) (in KOVALENKO, p.27)

b-2-4. Indice de résistance au contact,  $I_{RC}$ .

La résistance au contact caractérise: <sup>L'action de l'outil sur</sup> la roche, elle est exprimée par la relation:

$$I_{RC} = 1,9 R_c^{1,5}$$

Soit une valeur de  $I_{RC} = 1583$  MPa, ( $R_c$  en MPa)

b-3. propriétés géomécaniques.

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

b-3-1. Angle de frottement interne,  $\varphi$ .

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

$$\varphi = \arcsin \frac{R_c - 4 R_t}{R_c - 2 R_t}$$

(angle de frottement interne de la roche).

$R_c$ ,  $R_t$  résistance à la compression et à la traction, Kgf/cm<sup>2</sup>.  
Après calcul, on obtient une valeur.

$$\varphi_r = 48,6^\circ$$

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

D'où :

$$\varphi_m = K_\varphi \cdot \varphi_r = 39^\circ$$

Ce résultat s'inscrit dans les normes établies pour les calcaires (il est de  $30^\circ$  pour le calcaire marbrisé,  $\gamma = 2,71 \text{ g/cm}^3$ ).

#### b-3-2. Cohésion, C.

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

$$C_r = \frac{R_t \times R_c}{2\sqrt{R_c \times R_t - 3 \times R_t^2}}$$

Le calcul aboutit à une valeur de :

$C_r = 167,3 \text{ Kgf/cm}^2 = 16,7 \text{ MPA}$ . (s'inscrit dans les normes pour les calcaires, Il est de 21 MPA pour les calcaires marbrisés,  $\gamma = 2,71 \text{ g/cm}^3$ ).

La cohésion du massif est obtenue de celle de la roche en lui affectant les facteurs de correction comme suit.

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

a - Coefficient de fissuration du massif rocheux (catégorie II,  $a = 0,1$ ).

b - Coefficient de la diminution de la cohésion du massif à cause de son contact à l'eau (humidité, altération).

$b = 0,2$  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).

$c = 0,7$  à  $0,8$  (on prendra la valeur moyenne  $0,75$ )

On obtient un résultat de:

$$C_m = 07,53 \text{ Kgf/cm}^2.$$

#### B-4. Propriétés de déformabilité.

Elles expriment l'état de déformation de la roche sous sollicitation mécanique, ces propriétés sont définies par deux modules.

- Module d'élasticité, E
- Module de Poisson,  $\mu$

Pour connaître ces modules il est nécessaire de connaître les déformations relatives longitudinales  $\frac{\Delta l}{l}$  et transversales  $\frac{\Delta d}{d}$

(Valeurs non déterminées lors des essais à la compression)

Pour le module de Young statique, on se limitera à la valeur théorique.

$E_{st} = 10,7 \cdot 10^4$  MPa (calcaire marbrisé,  $\gamma = 2,710/cm^3$ )  
(IN KOVALENKO, p.18)

b-4-1. Module de Young dynamique,  $E_{d}$ .

Le module d'élasticité est le coefficient de proportionnalité entre les contraintes normales  $\sigma_c$  et la déformation linéaire relative,  $\epsilon_1 = \frac{\Delta l}{l}$ .

$$\sigma_c = E \times \epsilon_1 = E \cdot \frac{\Delta l}{l}$$

$$\text{d'où: } E = \frac{\sigma_c}{\frac{\Delta l}{l}} = \frac{\sigma_c}{\epsilon_1}$$

La méthode classique de détermination du module de Young dynamique est par le calcul de la vitesse de l'onde longitudinale traversant un échantillon en éprouvette. L'appareillage est le même que celui utilisé pour la détermination de l'indice de continuité (mesure du temps de propagation de l'onde).

Le module de Young  $E_{d}$  est donné par la relation :

$$E_{d} = \gamma \cdot V_{st}^2 \cdot \frac{(3 V_{p}^2 - 4 V_{st}^2)}{(V_{p}^2 - V_{st}^2)}$$

$E_{d}$  - Module de Young dynamique, Pa.

$\gamma$  - Poids volumique, Kg/m<sup>3</sup>.

$V_{p}$  - Vitesse de l'onde longitudinale dans l'échantillon, m/s.

$V_{st}$  - Vitesse de l'onde transversale, 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. (correspondant à une vitesse longitudinale de 5000 m/s. - voir expérience de Langefors dans l'étude de sécurité - Chap. IV).

Le calcul donne comme résultat :

$$E_d = 59712530. 10^3 \text{ Pa} = 59712,5 \text{ MPa}.$$

Tableau 11 : Classification des roches en raideur d'après le module dynamique.

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

Le calcaire d'EL-MADENE peut être classé comme roche raide (tab. 11).

b-4-2. Module de Poisson,  $\mu$ .

Le module de Poisson  $\mu$ , relie les déformations relatives longitudinales  $\epsilon_l = \frac{\Delta l}{l}$  à celle transversales  $\epsilon_t = \frac{\Delta d}{d}$ , cette proportionnalité est donnée par la relation:

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

Il est déterminé expérimentalement par la relation:

$$\mu = \frac{V_p^2 - 2 V_m^2}{2 (V_p^2 - V_m^2)}$$

On trouve une valeur de:  $\mu = 0,24$ .

## B - Etude de la stabilité des talus.

### B-1. Identification des modes de rupture en roches dures .

Dans le cas de talus rocheux où la dureté des roches est fortes les surfaces de rupture sont le plus souvent déterminées par les discontinuités préexistantes dans le massif. Il existe différents types de rupture et leurs modes s'identifient selon les propriétés des roches et le réseau de discontinuité qui les affectent. Les modes de base des blocs rocheux sont :

- Glissement plan (lorsqu'il y a un plan d'affaiblissement structural).
- Rupture en coin (lorsqu'il y a intersection de deux plans de discontinuité).
- Basculement ou fauchage (quand on a un fort pendage opposé au talus).

Comme le sol d'EL-MADENE est cohérent et ayant un pendage moyen (maximum égal à  $45^\circ$ ), le plan de rupture ne peut être qu'une surface de glissement plan.

### B-2. Calcul de stabilité,

Des méthodes de calcul à l'équilibre limite (basées sur la mécanique des solides indéformables.) existent pour les différents mode de rupture. Elles ont été décrites par Hoek et Bray.

Pour raison de non mesure de l'angle d'affaiblissement structural, nous l'avons confondu avec celui du pendage.  
(Fissure orientée suivant le pendage des couches).

#### B-2-1. Configuration du talus du gradin en exploitation.

Le glissement plan se produit sous l'action des forces de gravité suivant un plan d'affaiblissement structural (stratification - diaclase - fissures ) Le pendage moyen des couches ( $\beta=37^\circ$ ) est inférieur à l'angle de frottement interne du massif ( $\phi = 39^\circ$ ) par conséquent le talus du gradin ne peut être sujet à un glissement.

Pour une raison technique d'abattage, l'angle d'inclinaison des trous de mine étant pris égal à  $16^\circ$  par rapport à la vertical (voir paramètres du trou-chap IV); cela confère une inclinaison du talus par rapport à l'horizontale une valeur de  $74^\circ$ .

#### b-2-2. Configuration du talus du gradin en liquidation.

Hawley et Stewart proposent une classification des différentes configurations possibles en fonction de l'orientation de la stratification (ou des principales

familles de discontinuités), (fig.2). "Dans les zones où la stratification est inclinée vers la fosse, le type I peut être appréciable tant que le pendage ne dépasse pas 25°. Le type II jusqu'à 50° et le type III et IV entre 50° et 90°. Dans les zones où le pendage est opposé à la fosse, les types V et VI peuvent s'appliquer entre 70° et 90° et le type VII pour des valeurs plus faibles. Enfin, le type VIII peut être choisi lorsque l'azimut des strates est suffisamment oblique par rapport au talus ". (in HANTZ, 1987).

Notre cas concerne la configuration VII (gradin recoupant des discontinuités à pendage opposé et ce talus est sujet à des glissements en escalier). Pour éviter cela, on fait une analyse de stabilité basée sur la géométrie du mouvement de glissement sans référence aux forces qui les provoquent. Nous proposons un talus dont l'angle d'inclinaison est le complémentaire de celui du pendage des couches. Cette disposition perpendiculaire du talus au sens du pendage lui confère une stabilité maximale (Fig3) on obtient un angle du talus de 53°. Précisons encore que cette disposition rend le tir plus sécurisant puisque l'onde de choc lors de l'explosion de la charge se trouve limitée en profondeur et ainsi les ouvrages souterrains sont épargnés d'une action défavorable à leur stabilité.

B-2-3. Calcul de stabilité dans le cas où l'angle de pendage est supérieur à l'angle de frottement interne ( $\beta > \phi$ ):

Rappelons que les raisonnements précédents ont été basés sur la considération de l'angle de pendage moyen des couches. L'étude géologique indique qu'il est variable et atteint une valeur de 45°, dans ce cas le talus du gradin en exploitation est menacé par un glissement dû aux fissures naturelles, donc ces zones doivent être reconnues sur le terrain par mesure du pendage avec un clinomètre et l'angle du talus doit être choisi par un calcul du coefficient de sécurité.

En géotechnique, la stabilité d'un ouvrage est généralement évalué par un coefficient de sécurité qui est défini comme étant le rapport de la force totale mobilisable pour résister à la rupture à la force totale qui tend à provoquer cette rupture.

En considérant le cas simple d'un glissement sur un plan de faiblesse dont la hauteur du gradin est H et l'inclinaison du talus est  $\alpha$  (en roche dure) et le pendage est  $\beta$  où il n'y a pas d'accumulation d'eau (terrain drainé) et sans fissure de crête (fig4).

Le facteur de sécurité pour ce massif est donné (in METCALFE), par :

$$F = \frac{R}{W \sin \beta} = \frac{C + A + W \cos \beta \cdot \tan \phi}{W \sin \beta} = \frac{C + A}{W \sin \beta} + \frac{\tan \phi}{\tan \beta} \quad (1)$$

		CONFIGURATION	APPLICATION
I		Gradins recoupant des discontinuités à pendage conforme	Talus non sujet à des glissements majeurs
II		Talus sans gradins, parallèle aux discontinuités	Talus non sujet à des glissements de plaque
III		Gradins parallèles aux discontinuités	Talus sujet à des glissements de plaque
IV		Talus renforcé sans gradins	Talus sujet à des glissements de plaque
V		Gradins recoupant des discontinuités à pendage opposé	Talus sujet au basculement
VI		Gradins renforcés recoupant des discontinuités à pendage opposé	Talus sujet au basculement
VII		Gradins recoupant des discontinuités à pendage opposé	Talus sujet à des glissements en escalier
VIII		Gradins recoupant des discontinuités d'azimut oblique ou perpendiculaire	Talus sujet à des glissements de dièdres

Fig 2. Configurations possibles des gradins en fonction de l'orientation de la stratification (ou des principales familles de discontinuités) d'après HAWLEY et STEWART.

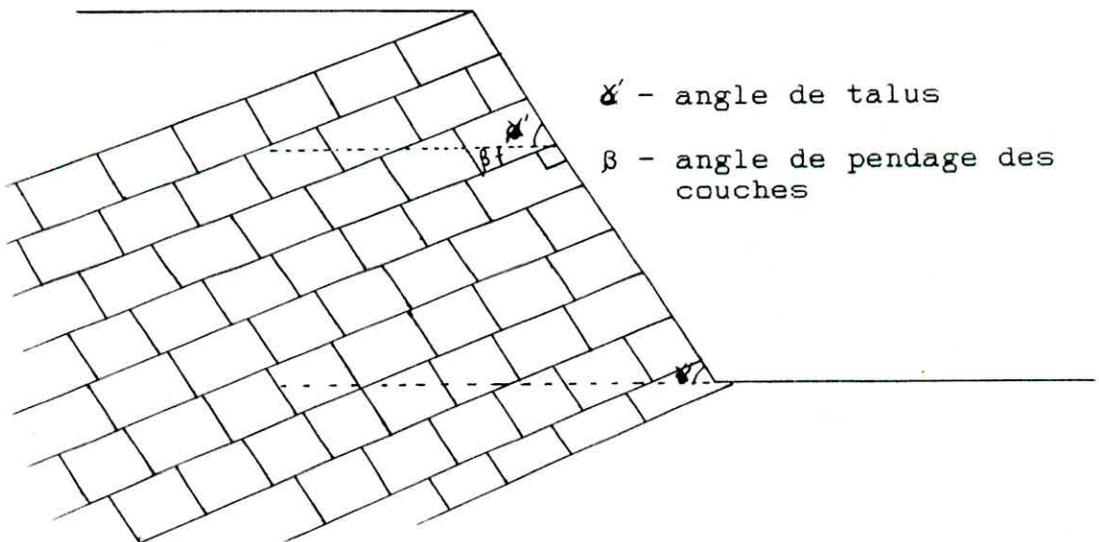


Fig 3. Gradin recoupant des discontinuités à pendage opposé (massif fracturé -EL - MADENE-).

W - Poids du terrain tendant à le faire glisser et R la force s'y opposant.

Cette équation peut s'écrire :

$$F = \frac{2 \cdot C \cdot \sin \alpha}{\gamma \cdot H \cdot \sin(\alpha - \beta) \cdot \sin \beta} + \frac{\text{tg } \varnothing}{\text{tg } \beta} \quad (2)$$

avec :  $W = \gamma \cdot H$

$$A = \frac{2 \cdot \sin \alpha}{\sin(\alpha - \beta)}$$

Donc on aura

$$\frac{\gamma \cdot H}{C} = \frac{2 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \varnothing}{\sin(\alpha - \beta) \cdot (F \cdot \sin \beta \cdot \cos \varnothing - \sin \varnothing \cdot \cos \beta)} \quad (3)$$

En équilibre limite ( $F = 1$ ), cette dernière équation devient:

$$\frac{\gamma \cdot H}{C} = \frac{2 \cdot \sin \alpha \cdot \cos \varnothing}{\sin(\alpha - \beta) \cdot \sin(\beta - \varnothing)} \quad (4)$$

Celle ci nous permet de déterminer l'angle du talus  $\alpha$  avec les données suivantes.

$$\gamma = 2680 \text{ kg/m}^3 = 166 \text{ lb/ft}^3, \quad (1 \text{ kg/m}^3 = 0,062 \text{ lb/ft}^3)$$

$$H = 10\text{m} = 328 \text{ ft} \quad (1\text{m} = 32,8 \text{ ft})$$

$$C = 7,53 \text{ kgf/cm}^2 = 1549,4 \text{ lb/ft}^2, \quad (1\text{kgf/cm}^2 = 4,86 \text{ lb/ft}^2)$$

$$\beta = 45^\circ$$

$$\varnothing = 39^\circ$$

On obtient une valeur égale à :

$$\alpha = 68^\circ$$

Le deuxième terme de l'équation (4) peut être approximé par une relation mathématique à une fonction idéale s'exprimant par :

$$X = 2 \cdot \sqrt{(\alpha - \beta) \cdot (\beta - \varnothing)}$$

Avec la fonction "hauteur du gradin" (ou "slope height function") qui s'écrit:

$$Y = \frac{\gamma \cdot H}{C}$$

Plane failure in systematically jointed hard rock slopes  
 The methods used in deriving the slope design charts.

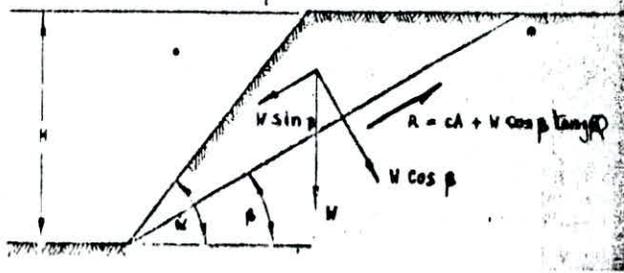
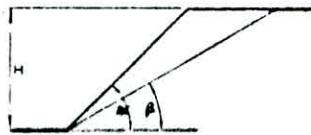


Fig 4. Dimensions and forces in a rock slope with potential failure plane.

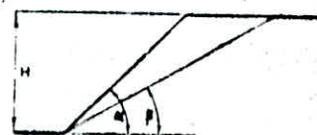
( dimensions et forces agissant sur un terrain rocheux  
 "Roches dures" avec un plan d'affaiblissement structural)

Slope angle function X.  
 drained slope (terrain drainé)

Slope height function Y.  
 no tension crack (pas de fissures d'arrachement en crête)



$$X = 2\sqrt{(\alpha - \beta)(\beta - \phi)}$$



$$Y = \gamma H / c$$

Fig 5. Fonctions angle du talus X et hauteur du gradin Y.

On peut tracer un graphe reliant ces deux fonctions qui peut nous donner une valeur approximative du coefficient de sécurité pour chaque variation de l'angle d'inclinaison du talus (fig.7).

Exemple : pour un angle  $\alpha = 68^\circ$ , la fonction,  $x = 23,5$  qui est aussi vérifiée sur le graphe (Fig.6)

Pour des valeurs inférieures à  $68^\circ$ , le coefficient de sécurité augmente (avec  $\beta=45^\circ$ ) puisque la valeur de la fonction X diminue (Y restant constante) et par conséquent la stabilité est meilleure. Cette affirmation est confirmée par le calcul du coefficient de sécurité en fonction de l'angle du talus (voir tableaux ci contre).

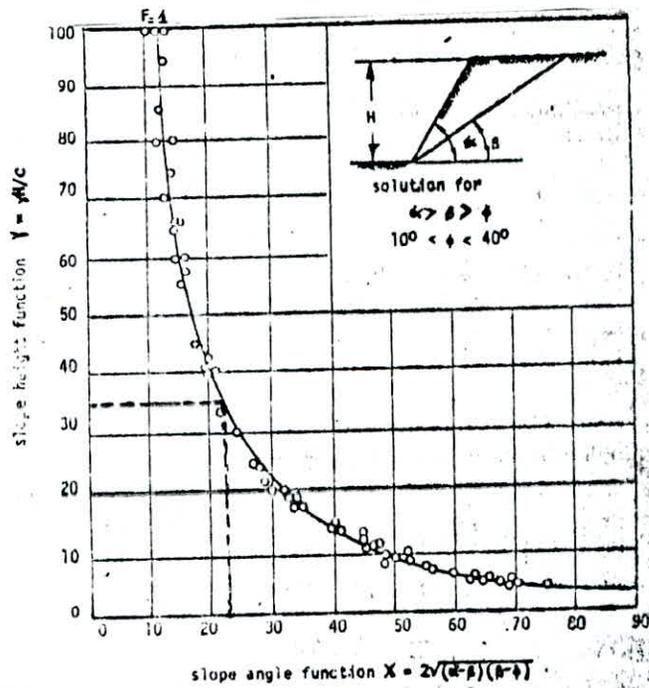
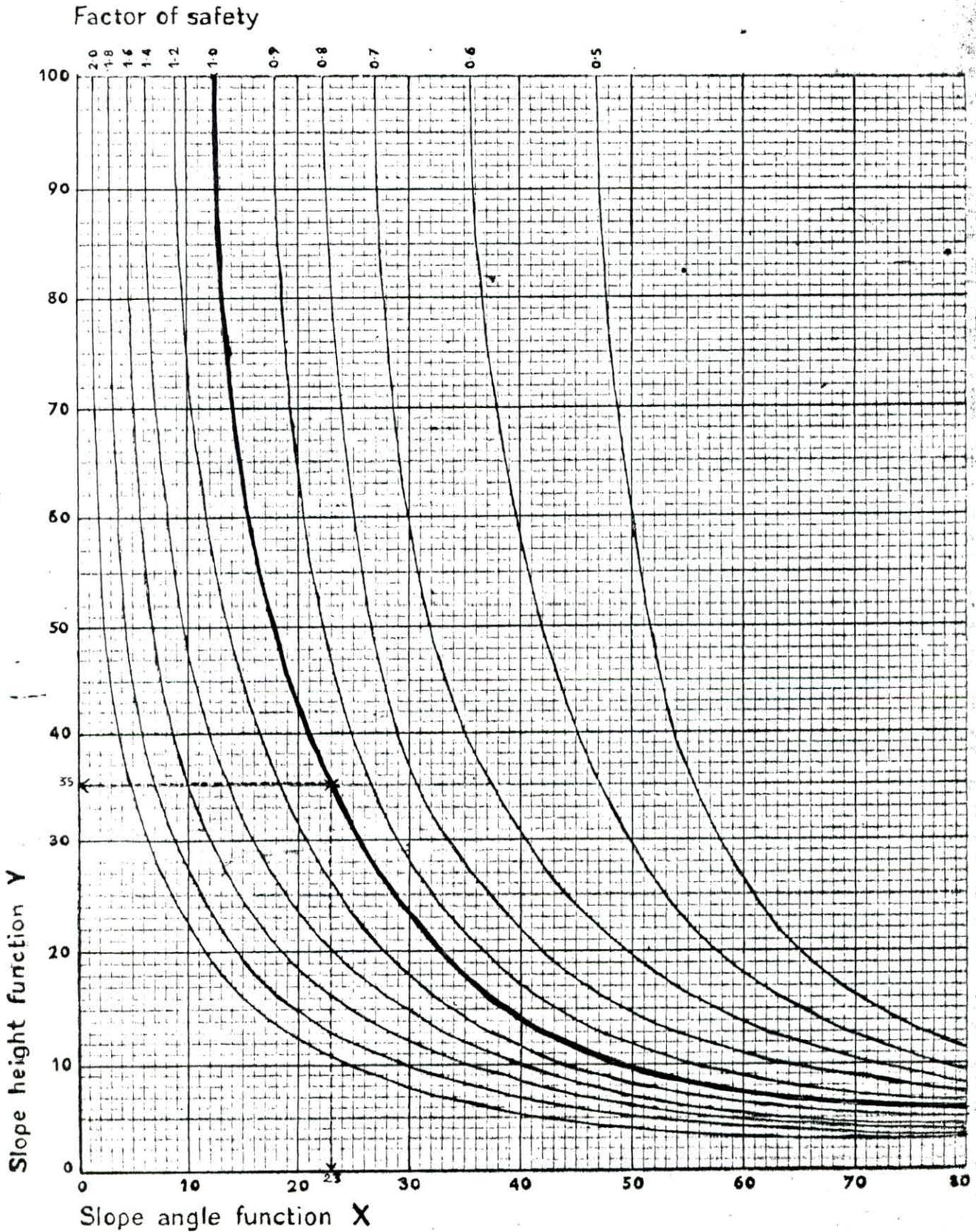


Fig 6. Relationship between slope height and slope angle functions for plane failure in a drained slope.

(Relation graphique entre la fonction hauteur du talus du gradin et la fonction angle d'inclinaison du talus. -glissement plan dans un terrain drainé.)

Fig. 7. Détermination du coefficient de sécurité en fonction des valeurs de X et Y (slope angle function X et slope height function Y).

Plane failure



Calcul du coefficient de sécurité F en fonction de l'angle d'inclinaison du talus

$\beta = 40^\circ$

$\alpha (^\circ)$	F
45	1,68
50	1,34
55	1,24
60	1,19
65	1,15
70	1,13
75	1,11
80	1,10
85	1,08
90	1,07

$\beta = 43^\circ$

$\alpha (^\circ)$	F
45	2,56
50	1,39
55	1,20
60	1,11
65	1,07
70	1,04
75	1,02
80	1,00
85	0,99
90	0,98

$\beta = 41^\circ$

$\alpha (^\circ)$	F
45	1,81
50	1,35
55	1,22
60	1,16
65	1,12
70	1,11
75	1,08
80	1,07
85	1,05
90	1,04

$\beta = 44^\circ$

$\alpha (^\circ)$	F
45	4,16
50	1,44
55	1,19
60	1,09
65	1,04
70	1,01
75	0,99
80	0,97
85	0,96
90	0,95

$\beta = 42^\circ$

$\alpha (^\circ)$	F
45	2,05
50	1,37
55	1,21
60	1,12
65	1,09
70	1,07
75	1,05
80	1,03
85	1,02
90	1,01

$\beta = 45^\circ$

$\alpha (^\circ)$	F
45	-
50	1,51
55	1,19
60	1,08
65	1,02
70	0,98
75	0,96
80	0,95
85	0,93
90	0,92

C H A P I T R E     I I I .

CONDITIONS TECHNICO -  
MINIERES ET OUVERTURE DE  
LA CARRIERE.

III Conditions technico-minières et ouverture de la carrière.

A- Conditions technico-Minières.

A-1. Limites de la carrière.

La limite de la carrière a été arrêtée essentiellement pour des raisons techniques, économiques et de sécurité, parmi lesquelles:

- La distance minimale de déplacement du stérile en dehors de la limite du gisement.

- Orientation générale de la carrière SE - NO qui permet un écoulement libre des eaux vers le sud (vers l'oued Bezouz).

- Limitation de la zone d'exploitation au niveau 442 m pour cause d'épuisement des réserves exploitables.

Ces exigences nous contraignent à limiter la carrière vers le nord à 12 m au-delà de la limite du gisement (le contour supérieur est constitué d'un gradin de stérile), vers le sud, celle-ci coïncide avec la limite géologique du gisement.

Le contour inférieur correspondant au plancher de la carrière est arrêté au niveau 442 m pour une raison d'exploitabilité. Le gradin inférieur (de fin d'exploitation) a été dévié de l'orientation générale à cause d'une part de la sécurité et d'autre part le rétrécissement de l'espace dû à la disposition des gradins de liquidation. (cf. plans des phases d'exploitation).

L'exploitation se fera dans le sens descendant (du haut vers le bas). avec des gradins d'une hauteur fixée à 10 m pour les niveaux 465 et 455 seul le gradin initial et final auront respectivement en liquidation 8 et 13 m. Les plateformes existantes de l'ancienne carrière (456 et 442) seront d'un grand intérêt.

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 matière première. Ce régime est défini comme suit :

- Nombre de jours ouvrables = 250 j.
- Nombre de postes par jour : 2 p/j
- Nombre d'heures par poste : 7 h/p

#### A-2-2. Capacité annuelle de production.

La quantité de réserve géologique étant estimée à 8 Millions de tonnes et sachant que la capacité de traitement du concasseur est petite, il a été décidé de mettre en place une capacité de production annuelle de 100.000 m<sup>3</sup>/an en produit fini.

Pour les classes granulométriques envisagées à produire (3/8, 8/15, 15/25 mm), la densité apparente moyenne du granulats appartenant à ces classes est de 1,3 t/m<sup>3</sup> (in-dossier de contrôle de qualité des granulats - ENG.)

Par conséquent le tonnage en produit concassé est de :

$$V_{PA} = 100.000 \times 1,3 = 130.000 \text{ tonnes}$$

Si nous estimons les pertes géologiques (abattage incomplet) à 25%, celles dues à la dilution et du transport à un pourcentage de 5%, alors on aura une production en tout venant égal à :

$$V_{TV} = \frac{V_{PA}}{1-P}$$

P - Pertes globales estimées à 30% (= 25% + 5%)

On obtient un tonnage égal à :

$$V_{TV} = 185\,714,3 \text{ Tonnes} \quad \text{soit } 69296,4 \text{ m}^3 \text{ (volume en place, } \gamma = 2,68 \text{ t/m}^3\text{)}$$

#### A-2-3. Production journalière.

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

$$A_j = \frac{V_{TV}}{n_j}$$

n<sub>j</sub> - Nombre de jours ouvrables par année (=250 j)

le calcul donne:

$$A_j = 742,8 \text{ t/j} \quad (= 277,2 \text{ m}^3/\text{j})$$

#### A-2-4. Production horaire.

Du résultat précédent, on a un volume horaire à produire :

$$A_{h1} = \frac{A_j}{n_{h1}}$$

$n_r$  = nombre d'heures de travail par jour (= 14 h en 2 postes)

$$A_r = 53 \text{ t/h } (= 20 \text{ m}^3/\text{h})$$

#### A-2-5. Calendrier de production de carrière.

Le calendrier programmé en vu des volumes exploitables en chaque niveau, est donné dans le tableau ci dessous.

Tableau 1 : Calcul des volumes en zone d'exploitation.

Niveau d'exploitation	Zône	Surface moyenne (m <sup>2</sup> )	Hauteur Moyenne (m)	Volume Moyen (m <sup>3</sup> )	Volume en Poids (T)	Durée d'Exploitation (année)
475	(1)	7426,25	4,0	29.705	79.609,4	0,428
TOTAL				29.705	79.609,4	0,428
465	(1)	9626,7	10,0	96.267	257.995,5	1,389
	(2)	704,4	3,5	2.465,4	6.607,3	0,035
	(3)	13408,4	6,5	22.154,6	59.374,3	0,320
	(4)	12542	3,5	8.897	23.843,9	0,128
	(5)	827,8	1,0	827,8	2.218,5	0,012
TOTAL				130.611,8	350.039,6	1,884
455	(1)	16761,4	10,0	167.614	449.205,5	2,419
	(2)	1006,6	1,0	1.006,6	2.697,7	0,014
	(3)	7520,2	5,0	37.601	100.770,7	0,542
	(4)	1988,1	1,0	1.988,1	5.328,1	0,028
	(5)	2739,7	1,5	4.109,5	11.013,5	0,059
	(6)	3278,7	5,0	16.393,5	43.934,6	0,236
TOTAL				228.712,7	612.950,0	3,298
442	(1)	21109	13,0	274.417	735.437,5	3,960
	(2)	2014	1,0	2.014	5.397,5	0,029
	(3)	1112,5	6,5	7.231,2	19.379,6	0,104
	(4)	3607	5,5	19.838,5	53.167,2	0,286
TOTAL				303.500,7	813.381,9	4,379
Taux global				692.530,2	1.855.980,9	9,989

Notons que les surfaces moyennes de chaque zone ont été mesurées à l'aide d'un planimètre électronique (USHIKATA, XP 360i).

#### A-3. Durée de vie de la carrière.

Une production annuelle de 185.714,3 t/an à mettre en place à partir d'une réserve effectivement exploitable égale à 1.855.980,9 tonnes nous donne une durée d'exploitation approximativement égale à 10 ans (tab.1)

En tenant compte de la durée de mise en place de la station de concassage (travaux de Génie Civil), des travaux préparatoires (piste et plateforme) ainsi que de la fermeture

de la carrière on peut dire que la durée de vie de la carrière ne peut excéder 11 ans.

## B - OUVERTURE DE LA CARRIERE

B-1. Facteurs influençant le projet d'ouverture de la carrière.

Dans une exploitation à ciel ouvert, l'ouverture de la carrière désigne l'accès au gisement au moyen d'une piste aménagée à cet effet. La rentabilité d'une carrière est d'autant plus grande que le mode d'ouverture est souple (il s'agit du choix adéquat des dimensions de la piste avec les engins miniers de transport et de chargement).

Les raisons techniques et économiques nous contraignent à adopter un mode d'ouverture rapide et efficace. Dans une exploitation à ciel ouvert, on distingue deux phases.

- Le décapage ou découverte du gisement.
- L'extraction de la matière utile.

Avant de réaliser l'ouverture, il est indispensable pour l'ingénieur de connaître parfaitement un certain nombre de facteurs afin de réaliser à bien l'exploitation la plus complète du gisement. Ces facteurs sont :

- Facteurs géologiques : nature du gisement, la topographie, nature du stérile.
- Facteurs techniques : capacité des engins miniers (bulldozer-chargeuse - engin de transport) et leur type, la pente maximale de la piste envisagée et ses caractéristiques dimensionnelles (longueur-largeur)
- Facteurs miniers : qui se résument dans les paramètres de la carrière projetée (Dimension en plan, profondeur final, production annuelle...)
- Facteurs économiques : correspondent au temps alloué à la mise en oeuvre des travaux d'extraction (délai d'entrée en production). Le délai d'ouverture influe considérablement sur le prix de revient de la matière marchande.

B-2. Matériels et engins miniers disponibles au sein de l'unité.

B-2-1. Station de concassage.

L'unité d'EL MADENE a acquis une station mobile de concassage (ENCC) GM/VB - 67 ATU/3 - CVB133OV d'une capacité de 50 m<sup>3</sup>/h.

Cette installation de petite dimension est située au nord ouest à la cote 451 m où le concasseur primaire est implanté au bas d'une surélévation du terrain naturel de 6 m pour atteindre le niveau 457m.

Cette installation se compose essentiellement de 03 groupes mobiles:

- 1 groupe mobile ATV Ø 6,23 - VB 67.
- 1 groupe mobile BC S 35 T.
- 1 groupe mobile CVB 1330 JV.

Les matériaux tout venant (granulométrie maximale : Ø = 400mm) sont approvisionnés dans une trémie métallique de capacité 6m<sup>3</sup>.

L'alimentation du concasseur à mâchoire est assuré par un alimentateur à tablier vibrant type ATV Ø 6,23 (longueur = 2,3m, largeur = 0,6m, longueur de scalpage = 1,2m) qui permet l'élimination éventuelle des stériles.

Les hors gabarits (> 400mm) sont réduits en Ø = 150 mm environ lors de leur passage à travers le concasseur à mâchoire VB67. Cet appareil possède un gueulard de 670 X 410 mm et est équipé d'un moteur de 14 kw.

Les produits issus de cet appareil sont broyés par un broyeur BCS 35 T à bol gros et réduit en Ø=40 mm. Il est équipé d'un moteur de 75 Kw et peut traiter des matériaux allant jusqu'à 160 mm.

A la sortie du broyeur, un crible de classement CVB 1330 Jv (surface de criblage 4 m<sup>2</sup>) classe les matériaux en trois classes (3/8 8/15 15/25, mm) Les produits supérieurs à 40 mm sont recyclés dans le broyeur. Les produits finis sont stockés au sol par des transporteurs à bande de longueur 14 m et de largeur 500mm.

La granulométrie maximale que peut traiter le concasseur à mâchoire est donnée par l'expression :  $d \leq 0,8 B$ , soit 400 mm avec une ouverture du gueulard du concasseur égale à 500mm

#### E-2-2. Engin de foration.

L'unité dispose d'un chariot de foration pneumatique fond de trou de marque : COMPAIR-HOLMAN. Le diamètre de forage Ø = 110 mm (ce type d'engin peut être équipé par différents diamètres, il est alimenté en air comprimé par un compresseur de même type. Il atteint une performance de 80 m/j.

### B-2-3. Artifice d'abattage et de tir.

L'abattage se fera par explosif et la maille de foration sera précisée dans ce présent projet (Chap. IV).

Les explosifs et artifices existant sont :

- explosifs brisants : - Marmanit (à différentes cartouches)  
- Gélanit (à différentes cartouches)
- Autres.(déflagrants): - Anfomil (charge de colonne).
- Artifices: - Cordeau détonnant.  
- Detonateur électrique a micro-retard (DMR).

### B-2-4. Energie.

L'énergie électrique est fournie par SONELGAZ au poste primaire (a Oued Embarek) situé à 7 km de l'unité, en moyenne tension (10 km). L'unité possède deux transformateurs cumulant une puissance installée de 325 KVA. A partir de ce poste primaire le courant est repris à l'aide d'une ligne aérienne a travers la forêt du Djebel Zerouala et le massif D'EL-MADENE.

L'alimentation en eau se fait par l'oued Bezouz circulant a la base du massif grace à une pompe à refoulement d'une puissance de 25 bars.

### B-2-5. Engin de chargement et de roulage.

Comme engin de décapage et des travaux de découverte, l'unité dispose d'un bulldozer sur chaîne FIAT ALLIS du type 21B de puissance 285 CH (212 Kw). De plus elle dispose de plusieurs camions de carrière (Dumper Euclid R.25).

La chargeuse et éventuellement d'autres engins nécessaires seront déterminés en projet.

### B-3. Travaux miniers et accès au gisement.

#### B-3-1. Mode d'ouverture.

Le relief montagneux du massif d'EL-MADENE conditionne l'accès à la côte 483 m qui correspond au point de démarrage des travaux de découverte. Il se fera par le Nord en empruntant la piste qui mène vers la limite du gisement (piste en forme d'une demi tranchée). L'ouverture du gisement se fera à la côte 475 m en creusant une tranchée d'accès permettant d'assoir une plateforme et la construction d'un front d'abattage initiale.

La matière utile dans la phase d'ouverture sera exploitée jusqu'à la côte 483 m ce qui nous libérera un espace pour l'évacuation du stérile vers le sud (bas du sondage 05)

#### B-3-1-1. Travaux de découverte.

Dans les travaux de découverte, le but à atteindre est de déplacer le stérile (terre de recouvrement) le moins loin possible par rapport à la limite du gisement en respectant les pentes de talus des terrains alluvionnaires (talus de stérile de découverte).

Le stérile est hétérogène (terre argileuse, minéral de fer, grès, débris de calcaire) et la végétation est dense, le choix porté sur le bulldozer avec chaîne (muni de dents de rippage) est en grande partie lié à la nature de ce stérile qu'il faut évacuer. Ce dernier nous prévient l'utilisation d'un engin puissant possédant un effort de poussée important.

Un premier décapage s'effectuera à la côte 483 m qui dégagera le stérile en dehors des limites du gisement sur une distance de 12m vers le Nord Ouest. Après avoir entamé la plateforme d'ouverture (niv 475 m) on procédera à l'exploitation du calcaire avec une hauteur croissante jusqu'à atteindre 8m en liquidation. Ce front initial se développera jusqu'à la limite du gisement. Il est important de rappeler qu'une attention particulière doit s'observer à l'encontre des puits et galeries débouchant en surface à ce niveau.

#### B-3-1-2. Taux de découverte.

Le paramètre essentiel dans une exploitation à ciel ouvert est le taux de découverte défini par la relation :

$$T = \frac{\text{volume du stérile}}{\text{volume du minéral}}$$

Les volumes de stérile contenus dans les phases d'exploitations (plus l'ouverture) sont regroupés dans le tableau ci-dessous:

Tableau 2 : Calcul des volumes de stérile et du coefficient de découverte.

Niveau (m)	S T E R I L E				Matière Utile		taux de découverte	
	Surface Moyenne (m <sup>2</sup> )	Hauteur Moyenne (m)	Volume Moyen (m <sup>3</sup> )	Volume Foisonné (K <sub>v</sub> =1,2) (m <sup>3</sup> )	Volume de matière (m <sup>3</sup> )			
483	4810,2	2,0	9620,4	12506,5	0	-		
475	4647,0	8,0	37176,0	48328,8	29705,0	1,25		
465	4425,6	3,5	15489,6	20136,5	130611,6	0,12	Coefficient de décou-	
455	-	-	-	-	228712,7	0	ture en	
442	-	-	-	-	303500,7	0	phase	
TOTAL			62286,0	80971,8	692530,2	0,09	Coefficient de décou-	ture globale

Le volume de stérile dans la phase du niveau 475 est le plus important par rapport aux deux autres niveaux 483 et 465.

B-3-1-3. choix du bulldozer.

En prenant en compte des contraintes de la nature lithologique du terrain, on se propose que la découverte s'effectue en un temps moyen de trois semaines (105 h de travail effectif avec 7h/j) avec un bulldozer à lame Universelle (lame en U). La lame en U est très efficace en terrain tendre et dégage un volume important pour chaque passe. Pour un volume de stérile à décaper lors de l'ouverture égal à :  $V_{st} = 60\ 835,3\ m^3$  (volume foisonné, avec un coefficient de foisonnement  $K_v = 1,2$ ) la production maximale du bulldozer est:

$$Prod\ max = \frac{V_{st}}{n_h}$$

$V_{st}$  - Volume de stérile à dégager sur une distance de 65m.

$n_h$  - Nombre d'heures effectives de travail du bulldozer (105h).

Le calcul donne :

Production maximale = 579,4 m<sup>3</sup>/h.

Comme certaines contraintes existantes influent sur le volume réel déplacé par le bulldozer, alors la production en m<sup>3</sup> foisonné est donnée par:

Production ( $m^3$  foisonné/h) = Prod max x coef. de correction.

Les coefficients de correction sont variés mais nous retiendrons les principaux :

- Coefficient de refoulement (tenant compte de la pente), (=0,9).
- Coefficient tenant compte de l'efficienc e de travail (50 min/h), (= 0,83).
- Coefficient tenant compte de la géométrie de la lame (enU) et de la densité du matériau (léger), (=1,20).
- Coefficient tenant compte de la végétation et le tassement de la terre (herbes difficiles à couper), (= 1,20).
- Coefficient de la transmission mécanique (temps fixe de 0,1 min), (= 0,80).

Ces coefficients ont été choisis d'après le (guide CATERPILLAR, 1988).

Le résultat de calcul donne:

$$\text{Prod } (m^3 \text{ foisonné/h}) = 498,6 \text{ } m^3/h.$$

La production ( $m^3$  en place/h) du bulldozer est:

$$\text{Prod } (m^3 \text{ en place/h}) = \text{Prod}(m^3 \text{ foisonné/h}) \cdot \text{coef. de chargement.}$$

Le coef de chargement (ou de remplissage de la lame) = 0,85

$$\text{Prod } (m^3 \text{ en place/h}) = 424 \text{ } m^3/h$$

Comme le montre la figure 1, le choix du bulldozer portera sur l'équivalent du D8N.U (CATERPILLAR).

Notons qu'il serait intéressant d'utiliser deux bulldozers travaillant en couple ce qui améliore le rendement de chacun de l'ordre de 30 à 50 % (in KOVALENKO).

Précisons que lorsque les conditions de refoulement du stérile deviennent très difficiles (pente excessive), un changement de technique de dégagement du stérile s'avère indispensable (Une pelle hydraulique chargeant un camion).

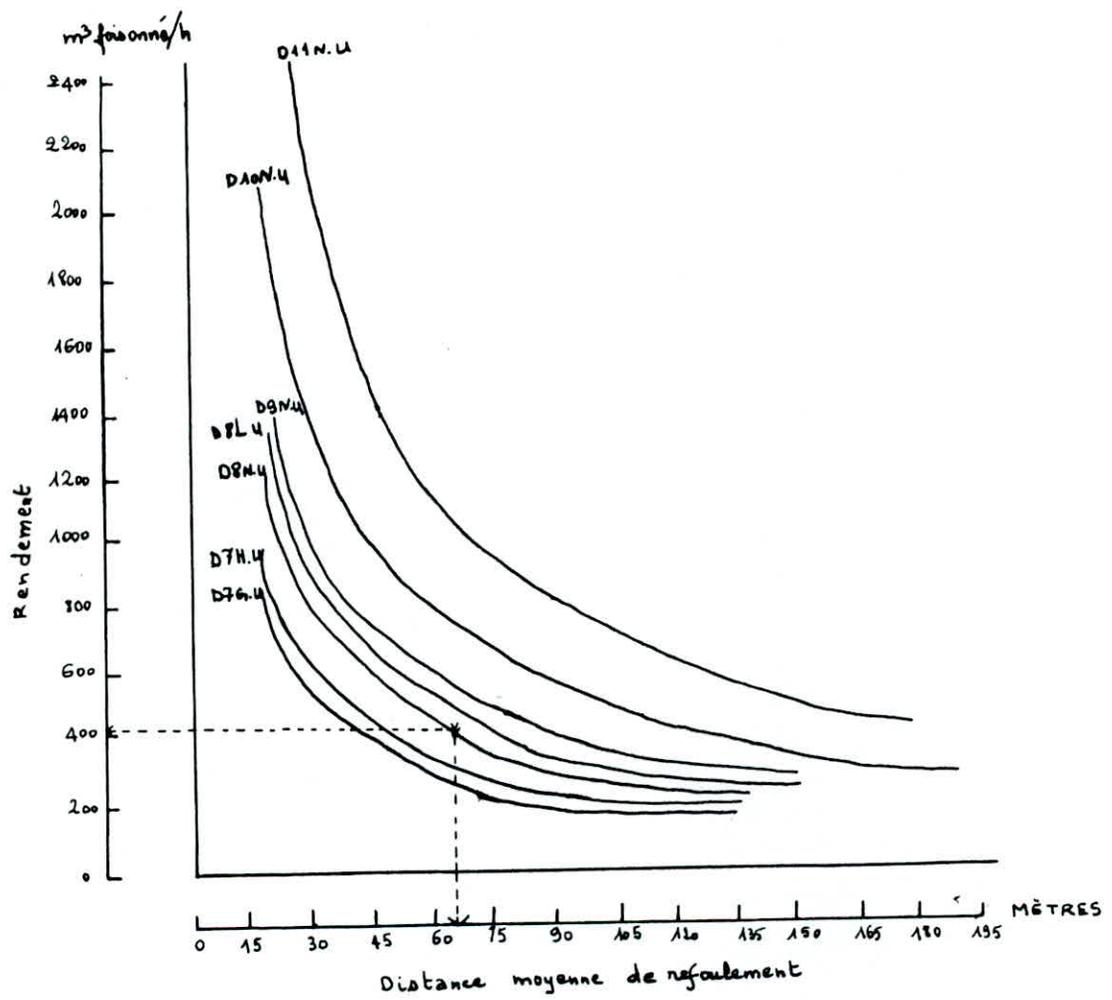


Fig. 1. Courbes de rendement (estimé). Lames Universelles (U) - bulldozer DTG à D11N

(Courbes extraites du guide CATERPILLAR - MATÉRIELS ET MÉTHODES).

#### Caractéristiques du bulldozer D8 N.U.CAT.

- Puissance au volant : 212 kw
- Capacité de la lame : 11,0 m<sup>3</sup>
- Longueur de la lame : 4,26 m
- Hauteur de la lame : 1,71 m
- Poids brut : 31.383 kg

Remarquons que le bulldozer dont dispose l'unité est parfaitement convenable pour la découverte (sa puissance est la même que celle de l'engin calculé en projet).

#### B-3-1-4. Mise à terril.

Dans une première phase le stérile est évacué en dehors des limites du gisement (Nord) en formant un talus d'une hauteur de 4m et dont l'angle d'inclinaison pour une terre ordinaire sèche est de 30° (in CATERPILLAR-MATERIELLS ET METHODES).

Dans la seconde étape la stérile est déplacé en partie par bulldozer et par camion. Il sera déposé en avant du gradin de stérile initial et aussi le camion transportera ce stérile en empruntant la piste prenant vers les gradins de l'ancienne carrière (en formant un terril vers le pied du gradin -niveau 449- voir plan d'ouverture - phase 3 -). Le second talus aura pour angle égal à 50° et une hauteur de 8m. (niveau 475).

Pour le niveau 465 on procédera à l'évacuation du stérile vers le sud en planifiant un déplacement du stérile par camion en empruntant la piste d'ouverture. Un terril sera formé au point tacheométrique P.T.5 (voir plan d'exploitation - niveau 465).

#### B-3-2. Traçage de la piste et ses caractéristiques.

##### B-3-2-1. Traçage de la piste.

Vu la topographie du lieu ainsi que la production annuelle planifiée et des dimensions techniques des engins de transport (Dumper Enclid R25), ceci nous a amené à tracer une piste à double voie dont la pente du projet est de 10%.

##### B-3-2-2. Caractéristiques de la piste:

###### a - Itinéraire de la piste.

Le départ de la piste se fait du point de déversement de la matière utile au concasseur à mâchoire (à la côte 457m NO),

qui se prolonge le long de l'ancienne piste élargie au moyen du bulldozer. A partir du point de polygonation II. 459,56, la piste remonte jusqu'à la côte 475m où la première plateforme sera construite en forme dite "circulaire."

b - Pente de la piste.

La pente de la piste en projet est de 10%. Cette valeur est respectée sauf pour le tronçon de voie après le virage de rayon de courbure de 35 m où la pente en montée excède 10%. Les camions Euclid possèdent une efficacité pour des pistes lorsqu'elles sont bien aménagées.

On précise qu'un relèvement du virage du côté gauche en dévalant le tronçon de voie venant de la plateforme sur une distance de 70m, doit être réalisé pour garantir la sécurité du transport. Cette surélévation du bord de la piste est égale à 6,6% (la vitesse limite du camion autorisée est de 16 km/h).

"Pour un rayon de courbure de 30,4 m, on a une surélévation de 20,4 cm pour une largeur de piste de 3,1m" (in CATERPILLAR, 1988).

Cette surélévation permet une grande stabilité et une atténuation des charges latérales sur les roues du véhicule.

c - Largeur de la piste.

La largeur de la chaussée des pistes dépend des paramètres techniques des camions circulant. Elle est donnée par :

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

a - Largeur de la benne du camion, (3,251 m).

c - Largeur de la bande de sécurité déterminée par la relation:

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

v = vitesse moyenne de circulation des camions,  
( = 20 km/h).

Après calcul :

$$c = 0,60 \text{ m}$$

x = Distance entre les bennes des camions circulant côte à côte qui se formule par :

$$x = 2 c$$

Soit une distance ;  $x = 1,20 \text{ m}$

La largeur de la piste est alors :

$$B = 8,9 \text{ m}$$

En tenant compte de l'espace occupé par la rigole d'évacuation des eaux, la largeur finale de la piste peut être prise égale à 10 m.

d - Longueur de la piste .

La longueur totale de la piste (piste principale et son raccordement) est de 560m. 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 le concasseur sera définitive.

e - Revêtement de la piste.

L'efficacité du travail des camions dépend de l'état des pistes aménagées pour le transport de la matière. Les pistes définitives sont construites pour une longue durée (toute la durée de vie de la carrière), elles exigent par conséquent un revêtement routier. Lors de l'abattage de la roche, celle où le calcaire est mélangé au stérile dans une proportion importante sera utilisé comme matériau de tapissage de la piste. Près du concasseur, une surface suffisante doit être aménagées, qui sera recouverte de gravier compacté avec un compacteur routier afin de faciliter le braquage et le déplacement du camion en deversant le produit dans celui ci. Les pistes provisoires ne seront pas revêtues (inutiles puisqu'elles se trouvent sur de la roche constituant la plateforme.

C H A P I T R E I V

TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION DU  
GISEMENT.

#### IV. TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION DU GISEMENT.

##### A- Système d'exploitation arrêté .

Dans les conditions particulières auxquelles nous sommes confrontés, le choix du système d'exploitation retenu est l'abattage de la roche à l'explosif et transport de la matière par camion. C'est une exploitation qui exige une grande sécurité à prendre pour l'ensemble des tâches et surtout le tir vu que ce dernier est pratiqué à une faible distance des ouvrages souterrains. C'est une exploitation par gradins successifs et la matière utile extraite ayant traversée le stade de concassage sera stockée sur la plateforme de traitement aménagée à cet effet. La chaîne technologique par laquelle la technologie relie 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. Les camions et la chargeuse doivent être compatibles, permettant un temps de chargement en un cycle très court. La roche étant dure, elle ne peut être extraite que par destruction du massif à l'explosif et avec utilisation d'engin de foration pneumatique fond de trou. Les caractéristiques de la chargeuse adaptable et des paramètres du plan de tir (maille de foration et construction des charges) sont décrits en détail dans ce qui suit.

##### A-1. Eléments du système d'exploitation .

Les éléments du système d'exploitation définissent en premier lieu les principaux facteurs qui caractérisent le volume de production et les paramètres de la carrière.

##### A-1-1. Hauteur du gradin.

La hauteur du gradin est prise en fonction des propriétés physico-mécaniques de la roche et de la capacité du godet de la chargeuse sans omettre la raison principale dans notre cas, la sécurité; pour cela nous l'avons fixé à 10 m pour les niveaux 465 et 455 et exceptionnellement de 13 m pour le dernier niveau (442).

##### A-1-2. Angle de talus du gradin.

Pour le stérile l'angle de talus du gradin est en général  $21^{\circ}$  à  $30^{\circ}$  (terre ordinaire sèche et végétale). On prendra un angle de  $30^{\circ}$  pour le premier gradin de stérile car sa hauteur est petite (4m); le second à cause de l'hétérogénéité du sol (calcaire en petits blocs, minerai de fer, argile) nous impose une valeur supérieure à la précédente, on prendra un angle égale à  $50^{\circ}$  (hauteur égale à 8m). Enfin pour le calcaire, les calculs de stabilité donne un angle de  $53^{\circ}$  pour le gradin en liquidation et  $74^{\circ}$  pour celui en exploitation.

la pente intégratrice (ou angle du fond de la fosse) est de  $41^\circ$  (voir coupe C-C').

### A-1-3. La plateforme de travail.

#### A-1-3-1. Largeur de la plateforme.

Elle est recommandée par les dimensions des engins de chargement, du transport ainsi que par la technique d'abattage; elle est donnée (in CHIBKA) par :

$$L_p = D + T + Z + X + A \quad (\text{Fig.4})$$

$L_p$  - Largeur de la plateforme, m.

$D$  - Berme de sécurité, (5m).

$T$  - Largeur de la piste, (10m).

$Z$  - Largeur du prisme éventuel d'éboulement, donnée par la formule:

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

$\gamma'$  - angle du talus du gradin en liquidation ( $53^\circ$ ).

$\alpha$  - angle du talus du gradin en exploitation ( $74^\circ$ ).

$H$  - hauteur du gradin,

avec  $H = 10$  m on a :  $Z = 4,7$  m.

$X$  - Largeur du tas de roche abattues en dehors de l'enlèvement (m). Ce paramètre dépend des propriétés physico-mécaniques des roches, des éléments du système d'exploitation (hauteur du gradin et angle d'inclinaison du talus) et des paramètres de l'explosif (consommation spécifique).

Cette largeur est donnée (in Achab, 1990) par :

$$X = 3,5 \cdot H \cdot F^{1/4} \cdot (q/H)^{1/3} \cdot (0,65 + 0,35 \cdot \cos \epsilon)$$

$F$  - Indice de classification des roches suivant leur difficulté d'exploitation,  $F = 7$  (in BENCHOUK, 1990).

$Q$  - Consommation spécifique de l'explosif,  $q = 0,45$  kg/m<sup>3</sup>.

$\epsilon$  - Angle formé par la direction du talus du gradin et la direction de la rangée des trous ( $106^\circ$ ), le calcul donne:

$$X = 11,2 \text{ m.}$$

$A$  - Largeur de l'enlèvement (ou de la banquette projetée sur l'horizontale).

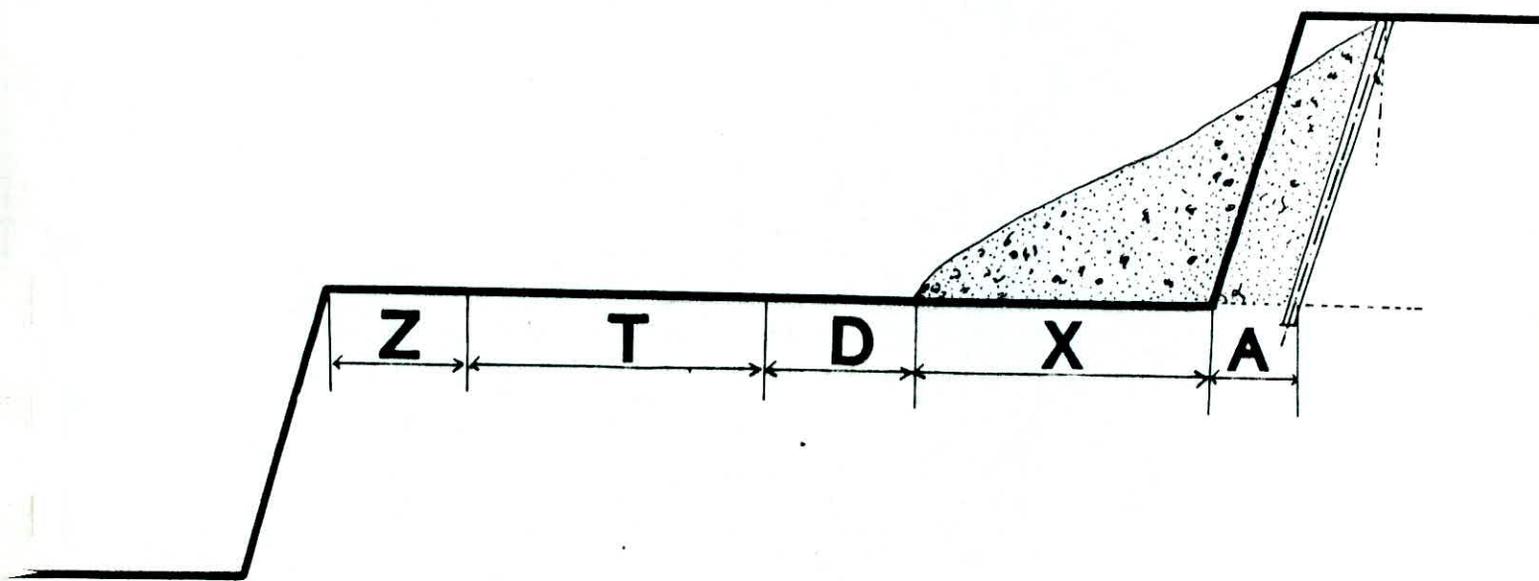


Fig. 1 schéma représentatif des paramètres d'une plateforme (pour un abattage à l'explosif).

Échelle: 1/250.

La largeur de l'enlevure est estimée par la relation:

$$A = \frac{B}{\cos \delta}$$

$\delta$ : étant l'angle d'inclinaison des trous de mine (cf. plan de tir),  $\delta = 16^\circ$ :

On trouve un résultat:  $A = 2,90 \text{ m}$

En définitif, on aura une largeur de la plateforme de travail :

Pour  $H = 10 \text{ m}$  ,  $L_p = 34 \text{ m}$

A-1-3-2. Superficie de la plateforme.

La superficie de la plateforme doit être en conformité avec les paramètres géométriques des engins miniers y travaillant. Nous la choisirons circulaire pour une meilleure mobilité du camion car son diamètre de braçage est petit (15,2m) et aussi celui de la chargeuse. Elle est de l'ordre de 907 m<sup>2</sup>. C'est une surface suffisante pour effectuer les travaux de chargement et de déplacement des camions. Celle-ci augmente au fur et à mesure que les travaux d'abattage avancent. Rappelons qu'il serait préférable de l'incliner de 1% pour faciliter l'écoulement libre (naturel) des eaux vers le niveau d'évacuation au pied du bord du gradin.

A-1-4. Sens de déplacement du front de taille.

Avec l'élargissement de la plateforme, le sens d'avancement du front de taille se fait dans un déplacement radial qui fournit un espace de plus en plus souple pour la rotation des camions et de la chargeuse, ce déplacement se dirige vers le Nord Est puis vers le Nord Ouest en fin d'exploitation.

A-1-5. Longueur du bloc abattu par semaine .

En général lorsque la superficie d'abattage est trop grande, on découpe le gradin en bloc et on exploite étape par étape. La longueur du bloc se détermine par la relation :

$$l = n_{tm} \cdot E$$

$n_{tm}$  - nombre de trous forés en une semaine.

$E$ -espacement entre les trous (3,5m) (Cf. paramètres de la maille du tir).

$n_{tm}$  est déterminé par la production journalière et les paramètres de la maille du tir.

$$n_{t.m.} = n \times \frac{V_j}{V_{tr}}$$

n: nombre de jours ouvrables par semaine (5 jours).

$V_j$  - Volume abattu journalièrement (production journalière), 277,2 m<sup>3</sup>.

$V_{tr}$  - Volume abattu par trou (m<sup>3</sup>).

il est calculé par l'expression :

$$V_{tr} = l_{tr} \cdot \frac{B \cdot E}{\cos \delta}$$

$l_{tr}$  - longueur du trou, 11,24 m.

B - Largeur de la banquette 2,8 m.

$\delta$  - angle d'inclinaison des trous, 16°.

le calcul donne une valeur égale à :

$$V_{tr} = 114,6 \text{ m}^3$$

D'où on aura le nombre de trous forés en une semaine:.

$n_{t.m.} = 12$  trous (ce qui correspond à deux tirs par semaine)

La longueur du bloc abattu en une semaine est alors:

$$l = 42 \text{ m}$$

B - Processus d'exploitation et technologie des travaux miniers.

a - Abattage de la roche

L'abattage exprime en terme minier, l'extraction de la roche du massif. Le choix de la méthode d'extraction dépend du type de la roche, de ses propriétés physico-mécaniques et des paramètres techniques des engins utilisés ainsi que des exigences fixées à la qualité de la matière extraite (sa granulométrie). La roche étant dure, son extraction ne peut être qu'à l'aide d'un explosif. Cet abattage se fait en trois étapes: Foration des trous de mine- chargement à l'explosif et tir.

Le plan de tir définit les paramètres de l'explosif à utiliser et la géométrie de disposition des trous de mine qui eux même définissent la maille du tir. Pour nos calculs, on a adopté la méthode de Langefors (Suède) car elle donne de bons résultats sur le terrain (in BOURGINE, 1986).

a-1. Paramètres de l'explosif :

Le critère de choix de l'explosif est basé sur la vitesse de détonation qui doit être la plus proche possible de la vitesse de propagation des ondes longitudinales dans la roche (C'est ce qu'on appelle l'adéquation de la roche et de l'explosif ou encore le "test des impédances") et ceci favorisera une meilleur brisance de l'explosif utilisé. Le calcaire étant raide, il nécessite un explosif puissant et notre choix à été porté sur la Gélanit II dont les caractéristiques sont cités dans le tableau ci après (tableau 1):

Le fond du trou est chargé par un explosif dense (gélatineux) contenant beaucoup d'huile explosive (plus de 12% de nitroglycérine) dit charge de fond, il est en forme de cartouche (la Gélanit II). La partie supérieure du trou est chargé par un explosif moins dense (en vrac) contenant peu d'huile explosive, c'est un explosif nitraté combiné au fuel dit "anfomil" du mot ANFO (ammonium-nitrate (95%) - Fuel-oil (5%)).

Tableau 1 : Caractéristiques de l'explosif utilisé (Guide ONEX)

Explosif	Résistance à l'eau	Densité	Vitesse de détonation m/s	Puissance CUP	C. S. E. (cm)	Volume Gaz l/kg	Energie Kj/Kg	Utilisation
Gélanit II	bonne	1,45	6000	1,27	6	808	4807	Explosif pour roche dure
Anfomil	Médiocre	0,90	3000	1,15	0	975	3803,8	Explosif pour travaux à ciel ouvert

a-1-1. Consommation spécifique de l'explosif.

En ayant la catégorie des roches suivant la fissuration (catégorie II, Cf KOVALENKO p. 20) et le coefficient de la dureté des roches comprise dans l'intervalle 6÷12, la consommation spécifique de l'explosif est de :

$$q = 0,45 \text{ Kg/m}^3 \text{ pour trou incliné (in KOVALENKO Tab.3.6.p.86)}$$

a-1-2. Coefficient de puissance de l'explosif (weight strength).

La puissance de l'explosif désigne son énergie propre utilisable à un travail déterminé. Cet indice d'énergie est défini à partir de la chaleur d'explosion Q et du volume de gaz V dégagé par unité de masse. Il est déterminé par la formule de Langefors suivante:

$$S = \frac{5}{6} \cdot \frac{Q}{Q_0} + \frac{1}{6} \cdot \frac{V}{V_0}$$

$Q_0$  et  $V_0$  étant la chaleur d'explosion et le volume dégagé d'un explosif de référence. Langefors à pris comme dynamite de référence, la "dynamex M" dont les caractéristiques principales sont les suivantes :

$$\begin{aligned} Q_0 &= 1.160 \text{ kcal/kg} \\ V_0 &= 850 \text{ l/kg} \end{aligned} \quad \begin{array}{l} | \\ | \\ | \end{array} \quad \begin{array}{l} \text{conditions normales (CNTP)} \\ \text{conditions normales (CNTP)} \\ \text{conditions normales (CNTP)} \end{array}$$

$$V_w = 5000 \text{ m/s vitesse de détonation de l'explosif}$$

$$\gamma_w = 1,4 \text{ kg/dm}^3 \text{ masse volumique de l'explosif.}$$

Par comparaison avec la gamme des explosifs fabriqués en Algérie avec celui de référence pris par Langefors on constate que la Gélanit II est la plus proche, donc elle aura pour indice "Weight strength" égal à:

$$S_p = 1 \text{ (Strength de pied du gradin)}$$

Pour le cas de la charge de colonne, un calcul par la formule de Langefors avec l'anfomil nous donnera un strength égal à :

$$S_c = 0,86 \text{ (strength de colonne)}$$

a-1-3. Coefficient de tassement de l'explosif.

Il désigne la faculté d'adhérence de l'explosif au fond du trou de mine (tassement) Il est égal au rapport de la masse volumique de l'explosif dans le trou sur la masse volumique de celui-ci hors du trou. En général, on admet que le tassement d'un explosif encartouché est égal à l'unité.

$$K = 1$$

a-1-4. densité de chargement de l'explosif .

La densité de chargement de la charge de fond dépend des paramètres du trou et de l'explosif cette dépendance s'exprime par le coefficient de couplage de la charge qui est le rapport du diamètre de la cartouche sur celui du trou,  $d_c$ , de la masse volumique de l'explosif  $\gamma_w$  et du coefficient de dt tassement K La relation qui donne la densité de chargement est:

$$p = \gamma_w \cdot \left( \frac{d_c}{d_t} \right)^2 \cdot K$$

Pour un diamètre de trou égal à 76 mm et celui de la cartouche 65mm, on a:

$$p = 1,06 \text{ kg/dm}^3$$

Cette valeur de la densité de chargement nous permet de vérifier le test d'impédance qui désigne l'adéquation de la roche et de l'explosif. Le rapport d'impédance est exprimé par la division des impédances mécaniques de l'explosif et de la roche comme ainsi:

$$I_{i.m} = \frac{P \cdot V_w}{\gamma_r \cdot V_r} \text{ (compris entre } 0,4 + 0,7)$$

$I_{i.m}$  - rapport d'impédance.

P - densité de chargement de l'explosif,  $\text{kg/dm}^3$ .

$V_w$  - Vitesse de détonation de l'explosif, m/s.

$\gamma_r$  - Densité de la roche, kg/dm<sup>3</sup>.

$V_r$  - Vitesse des ondes longitudinales dans la roche, m/s.

Le calcul nous donne un résultat de :

$$I_{Lm} = 0,46$$

D'une manière générale, un bon couplage améliore les résultats du tir ( $\frac{d_m}{d_t}$  se rapproche de 1)

a-1-5. Résistance au tirage (rock constant).

La résistance au tirage représente en quelque sorte la difficulté que l'on a à abattre une roche, c'est donc la quantité minimale d'explosif pour abattre 1m<sup>3</sup> de roche. Cette valeur est déduite en général après la détermination de la banquette maximale sur le terrain. Elle est donnée dans le tableau ci dessous (tableau 2).

Tableau 2: résistance au tirage de quelques roches.

Roche	$\frac{R}{\text{kg/m}^3}$
Basalte (orgues)	0,33
Calcaire crayeux	0,25
Calcaire moyen à dur	0,35 + 0,40
Diorite	0,45
Granite dur et serré	0,45
Grès fin	0,40
Quartzite pâte fine	0,53
Quartzite fracturée	0,30

Pour les calcaires durs on prend la valeur de :

$$R = 0,40 \text{ kg/m}^3$$

a-2. Paramètres de la maille.

a-2-1. Rapport de maille (E/B).

La maille est définie par le rapport de l'espacement entre les trous (E) et la largeur de la banquette pratique qui exprime la distance entre le talus du gradin et l'axe du trou (mesurée perpendiculairement), (B). ce rapport est de 1,25 en pratique (en général il varie de 1,2 à 1,3).

a-2-2. La largeur de la banquette pratique .

Pour avoir une bonne sortie du pied, Langefors propose la formule suivante :

$$B_{\text{max}} = \frac{d_t}{33,8} \sqrt{\frac{P \cdot S_p}{c \cdot f \cdot \frac{E}{B}}}$$

$B_{\text{max}}$  - Largeur de la banquette maximale (m).

$d_t$  - Diamètre du trou, (mm).

P - Densité de chargement de l'explosif (Kg/dm<sup>3</sup>).

$S_p$  - Weight strength de la charge de pied.

E/B - Rapport de maille.

C - Coefficient, fonction de la résistance au tirage et de la banquette pratique, il est donné par la relation:

$$C = R + \frac{0,07}{B} + 0,004 \cdot B \quad (1)$$

Pour des valeurs usuelles de B (quelques mètres), la relation (1) peut être approximée à:

$$C = R + 0,04 \quad (2)$$

De cette relation (2) la valeur de C est égale à :

$$C = 0,44 \text{ kg/m}^3$$

f - Facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou .

Tableau 3 : variation du facteur de contrainte en fonction de l'angle d'inclinaison des trous.

Inclinaison du trou, $\delta$ ( $^{\circ}$ )	0	20	30
Facteur de contrainte, f	1,00	0,90	0,85

Pour une inclinaison de  $16^{\circ}$  (hauteur du gradin égale à 10m), (fig. 3), on prendra la valeur de f comme étant égale à 0,90 (tab3) de ces résultats, on a une banquette maximale de largeur égale à :

$$B_{\text{max}} = 3,3 \text{ m}$$

La valeur définitive de la banquette est corrigée par des facteurs de correction dont le plus important est celui dû à la déviation du forage . Les trous n'étant pas rigoureusement parallèles donc mal positionnés, Langefors applique la formule:

$$B = B_{\text{max}} - 0,05 \cdot H$$

H - Hauteur du gradin, (m).

pour H = 10 m, B = 2,8m

a-2-3. espacement entre les trous.

L'espacement entre les trous est la distance qui sépare deux trous voisins dans une même direction. Il est déduit de la banquette pratique et du rapport de maille comme suit :

$$E = 1,25 \cdot B = 3,5 \text{ m}$$

a-3. paramètres du trou et construction des charges.

a-3-1. paramètres du trou.

a-3-1-1. diamètre du trou.

Une bonne fragmentation de la roche est possible en recherchant une corrélation entre le diamètre du trou et celui de la charge, appliquée à une roche. Cependant le diamètre du trou est fonction de la hauteur du gradin (fig2). Pour une hauteur de 10m, il est recommandé de prendre un diamètre variant entre 51 et 102 mm. Nous avons choisi une valeur de 76 mm (pour avoir un meilleur couplage explosif/roche).

Pour H = 13 m , la gamme des diamètres est plus large par conséquent un choix plus facile ( $d_{tr} = 70 + 152 \text{ mm}$ ).

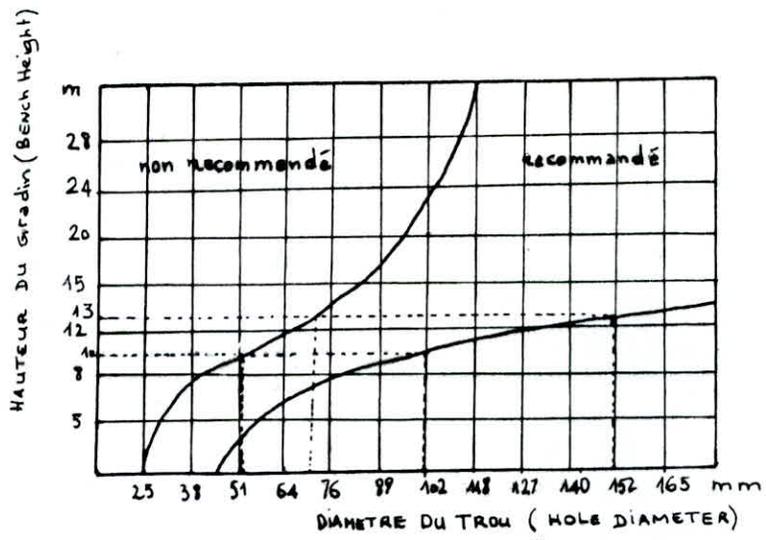


Fig.2-détermination du diamètre du trou de foration pour chaque hauteur du gradin.

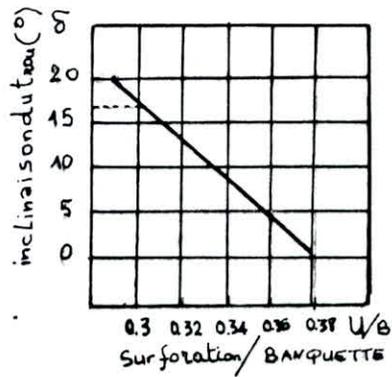


Fig.3 - La Surforation comme fonction de l'inclinaison du trou.

### a-3-1-2. inclinaison du trou .

L'inclinaison du trou joue un rôle important dans le bon foisonnement de la roche et de plus, parmi les avantages on a, pour un angle de  $10 + 15^\circ$  avec une seule rangée de trous :

- Meilleure sortie du pied .
- Meilleure fragmentation en tête .
- Diminution des effets arrières .

La figure.3 - Indique l'angle d'inclinaison à prendre qui est de  $16^\circ$ .

### a-3-1-3. Longueur du trou .

La longueur du trou est déterminée à partir de la hauteur du gradin et de la surforation par la relation déduite de la figure des données géométriques intervenant dans la méthode de Langefors (fig.4).

$$l_{t.r} = \frac{H}{\cos \delta} + U = \frac{H}{\cos \delta} + 0,3 \cdot B$$

Pour  $H = 10 \text{ m}$ ,  $\delta = 16^\circ$ ,  $B = 2,8 \text{ m}$

$$l_{t.r} = 1,04 \cdot H + 0,3 \cdot B$$

Soit une longueur égale à :

$$l_{t.r} = 11,24 \text{ m}$$

### a-3-2. construction des charges .

#### a-3-2-1. charge linéaire de pied .

Elle est donné par la relation empirique suivante :

$$L_p = 0,88 \frac{\langle f \rangle}{\langle S_p \rangle} \cdot \frac{\langle E \rangle}{\langle B \rangle} \left| \frac{0,07}{B} + R + 0,004 \cdot B \right| \cdot B^2$$

Le calcul donne :  $L_p = 3,38 \text{ kg/m}$

#### a-3-2-2. quantité d'explosif au pied du gradin .

Pour assurer l'arrachement du pied, la charge à ce niveau doit être plus élevée que la charge en colonne, certains auteurs considèrent que la moitié de la charge doit être dans le  $1/3$  de la longueur du trou (au fond du trou). Elle est obtenue en faisant le produit de la charge linéaire par la longueur de la charge de pied.

$$Q_p = L_p \cdot x_p \quad \text{avec } x_p = 1,3 \cdot B = 3,64 \text{ m}$$

MODE DE CHARGEMENT.

échelle: 1/100

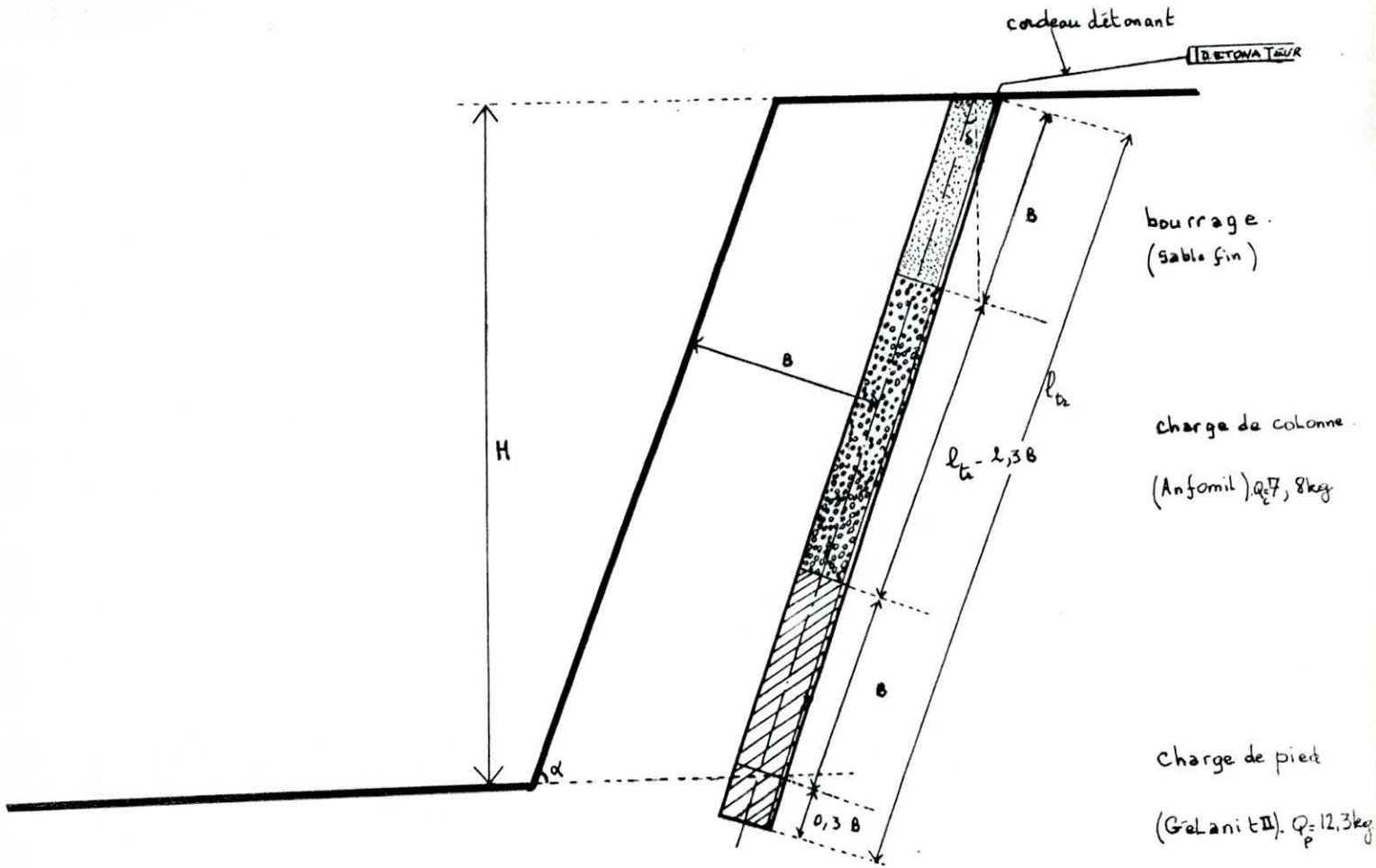


Fig. 4. données géométriques intervenant dans la méthode de Langefoou.

On trouve :

$$Q_p = 12,3 \text{ Kg}$$

a-3-2-3. charge linéaire de colonne.

Elle est calculée par la relation:

$$L_c = \left( \frac{L_p}{2,7} \right) \cdot \left( \frac{1}{f} \right) \cdot \left( \frac{S_p}{S_c} \right)$$

Soit:

$$L_c = 1,62 \text{ kg/m}$$

a-3-2-4. quantité d'explosif en colonne.

La longueur de la charge de colonne étant égale à :

$$X_c = (H/\cos \delta) - 2 \cdot B$$

Après calcul on trouve :

$$X_c = 4,8 \text{ m}$$

La quantité d'explosif est donc:

$$Q_c = L_c \cdot X_c = 7,8 \text{ kg.}$$

La charge totale d'explosif d'un trou est alors de:

$$Q_{1t} = 20,1 \text{ Kg.}$$

Pour une hauteur du gradin égale à 13m. La quantité de charge d'explosif est de 24,4 kg.

a-3-2-5. Longueur du bourrage.

Le bourrage réalisé avec du sable fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections. Il est égal à la banquette pratique, donc:

$$X_b = B = 2,8 \text{ m}$$

a-3-2-6. La surforation .

Elle est d'une importance capitale puisqu'elle est le facteur essentiel pour le dégagement du pied du gradin ainsi que la rectitude du front. Langefors, la prend comme étant égale au  $\frac{1}{3}$  de la banquette approximativement.

$$\text{Soit : } U = 0,3 \cdot B$$

Le calcul donne:

$$U = 0,84 \text{ m}$$

a-3-2-7. quantité totale d'explosif.

Pour assurer la production journalière ( $A_j = 277,2 \text{ m}^3/\text{j}$ ) il est évident que la charge à adopter sur le site sera :

$$Q = q \times A_j$$

$q$  : Consommation spécifique de l'explosif,  $\text{kg}/\text{m}^3$ .

$A_j$  : Production journalière,  $\text{m}^3/\text{j}$ .

d'où

$$Q = 125,0 \text{ kg}$$

a-3-2-8. nombre de trous par rangée.

Des résultats précédents on détermine le nombre de trous à forer par:

$$n_t = \frac{Q}{Q_{1t}}$$

Soit on obtient un nombre de :

$$n_t = 6 \text{ trous}$$

a-3-2-9. taux de foration.

Il est défini comme étant le rapport entre la longueur du trou foré et le volume de la banquette abattu au niveau d'un seul trou, il est donné par l'expression:

$$TF = \frac{l_{t.r.}}{V_{t.r.}}$$

$l_{t.r.}$  - Longueur forée du trou (11,24m)

$V_{t.r.}$  - volume de la banquette abattu (114,6  $\text{m}^3$ ),  
(voir calcul du bloc en une semaine)

Le taux de foration est donc égal à :

$$TF = 0,1 \text{ m}/\text{m}^3$$

## B - Etude de sécurité de la carrière.

### Position du problème

Compte tenu de la présence des galeries et des habitations locales proches de la carrière, le problème de sécurité se pose avec force. En effet il s'agit d'exploiter le calcaire tout en prenant en considération les contraintes auxquelles nous sommes confrontés. Ces dernières sont:

-Contrainte principale : celle relative à la sécurité qui se résume à la limitation des vibrations du sol pour la protection des ouvrages.

-Contrainte secondaire : Il s'agit du résultat de l'opération technique d'abattage dans laquelle la blocométrie doit être inférieure à 400 mm.

Après avoir défini le problème, comme dans toute étude de sécurité, nous avons axé notre étude sur l'influence du tir sur les ouvrages (propagation de l'onde de choc) et de quelle manière pouvons nous annuler cette influence et par là avons fait un choix convenable de la charge de tir ainsi que du moyen de mise à feu de l'explosif.

### Démarche suivie.

La démarche retenue pour faire un diagnostic sur le niveau de nuisance des vibrations s'attache sur deux objectifs essentiels :

- Garantir une sécurité totale pour assurer la pérennité des ouvrages concernés en délimitant les zones d'influence du tir par le calcul de la charge limite.

- Contrôle de la blocométrie par le choix du mode d'amorçage des charges, de telle sorte que les conditions économiques ne soient pas inutilement pénalisées. L'étude est basée sur un paramètre de contrôle du tir qui est la vitesse particulaire influençant directement sur le comportement dynamique de l'ouvrage souterrain sollicité par les vibrations en donnant les formules théoriques nécessaires. Une analyse à priori de la stabilité générale demande une caractérisation très précise du matériau tant du point de vue lithologique que géomécanique. Pour atteindre notre objectif premier (limitation des contraintes), on doit connaître :

- Le mode de travail des explosifs et le comportement mécanique du terrain sollicité lors du tir.
- Les caractéristiques de la chaîne pyrotechnique et avantage du tir séquentiel.

b-1. Description sommaire de l'exploitation souterraine .

La mine de fer d'EL MADENE a pour méthode d'exploitation, dite par "chambres et piliers irréguliers" les niveaux d'exploitation , au nombre de neuf (09), sont séparés par une hauteur faible qui varie de 5 à 8 m (pour les niveaux 450-445-437-432-427-421-416- en mètres) seuls les deux derniers 410 et 380, sont espacés de 30m. La totalité des niveaux souterrains se trouvent au Nord ouest et la plus part sont en dehors de la limite supérieure du gisement à l'exception des deux niveaux initiaux 380 et 410 qui pénètrent par leur galerie sud sur une distance respectivement de 2 et 5 mètres (tab4). Pour le niveau 380 il s'agit de celle dite "galerie 380 Sud" et pour 410, la "recoupe Sud 410 Est". (Cf plan topographique - échelle 1/500).

Du point de vue importance des travaux d'extraction (vides laissés par l'exploitation) les étages 450 et 432 sont les plus petits et le plus grand est le 410. Un éboulement à été noté sur les plans d'exploitation, il débute à 421 et se prolonge jusqu'à 437. Dans les autres niveaux, il n'a pas été observé.

Tableau 4: emplacement des galeries les plus proches par rapport à la limite du gisement.

Niveau	Importance des travaux	Distances (m)
450	Très faible	110
445	Très grande	65
437	Moyenne (éboulement)	75
432	Très faible (éboulement)	110
427	Moyenne (éboulement)	61,5
421	Grande (éboulement)	48
416	Grande	41
410	Très grande	5 (à l'intérieur)
380	Grande	20 (à l'intérieur)

L'entrée de la mine se fait par le niveau 410 (travers banc principal) qui s'allonge sur une distance assez importante. Ce niveau communique avec presque tous les autres du dessus (jusqu'à 445) par une cheminée principale.

Cette galerie a une largeur de 2,60m et une hauteur de 2,20m (fig. 5). En, certains endroits où un cadre en bois a été placé pour le renforcement du toit jugé "faible portance", la hauteur mur-boisage est 1,85m.

## b-2. Avantages et inconvénients des galeries.

### b-2-1. Avantages.

La présence des galeries dans la zone d'exploitation délimitant la carrière constitue un bon système de drainage de l'eau de pluie et ainsi la carrière se trouve asséchée. Un autre avantage non moins important est que ces galeries forment une zone d'écran à la propagation de l'onde de choc qui s'amortie très vite en l'absence de matière solide (roche) et sont situées dans la direction des habitations avoisinantes.

### b-2-2. Inconvénients :

L'inconvénient majeur c'est qu'elles sont proches de la zone du tir (distance verticale et horizontale) et risquent de s'effondrer à la moindre erreur de calcul du tir (non respect de la limitation de la charge maximale).

## b-3. Influence de la discontinuité sur le comportement mécanique des massifs rocheux.

La présence de discontinuité constitue le facteur essentiel du comportement mécanique du milieu rocheux quelque soit l'échelle considérée. Des études récentes ont montré l'importance du rôle de la fissuration dans le comportement du terrain et la rupture d'une masse rocheuse se produit presque toujours suivant une surface de discontinuité préexistante dans la structure du massif, la ruine d'un ouvrage souterrain résulte de la propagation de la fissuration originelle présente dans le toit ; c'est pourquoi le relâchement de la contrainte dans le massif à travers ces fissures se fait d'autant plus rapidement que ces dernières sont importantes. L'existence de discontinuité à l'échelle de l'ouvrage (galerie, pilier défruité) conditionne le comportement du massif rocheux en définissant certains modes de rupture préférentiel (éboulement, arrachement...).

## b-4. Influence du tir sur la stabilité et la sécurité des ouvrages.

### b-4-1. Mode de travail de l'explosif.

Quand on tire dans un espace confiné, l'explosif se décompose brutalement en libérant une grande énergie explosive et un grand volume de gaz en quelques millièmes de seconde. La puissance d'un explosif à briser une roche est défini comme étant sa capacité de libérer cette énergie explosive en un

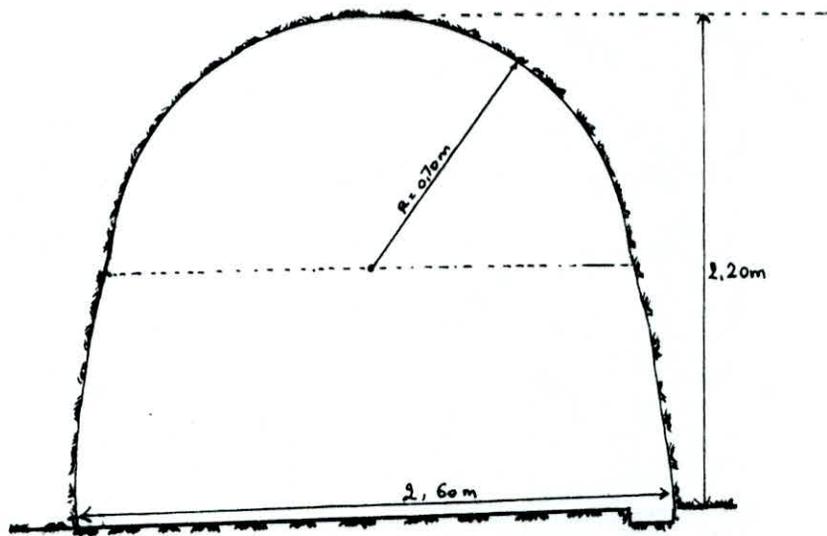


Fig. 5. Schéma représentant les dimensions de la galerie principale (niveau 410) - sans boisage -

temps très court. Cette durée dépend de la vitesse de détonation, du mode d'amorçage et de la longueur du trou de mine . On distingue deux types d'énergie explosives:

- L'énergie de choc.
- L'énergie de gaz.

La première énergie dite énergie de détonation qui varie de 2 à 6 Mj/kg est transférée au massif par des ondes de choc qui fissurent la roche à divers zones (zone de broyage- de fissuration radiale et d'écaillage).

La seconde est celle causée par les gaz qui accentuent les fissures préexistantes dans le massif créant ainsi une fragmentation et une poussée pour former un tas de roches foisonnées.

#### b-4-2. Etude des vibrations du sol.

##### b-4-2-1. Nuisance de l'explosif.

L'énergie dégagée lors du tir est d'environ de moitié perdue sous forme de pertes chimiques, thermiques et sismiques, ces deux dernières sont susceptibles de produire des nuisances (vibrations-bruits-projections). Le travail mécanique utile de l'explosif né lors de la détonation fait briser la roche au moment du développement de l'onde de choc dans le massif.

Les explosifs tels que marmanit et gélanit (explosif brisant) sont responsables de la destruction du massif par les ondes de choc.

L'anfomil (explosif déflagrant) utilisé comme charge de colonne effectue principalement un travail de poussée de la banquette après sa fracturation vers la surface libre grâce aux gaz échappés lors de l'explosion.

##### b-4-2-2. Vibrations du sol.

Un tir d'explosif provoque un choc qui se traduit par un ébranlement du terrain causant une perturbation dont l'intensité décroît au fur et à mesure que l'on s'éloigne de l'origine de l'explosion (l'onde de choc s'atténue et se transforme en onde élastique ). En raison de la réponse du sol, la perturbation est constituée par une série d'oscillations autour d'une position d'équilibre; ces oscillations avancent en s'amortissant. L'onde de choc provoque le détachement des blocs rocheux par passage à travers les fissures qui montrent une faible résistance à la pression des gaz lors de l'explosion. A travers les fissures remplies d'argiles et autre constituant fin observés dans les galeries, les bancs de calcaire d'EL MADENE se trouvent liés par un matériau offrant

une adhésion faible et par conséquent une cohésion faible lors de l'ébranlement du terrain au passage de l'onde de choc. Cet ébranlement est caractérisé par son amplitude, sa vitesse particulière, son accélération et sa fréquence.

b-4-2-3. Loi d'amortissement de l'onde de choc.

L'intensité de vibration produite par un tir est proportionnelle à la racine carrée de la charge d'explosif tirée avec un relais de retard (ou micro-retard) espacés d'au moins de 20 ms.

Depuis les travaux de LANGEFORS - KILSTRÖM (1957) le facteur essentiel du niveau de sécurité est la vitesse particulière ; toutes les recherches actuelles se basent sur cette vitesse d'oscillation d'un point du sol situé à une distance D du tir (in CHAPOT, 1981)- Cette vitesse particulière de vibration suit une loi d'oscillation du type:

$$V = K. (D/\sqrt{Q})^{-m} \quad (\text{mm/s})$$

m - coefficient qui est fonction de l'état de fissuration du terrain et la durée de l'impulsion de l'onde.

K - Coefficient qui est fonction du type de terrain.

D - distance au tir, m.

Q - Charge d'explosif par micro retard (charge unitaire par trou).

En cas d'absence de mesure, CHAPOT conseille de prendre pour des tirs d'abattage,

$$K = 2500$$

$$m = 1,8$$

\* Détermination de la charge maximale pour la sécurité des habitations:

Le village qui est à proximité de la carrière est situé à 200m de la limite Nord ouest du gisement. L'état de construction des maisons est bon (construites en pierres) Sur la base des travaux de nombreux auteurs parmi lesquels Northwood et Edwards (Canada 1963), Langefors-Westberg-Kihlström (Suède, 1973), ceux du centre de recherche des Etats Unis-USBM. (united states bureau of Mines), DRODZ (Tchécoslovaquie), il a été convenu que la valeur limite de seuil de la vitesse particulière pour laquelle les dégats sont nuls est de  $V_{lim} = 50 \text{ mm/s}$  (pour une fréquence de vibration assez grande  $> 50 \text{ Hz}$ ). Pour Langefors cette vitesse est égale à 70 mm/s car son expérience a été réalisée sur un terrain où la roche est saine (cas idéal). la catégorie du risque en fonction de la vitesse particulière en terrain dur et moyennement dur est donnée en figure 6.

En appliquant la formule de Chapot :

$$V = 2500 \cdot \frac{(D)^{-1.25}}{(VQ)}$$

- La vitesse particulière étant égale à  $V=50 \text{ mm/s}$ .
- La distance des habitations à la zone du tir estimée à  $D=200\text{m}$ .

On trouve une charge égale à :

$$Q = 518 \text{ kg, qu'il ne faut pas dépasser lors du tir.}$$

\* Détermination de la charge maximale pour la sécurité des galeries.

L'expérience la plus intéressante pour nous est celle de Langefors car il a observé les vitesses verticales (vibration verticale d'un point du sol), les terrains concernés sont constitués le plus souvent par des roches cristallines dures et saines, les fréquences mesurées au cours de ces expériences sont assez élevées (50 + 400 Hz) Ce qui est dû à la rigidité des roches de fondation pour lesquelles il admet des vitesses de propagation de l'onde sismique de 5000 m/s (vitesse de l'onde longitudinale) et 3000 m/s (vitesse de l'onde transversale).

Ce type d'expérience suivi par observation des dégats sur des immeubles se rapproche beaucoup du cas d'EL-MADENE vu que la célérité des ondes longitudinales mesurées sur le calcaire de la zone en exploitation correspond parfaitement à celle utilisée par Langefors ( $V_{long} = 5.121 \text{ m/s}$ ).

Figure 6: Exemple de valeurs limites proposées (catégories de risques en fonction de la vitesse particulière pour les immeubles courants).

en cm/s	Fissures			
23-	graves			
-				
-		dégats		
-		impor-		
-		tantés		
-				
-				
-	fissures			
16-				
15-				
-				
-		Fissures		
-		graves	dégats	
11-	Rissures		légers	
11-	Insigni-			
11-	fiantes			
10-				
-				
-		Fissures		
7-			Dégats	
7-			possibles	
-		Fissures		
5-	Pas de			
5-	fissures	insigni-		
5-		fiantes		
-			Pas de	
-		Pas de	dégats	Pas de
-		fissures		dégats
4-				
4-				

Roche dure	Terrain	Edwards	USBM
V=4500/	moyen	et	1962
6000m/s	V=2000/	Northwood.	et
	3000m/s	1963	1971

Langefors. 1973

Tableau 5: Catégorie du risque en fonction de la vitesse particulaire.

(Expérience de Langefors)

Type de roche	Argile, sable, gravier	Moraine, schistes, calcaire tendre	Calcaire dur, grès quartzeux, gneiss, granites
Vitesse de propagation des ondes sismiques, m/s	1000 + 1500	2000 + 3000	4500 + 6000
Pas de fissures perceptibles, mm/s	18	35	70
Fissures insignifiantes, mm/s- valeur de seuil-	30	55	110
Fissures traversant les murs, mm/s	40	80	160
Fissures graves, mm/s	60	115	230

Le toit de la galerie, fissurée par endroit, risque de s'effondrer si l'on dépasse une vitesse particulaire limite. Cette rupture est causée vraisemblablement par la composante verticale de la vitesse que par les autres composantes puisque le poids des terres supportées par le toit amorce la vibration verticale qui fait augmenter la contrainte à ce niveau. L'effort insupportable par la vibration sur les parements de la galerie provoque une flexion du toit qui s'effondre brusquement, la qualité du toit des galeries étant fissurée (fissures remplies de matériaux tendres telle l'argile). On adoptera comme valeur limite de la vitesse d'oscillation la moitié de celle correspondant au calcaire dur c'est à dire celle qui correspond à la valeur du seuil de l'argile ( $V=30\text{mm/s}$ ). Entre autre la fissuration du toit, le contraste de résistance défini par la stratification (voir sondage O5) en est une raison quant au choix de cette vitesse. Avec cette valeur de  $V$  et connaissant la hauteur séparant le point du tir au toit de la galerie, ceci nous permet de déterminer la charge momentanée (tir à micro retard à ne pas dépasser par la relation, déduite de la formule de Chapot.

$$Q_{\text{max}} = D^2/136$$

$Q_{\text{max}}$  - charge maximale d'explosif, kg.

D - Distance au tir (surface - toit de la galerie), m.

Soit pour une profondeur D égale à: on a une charge de:

D = 63 m Q<sub>max</sub> = 29 kg

D = 53 m Q<sub>max</sub> = 20 Kg

D = 43 m Q<sub>max</sub> = 13 kg

Les points les plus sensibles concernés par cette limitation de la charge maximale sont indiqués sur le plan topographique (échelle 1/500) et celui des phases d'exploitation.

Ils ont pour coordonnées Lambert :

<u>Niveau 410</u> =	point A :	x = 552.402	y = 365.756
	point B :	x = 552.409	y = 365.777
	point c :	x = 552.392	y = 365.752

Le contrôle de la charge du tir se fera sur une distance horizontale par rapport au niveau 410 car il est le plus exposé au tir (en dessous de la zone où la carrière est projetée). Une limitation en vitesse étant adoptée, qui tient compte des conditions particulières de stabilité des galeries (nature du point sensible: toit fissuré), on peut alors établir des valeurs de la charge en fonction du rayon d'influence qui décrit un arc de cercle dans laquelle la zone est dite à charge "contrôlée".

Remarque : On s'aperçoit que la charge maximale de sécurité des habitations ne peut jamais être atteinte puisque la charge est limitée par un ouvrage plus sensible (galerie) et aussi plus proche de l'endroit où le tir est effectuée.

b-5. Caractéristiques de la chaîne pyrotechnique et avantages du tir séquentiel.

b-5-1. Caractéristiques de la chaîne pyrotechnique.

Dans la plupart des cas, la mise à feu de l'explosif dans les carrières est réalisée par un cordeau détonnant excité soit par un dispositif d'allumage électrique (dynamo ou un condensateur à décharge) soit par une mèche lente (cordeau Bickford) allumé avec une flamme. Ce cordeau détonnant est serti directement avec la charge détonante ou bien précédé d'un dispositif de retard. Ce dernier cas est le plus utilisé actuellement lorsque la carrière est assez éloignée des agglomérations et que le rendement d'abattage s'est avéré meilleur.

Les recherches récentes ont montré que les tirs électriques offraient plus de sécurité et surtout lorsqu'on

réalise un amorçage fond de trou où la cartouche amorce est placée à l'intérieur de la cartouche de la charge de pied.

Une chaîne pyrotechnique élémentaire est constituée par un assemblage d'éléments nécessaires à l'explosion. Elle comporte toujours :

- La charge d'explosif.
- Le dispositif d'amorçage qui crée l'onde de choc initiale qui fera exploser la charge.
- Le dispositif de mise à feu qui permet au boute-feu de déclencher l'explosion en toute sécurité à l'abri des projections.

#### b-5-2. Importance du tir séquentiel avec amorçage fond de trou.

Les vibrations sont véritablement réduites lorsqu'on utilise une amorce fond de trou (avec un retard suffisant) et une mise à feu avec un exploseur séquentiel (détonateur à micro retard) en utilisant le maximum de retard des détonateurs disponibles. Les hors gabarits sont réduits par l'utilisation de ce type de tir car on peut utiliser autant de trous sur une rangée avec le retard correspondant.

#### b-5-3. Influence du retard sur la particule vibrante du sol.

L'amplification, phénomène vibratoire de la particule du sol est inversement proportionnelle au temps séparant deux explosions successives (intervalle de retard). Le mouvement harmonique de la particule suit une loi d'amortissement tout en s'éloignant du point de l'explosion et c'est pour cet effet une simple interférence d'onde de choc amplifiera son accélération.

#### b-5-4. Limitation du bruit et de l'effet de souffle .

Le bruit est excessif chaque fois que la charge explosive est trop grande ou bien que les fumées de détonation s'échappent dans l'air, mais la principale cause du bruit est la présence de la charge à l'air libre. L'utilisation du bourrage en surface (avec du sable fin) est d'une utilité toute évidente.

Aussi l'emploi d'une cartouche amorce" fond de trou" avec un détonateur à micro-retard rend le bruit supportable et l'effet de souffle réduit.

#### b-5-5. Avantages des micro-retards .

Lorsque les charges de tir sont reliées à un système de retardement comme c'est le cas des détonateurs micro-retards,

le résultat du tir en est très avantageux et parmi les avantages on a :

- Diminution de la vibration par effet de non interférence des ondes de choc.
- Diminution du bruit et de l'effet de souffle.
- Meilleure fragmentation et meilleur étalement des produits du tir.
- Réduction de l'éventualité d'un tir raté (faible probabilité de coupure du cordeau par explosion de deux charges voisines).
- Possibilité d'orienter l'onde de choc en appliquant la technique des bouchons pour la création d'un dégagement (surface libre).

C- Adoption finale du plan de tir en tenant compte de la sécurité.

C-1. Détonateur et système d'amorçage des charges explosives.

L'étude de sécurité recommande l'utilisation d'un système d'amorçage "fond de trou" qui possède beaucoup d'avantages certes mais qui n'est pas encore autorisé en ALGERIE (autorisé en FRANCE depuis 1987). Cependant on se limitera à l'utilisation de l'amorçage latéral (fig.7)

Les détonateurs micro-retards sont placés en série sur une même ligne de tir où chaque trou contenant la charge calculée (20,1kg) explosera avec un retard de 20 ms (au total 100 ms avec 6 numéros) La mise à feu des charges se fera avec un exploseur séquentiel; (tir électrique où les charges détonnent une à une avec un décallage dans le temps constituant une séquence qui balayera la tranche à abattre (O-1-2-...5) et dégagera la banquette vers l'espace libre (fig.8).

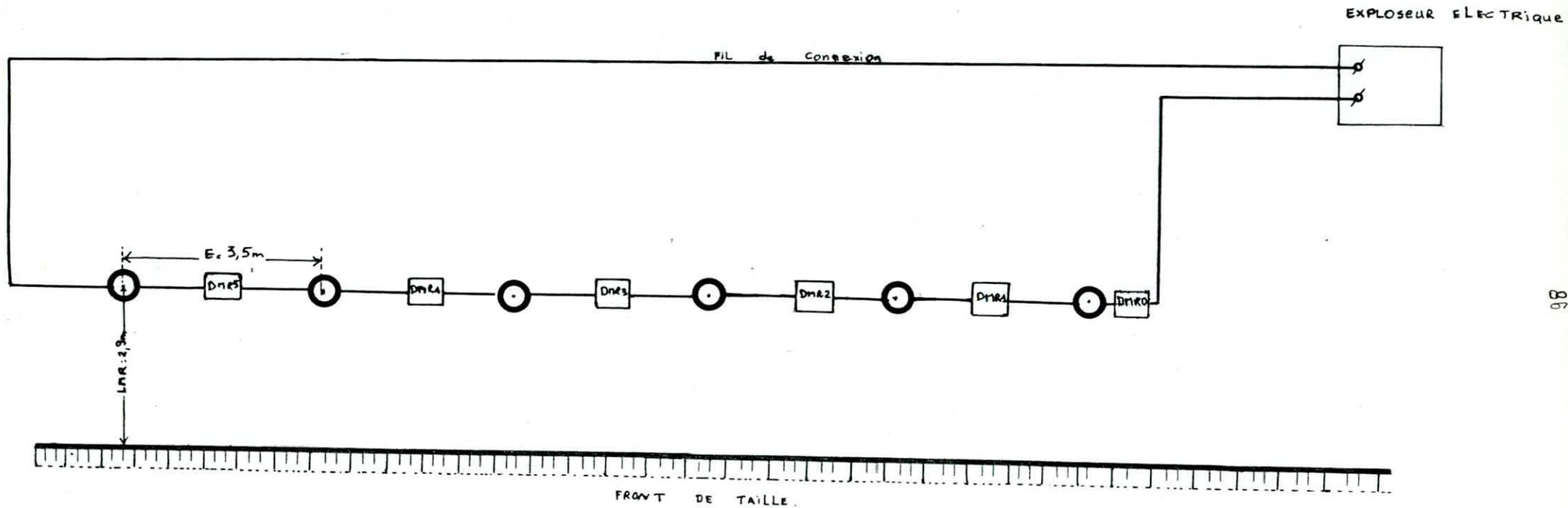
C-2. Consignes à prendre lors du tir .

- S'assurer du bon emplacement de l'explosif dans le trou.
  - S'assurer du bon fonctionnement du réseau de mise à feu.
  - Ne pas déclencher la mise à feu qu'après vérification de la ligne de tir. (Contrôle des fils électriques du branchement et de la liaison amorce - Cordeau détonant).
- \* Eviter le pétardage secondaire (l'acquisition d'un brise roche serait souhaitable).

Fig. 7

Ligne de tir

Echelle : 1/100

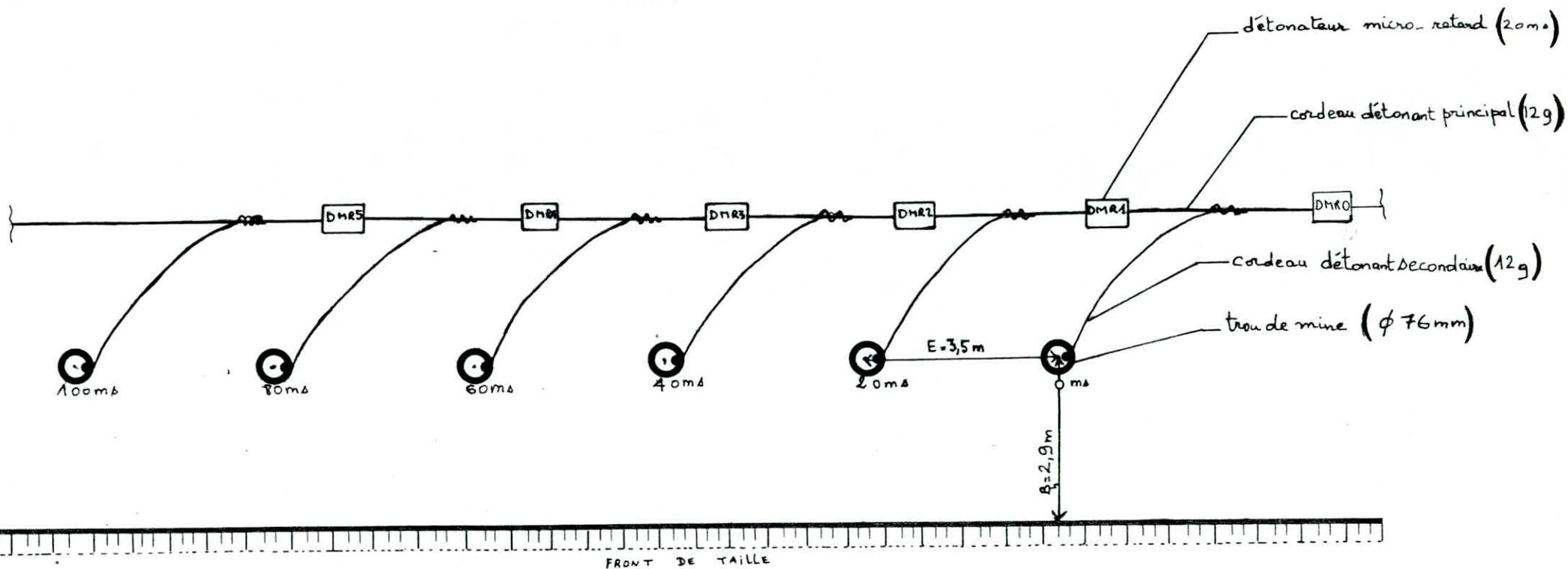


- . branchement en série
- . détonateur électrique à micro-retard (20ms)

Fig-8.

PLAN DE TIR

échelle: 1/100



d- Chargement et calcul des paramètres de la chargeuse.

d-1 Choix de la chargeuse.

Il existe un rapport entre la capacité du godet et celle de la benne du dumper qui s'exprime par la relation entre la hauteur de déversement de la chargeuse et la hauteur de chargement de la benne du camion. La chargeuse bien adaptée au site assure la production lorsqu'elle est bien choisie.

Nous optons pour une chargeuse sur pneu car elle a une grande mobilité et convient aux conditions du gisement par son excellente manoeuvrabilité (rayon de braquage, possibilité de monter les rampes assez fortes) et aussi sa bonne sélectivité dans le chargement du matériau. Le chargement est d'autant meilleur que la chargeuse n'effectue pas un grand déplacement pour déverser dans le camion.

d-1-1. Durée du temps de base.

Pour des matériaux granuleux non tassés, on considère que 0,45 + 0,55 minutes est un temps de base raisonnable pour le cycle d'une chargeuse CATERPILLAR conduite par une personne expérimentée sur un terrain dur et uniforme. On fixe le temps de base moyen à 50 minutes (pour un chargement sur un camion CATERPILLAR de moyenne et grande capacité).

d-1-2. Durée du cycle de la chargeuse.

On entend par cycle de travail de la chargeuse, le chargement plus le déversement plus quatre changements de sens de marche. Certains facteurs tels que nature du matériau, type de camion utilisé et la capacité du concasseur, ont une influence sur la production; Ils leurs attribuent un temps supplémentaire qui est positif ou négatif selon le cas.

Facteur affectant la durée du cycle.	Minutes en plus (+) ou en moins (-) du temps de base.
--------------------------------------	---

Matériau : Mélange non homogène.	+ 0,02
----------------------------------	--------

Fragmenté.	+ 0,04
------------	--------

Camion : Appartenant à une entreprise Indépendante de la chargeuse.	+ 0,04
--	--------

concasseur : receveur de petite taille.	+ 0,04
---	--------

---

Total = 0,14 min.

Le temps total du cycle = Temps de base + Temps supplém.

$$= 0,50 + 0,14 = 0,64 \text{ min}$$

d-1-3. Le nombre de cycle de travail par heure.

$$\text{Nbre de cycle de travail/h (à 100\% de rendement)} = \frac{60 \text{ (min)}}{\text{temps total du cycle de travail (min)}}$$

On trouve un nombre de cycle/h de 93,75 cycles/h.

Comme il n'existe pas de rendement d'une machine à 100%, par conséquent le rendement réel (pour un travail effectif de 45 minutes) est de 75%.

Dans ce cas :

Le nombre effectif de cycle/h =  $N = 70,3$  cycles/h.

\* Calcul du volume requis par cycle.

$$V_r = \frac{P_h}{N}$$

$P_h$  - Production horaire requise,  $P_h = 30 \text{ m}^3/\text{h}$  (avec un coefficient de foisonnement égal à 1,5).

$N$  - Nombre de cycles/heure,  $70,3$  cycles/h.

Le volume de matériau à déplacer par cycle est:

$$V_r = 0,42 \text{ m}^3$$

d-1-4. Choix du godet.

Il faudra souvent choisir un godet de plus grande capacité que celle trouvée pour charger le volume requis du matériau.

Pour un travail effectif de 45 min/h, on a un coefficient de remplissage de 0,85 (in CATERILLAR).

Le volume de matériau à déplacer par cycle est donc:

$$V = \frac{V_r}{K_r}$$

-  $K_r$  - Coefficient de remplissage

Soit une valeur de :

$$V = 0,50 \text{ m}^3$$

Un godet d'une capacité de  $1 \text{ m}^3$  donneraient satisfaction, mais en tenant compte de la hauteur de déversement dans la

benne du camion, il nous est préférable de choisir une chargeuse plus haute (godet de 2 m<sup>3</sup>).

Les abaques nous désignent la chargeuse sur pneu équivalente à 936 E Normale avec dents à boulonner -TYPE CATERPILLAR-

Caractéristiques de la chargeuse 936.E.N.

- Capacité à refus : 2,0 m<sup>3</sup>
- Capacité à ras : 1,68 m<sup>3</sup>
- Hauteur de déversement : 2,906 m
- Hauteur hors tout avec  
Godet complètement relevé : 4,796m
- Diamètre de braquage hors  
tout (godet en position de transport): 11,85m
- Poids en ordre de marche : 12.124 Kg
- Charge limite d'équilibre (au  
braquage max à 40°): 8047 kg
- Puissance au volant : 101 Kw
- Largeur hors pneu : 2,698m
- Largeur du godet : 0,951 m

e - Transport et calcul des paramètres du camion.

Le transport de la matière du front d'abattage vers la station de concassage est un processus de grande importance. Le choix du moyen d'évacuation du produit abattu est primordial car il intervient dans le prix total dans un pourcentage assez important. Il doit avoir un rendement maximal et un temps mort réduit de même que les paramètres du camion doivent correspondre à ceux des engins de chargement et des propriétés des roches et doit assurer une sécurité.

Le type de transport envisagé est lié aux conditions du gisement, il se fera par camion (dumper -Euclid R-25). Ce sont des camions bien adaptés à cause de leur manoeuvrabilité et leur souplesse à surmonter les pentes excessives. Après chargement de la matière le camion transporte cette dernière sur une distance de roulage de 600 m (tronçon de voie à l'intersection non compris-voir plan d'ouverture).

Pour une raison de rapidité d'exécution du transport, le schéma de disposition du camion par rapport à la chargeuse est

celui par "boucle" car le rayon de braquage du camion est petit (7,6m) et le déplacement radial du front d'abattage le permet (plateforme circulaire).

e-1. Calcul de la durée du transport.

La durée du transport correspond à un cycle (aller à vide et retour chargé), est déterminée sur la base de la pente de la piste et de la résistance au roulement qu'elle oppose aux roues du véhicule (fig.9 et 10)

**\* Résistance au roulement.**

C'est la force opposée par le sol aux roues du camion. Elle se mesure par l'effort de traction qu'il faut exercer pour faire avancer le véhicule (en kg/tonnes).

Les facteurs influençant la résistance au roulement sont les frottements internes au véhicule, la pression, le type des pneus et l'enfoncement de ces derniers dans le sol. Ces facteurs représentent environ 2% du poids du véhicule (en kg) soit un effort de 20 kg/t sur route à revêtement dur, et sur piste correctement entretenue elle est de 30 à 40 kg/t. on admet que 1% de pente apporte une force de résistance de 10 kg/t, soit pour 35 kg/t en moyenne sur piste revêtue cela correspond à une pente de 3,5 %.

Le calcul du temps de cycle du camion a été approximé à celui du camion D 250B CATERILLAR ayant les mêmes caractéristiques (à quelques différences minimales), transportant la matière, sur une distance de roulage longue de 600m. avec une pente globale (résistance totale) défavorable de 13,5% (10% de pente et 3,5% dû à la résistance au roulement).

Caractéristiques du camion Euclid - R25	Caractéristiques du Camion D 250 B. CAT
Puissance au volant : 160 kw	163 kw
Vitesse maximale : 45 km/h	51 km/h
Capacité de la benne : 11,2 m <sup>3</sup>	11 m <sup>3</sup>
Diamètre de braquage : 15,2 m	15,34 m
Capacité de la benne : 22,68 T (en tonnes SI)	22,7 T
Hauteur de chargement : 2,718 m	2,55 m
Longueur de la benne : 4,216 m	5,60
Largeur de la benne : 3,251 m	2,50 m

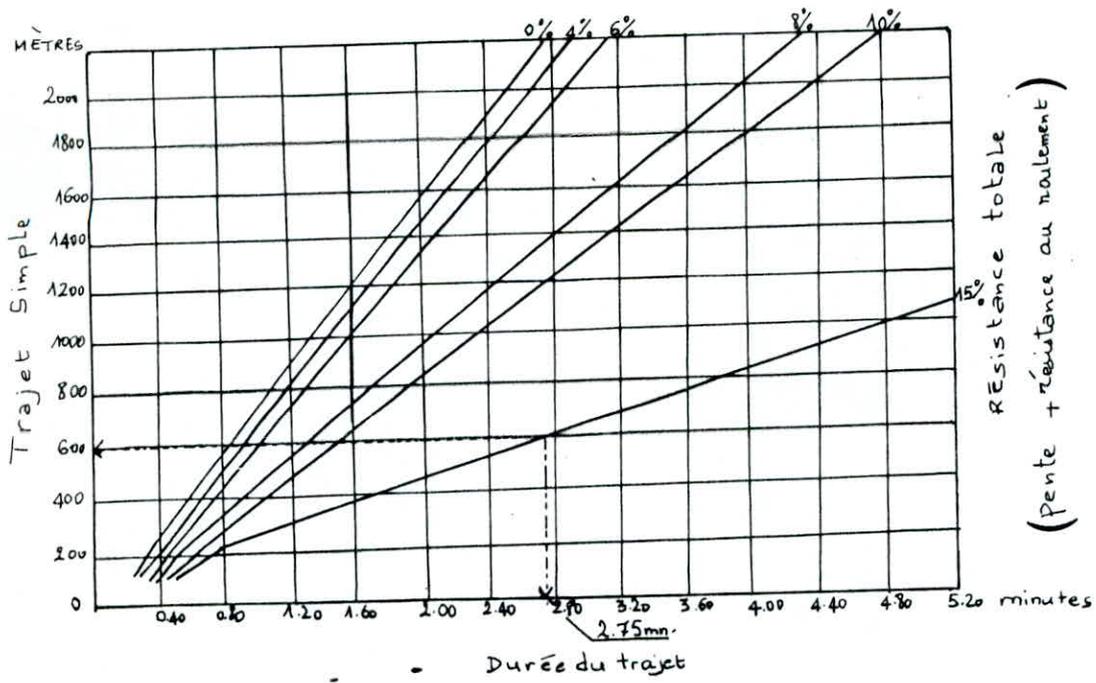


Fig. 9. Durée du trajet - A vide - Tombereau D250B

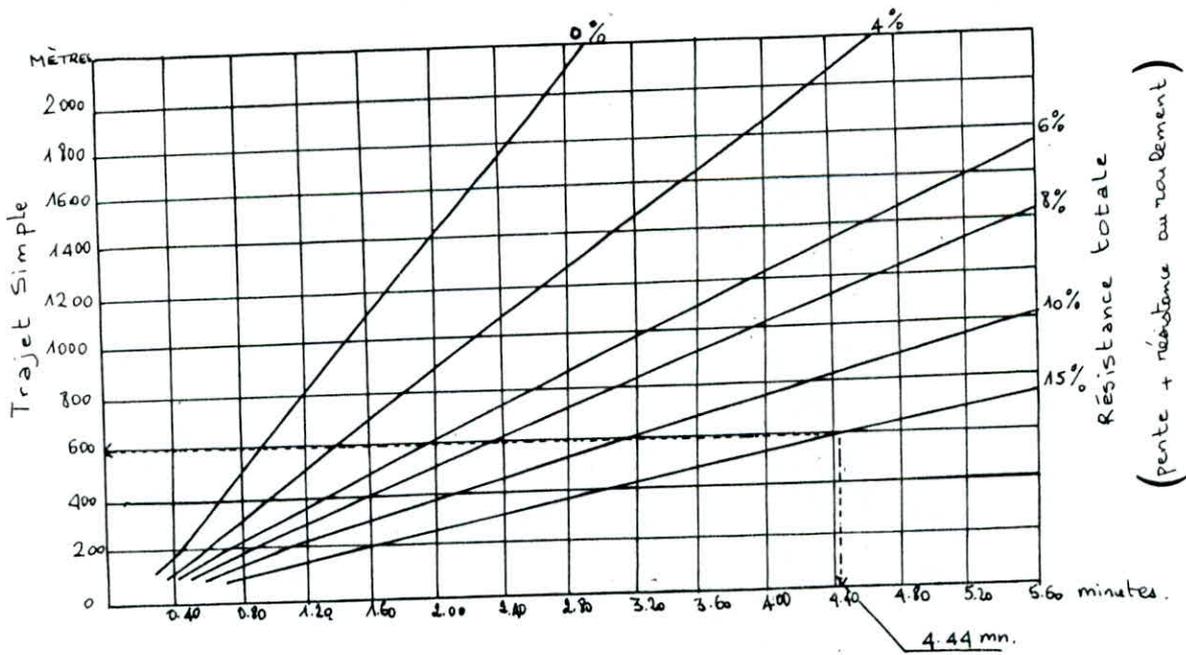


Fig. 10. Durée du trajet - EN CHARGE - Tombereau D 250 B

(Courbes tirées du Guide CATERPILLAR - MATÉRIELS ET MÉTHODES.)

La durée du trajet = durée à vide + durée en charge  
 = 2,75 + 4,44 = 7,19 minutes.

e-2. Calcul de rendement du camion.

e-2-1. Temps d'un cycle du camion.

Il est donné par l'expression :

$$t_c = T_{ch} + t_{tr} + t_{d} + t_m \quad (\text{min}).$$

$t_d$  - Temps de déchargement du camion, (1 min).

$t_m$  - Temps de manoeuvre du camion, (1 min).

$t_{tr}$  - durée du trajet (en charge et à vide), (7,19 min).

$t_{ch}$  - temps de chargement du camion, il est calculé par la formule :

$$t_{ch} = \frac{G_c \cdot K_f \cdot t_{cc}}{E \cdot K_r \cdot \gamma}$$

$G_c$  - Capacité de charge du camion, (22,68 t).

$K_f$  - Coefficient de foisonnement, (1,5).

$t_{cc}$  - durée d'un cycle de l'engin de chargement, (0,64 min).

$E$  - Capacité du godet de la chargeuse, (2m<sup>3</sup>).

$K_r$  - Coefficient de remplissage du godet de la chargeuse, (0,85).

$\gamma$  - Poids volumique de la roche, (2,68 t/m<sup>3</sup>).

Le calcul donne une valeur égale à :

$$t_{ch} = 4,8 \text{ minutes.}$$

De ce résultat, on obtient un temps de cycle du camion égal à :

$$t_c = 14 \text{ minutes.}$$

e-2-2. rendement du camion.

Il se calcul par la relation empirique:

$$R_{cam} = \frac{G_p \times G_c \times K_f \times T_p \times K_u}{t_c} \quad (\text{t/p})$$

$K_{ca}$  - Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion, (0,9).

$T_p$  - Durée d'un poste, (7h).

$K_{ca}$  - Coefficient d'utilisation du camion durant un poste, (0,9).

On obtient après calcul, un rendement :

$$R_{cam} = 551 \text{ t/p.}$$

e-3. calcul du nombre de camions.

e-3-1. Nombre de cycles possibles d'un camion.

$$r_1 = \frac{60 \cdot T_p \cdot K_{ca}}{T_c}$$

Les données étant connues, on obtient un résultat :

$$r_1 = 27 \text{ cycles}$$

Pour deux postes le nombre de cycle est alors:

$$r_2 = 27 \times 2 = 54 \text{ cycles.}$$

e-3-2. Nombre de cycles nécessaires pour la journée.

Il est donné par :

$$R = \frac{V_j \cdot K_i}{Q_{cm}}$$

$V_j$  - Production journalière de la carrière, (416 m<sup>3</sup>/j, volume foisonné).

$K_i$  - Coefficient d'irrégularité du transport, (1,25).

$Q_{cm}$  - Capacité de la benne du camion, (11,2 m<sup>3</sup>).

On obtient une valeur de :

$$R = 46,4 \text{ cycles.}$$

e-3-3. Le nombre de camions nécessaires.

$$N_c = \frac{R}{r_2}$$

Soit 1 camion est apte à transporter la matière pendant la durée prévue dans le roulage.

e-3-4. Le nombre total de camions.

Si l'on tient compte du camion en réserve et celui utilisé pour le transport du stérile prévu pour les deux niveaux initiaux (475 et 465), le nombre total des camions est alors au nombre de 3.

e-3-5. Adéquation du choix chargeuse - camion.

Les engins de transport ainsi que du chargement assurent la production que si le temps de chargement du camion et du temps de cycle de celui ci vérifient la relation:

$$t_{ch} \times N_c < t_c$$

On s'aperçoit que la relation est vérifiée ( $4,8 \times 1 < 14$ ), par conséquent la chargeuse à godet de 2 m<sup>3</sup> (936 E.N.CAT) est compatible avec le camion Euclid R-25.

f - Description des phases d'exploitation.

Le développement des phases d'exploitation est conditionné par la charge maximale à adopter pour chaque niveau que nous avons déterminé dans l'étude de sécurité. Cependant cette étape s'impose avec force dans notre étude d'exploitation de la carrière, car il s'agit de relier les niveaux d'exploitation avec les zones à tir contrôlé (ou zone d'influence du tir) ou bien en d'autres termes faire une synthèse entre l'exploitation et la sécurité.

Phase 1 : niveau 475.

Dans cette étape la charge de tir est nécessairement inférieure à 20,1 kg (calculée pour une hauteur de 10m) par conséquent les conditions de limitation de la charge sont à écarter, nous pouvons donc exploiter sans crainte du risque d'effondrement des galeries. Néanmoins, nous avons tracé la zone dites "à tir contrôlé" correspondant à une charge maximale de 29 kg sur un rayon d'influence de 63 m. On remarque que pratiquement toute la surface d'exploitation est à tir contrôlé. Ce tracé de la zone d'influence servira à une prévention contre l'utilisation d'une charge de tir, lorsque la loi d'amortissement de l'onde de choc "réelle" du site aura été identifiée après plusieurs essais sur le terrain (détermination de k et n). A partir de la courbe de niveau 475, on exploitera le calcaire jusqu'à la limite Nord de la carrière tout en sachant qu'une bonne partie est constituée de stérile.

Phase 2 : niveau 465.

Dans cette phase la charge maximale est de 20 kg et identiquement les mêmes recommandations sont à observer comme pour la phase précédente. Cette charge est égale à celle adoptée

pour un gradin de 10 m. Nous précisons qu'entre les deux phases nous avons laissé une berme de sécurité de 5 m.

Phase 3 : niveau 455.

A ce niveau les conditions de sécurité sont à respecter scrupuleusement car nous sommes très proches des galeries (43m). En considérant la loi d'amortissement des ondes de choc "théorique" la charge à adopter pour un rayon (ou une distance) de 43 m est égale à 13 kg. Entre cette charge et celle prise pour le tir en faisant abstraction à la sécurité, qui est de 20,1 Kg, le contrôle de la charge limite sera progressivement réduite de 1 kg tous les m. Une zone où la diminution de la charge suivant cette loi théorique est tracé sur le plan d'exploitation de cette phase. Précisons que pour une charge de 20,1kg on a un arc de cercle de rayon égal à 52 m. Une berme de sécurité toujours égale à 5m a été laissée en fin d'exploitation à l'approche du niveau précédant (465).

Phase 4 : niveau 442.

Dans cette phase, bien que la hauteur entre les galeries est le fond de fausse de la carrière est de 21m, son exploitation est possible puisqu'elle ne se trouve pas juste au dessus des galeries mais éloignée d'une distance de plus de 57 m. A la liquidation, la charge à adopter est de 24 kg comme dessinée sur le plan d'exploitation. Comme la distance entre l'arrête inférieure du gradin en liquidation du niveau précédant (455) et la courbe de niveau 442 n'est pas suffisante pour avoir une plateforme dont la largeur recommandée est supérieure à 34m, nous avons dévié ce gradin de l'orientation générale. Une berme de sécurité a été prise comme précédemment égale à 5 m.

Notons que lorsque la charge est limitée par la sécurité, il va falloir changer les paramètres de la maille de foration.

## RECOMMANDATIONS

\* Faire un levé structural détaillé de la zone soumise aux vibrations (niveau 410).

Un levé structural montrera la densité des fissures dans les terrains du toit des galeries et les plus évidentes seront mises en observation continu et traitées au cas où celles-ci seront jugées à grand "risque de rupture". L'état de fissuration du toit et des piliers sera suivi d'un contrôle rigoureux fait par un examen endoscopique ou bien par auscultation ultrasonique pour voir si certains piliers soumis au fluage dynamique ont atteint leur limite de résistance élastique. Le toit de la galerie doit être analysé par un examen visuel et par la technique "sismique transmission".

\* Mesure des déformations éventuelles.

L'auscultation des piliers et des galeries s'effectue par la mesure de déformation soit avec une colonne de convergence (ou convergencemètre qui donne la déformation verticale), ou bien avec un extensomètre lors de l'expansion du toit soumis à une vibration répétée (mesure de déplacement d'un point du toit.).

\* Mesure des surcharges et vibrations.

L'effet des sollicitations extérieures (tir) sur la structure de l'exploitation souterraine doit être mesurée en surface à partir de géophones implantés non loin du point de tir.

La limitation de la charge sera arrêtée par une série de mesure de la vitesse particulière sur le terrain. Ces mesures d'enregistrement de la vitesse  $V$  serviront à tracer la droite de régression linéaire donnée par l'équation  $\text{Log } V = \text{Log } K - m \text{ Log } (D/\sqrt{Q})$  qui nous permettra de connaître la valeur de la constante de terrain  $K$  et la constante  $m$  qui respectivement sont l'intercept et la pente de la droite dans le système de coordonnées bilogarithmiques. Précisons que les surcontraintes dynamiques nées par le passage fréquent et répété des engins miniers dans la zone sensible peut entraîner une fatigue de la structure. Les vibrations mesurées avec un géophone tridirectionnel au passage des engins mettent en évidence des vitesses particulières assez faible ( $< 0,2$  mm/s expérience menée par le CERCHAR et BRGM en France, sur les vibrations causées par le trafic routier). Même faible cette valeur doit être prise en considération dans le calcul de la limitation des vibrations pour affiner les résultats.

\* Etude de la stabilité des galeries et des piliers.

Une étude géotechnique complète doit être faite, dans laquelle on doit mettre en évidence l'influence de la contrainte dynamique développée par l'explosif dans le massif car la vibration en est la principale cause affectant la stabilité générale.

## CONCLUSION GENERALE

Au terme de notre étude, nous avons déterminé la durée d'exploitation qui est de 10 ans pour un tonnage en matière utile exploitable égal à 1855981 t.

La charge maximale de tir a été calculée pour chaque niveau et a montré que seul le niveau 455 en est véritablement affecté puisque la charge tolérée n'est que 13 kg. pour cela un changement des paramètres de la maille de foration est nécessaire ce qui conduit à une capacité de travail des engins de foration à frais excessifs (pertes économiques lors de l'implantation d'un nombre important de trous d'où un prix de revient de l'équipement de foration en taillants devenant insupportable). Comme la durée d'exploitation est faible et les frais de sécurité en vue sont nécessairement importants, conduisent à réviser la décision d'exploitation de cette zone.

Une étude économique précise tranchera pour une telle exploitation et nous proposons l'extension du plan topographique pour exploiter les niveaux inférieurs à 442 où la roche est saine (sans fissures) qui est idéale pour produire de la pierre de taille. La production par la carrière d'un produit ne nécessitant pas un explosif puissant est très intéressante du point de vue économique et aussi de la sécurité puisque les vibrations sont négligeables (même nulles) en utilisant uniquement le cordeau détonant pour le découpage des bancs de calcaire.

## B I B L I O G R A P H I E

### Partie Géologie :

- 1 - Arroum, K- TALMAT, S."Caractères géologiques de la fenêtre tectonique de Koudiat EL-MADENE (Arba, sud Est D'ALGER)". Mem d'ING (USTHB, 1991).
- 2 - CHACHOUA, Y.- "Etude géologique de la minéralisation ferrifère de Koudiat EL-MADENE". Mem d'ING (ENP, 1990).
- 3 - FISCHER, J.C. "La géologie".  
ED M.A. (1986)
- 4 - Haciane, A - "Rapport géologique final - Agrégats EL-MADENE". (UREG, 1990)
- 5 - TROTTIER, R - "Rapport de géologie - Prospection du fer de Fondouk-Rivet". (1912).
- 6 - ANON. "Synthèse des travaux réalisés sur le gisement d'EL-MADENE". (1990)
- 7 - ANON. Note explicative "Calcaire de la mine de fer de Rivet". Dossier N° 133 A - (1956).

### Partie EXPLOITATION :

- 8 - ACHAB, D.-" Ouverture de la carrière de gypse de Mohammadia". Mem d'ING (ENP, 1990)
- 9 - AITCIN, P.C. - Jolicœur, G - Merciers M.  
"Technologie des granulats". -1ère PARTIE -  
( ED, 1983 - CANADA -)
- 10 - ALLARD, P. Vibrations : "Optimisation des contrôles de vibrations par selection d'un spectre de surveillance".  
Revue de l'industrie Minérale. Mines et Carrières  
JUIN 1989 Vol.71.
- 11 - Arquière, G - Panet, M - Tourenq, C et Co."granulats" :  
Association amicale des ingénieurs anciens de l'ENPC.
- 12 - Arquière, G - Panet, M." Propriétés des granulats :  
Essais-Spécifications".
- 13 - Benchouk, M." Modèle mathématique du plan de tir dans le gisement de Si Mustapha". Mem d'ING (ENP, 1990)

- 14 - Blanchier, A - CHENE, M - NOEL, M." Amorçage en fond de trou à la carrière de la clarté".  
Revue de l'industrie minérale-Mines et carrières-Juin 1989 - Vol 71-
- 15 - Blanchier, A - Sifre, Y.G. "L'amorçage en fond de trou en minage à ciel ouvert".  
Revue de l'industrie minérale - Mines et carrières - Juin 1989, Vol.71.
- 16 - BONNART, M - SAVARY, A - " stabilité des talus tertiaires de la fosse Sainte-Marie et des terrils.  
Revue de l'industrie minérale - Juillet 1989 - Vol. 71. Mines et carrières :
- 17 - Bourguine, B - " Modélisation de la politique d'exploitation et dimensionnement des équipements miniers dans le cadre de simulation d'exploitation minière à ciel ouvert" thèse de doct. présentée à L'ENSM de paris, 1986.
- 18 - CALZIA, J. " Les substances explosives et leur nuisances".
- 19 - CHAPOT , P. " Etude des vibrations provoquées par les explosifs dans les massifs rocheux". (ED, 1981).
- 20 - CHIBKA, N-" Exploitation des gisements métallifères".  
(ED. OPU)
- 21 - CHURCH, H.K. - "Excavation HAND BOOK".  
(ED, MC GRAW Hill book company)
- 22 - Comeau, I.W. " L'environnement et l'utilisation des explosifs".  
Revue de l'industrie minérale - Mines et Carrières- dec. 1987 vol. 69.
- 23 - DE LA RUPELLE, G. "Moyens modernes de forage et amélioration des tirs en carrière.  
Revue de l'industrie minérale- Mines et carrières - Juin 1989 Vol.71.
- 24 - Delmont, R - "Explosifs et techniques de minage"  
ED par la société suisse des explosifs - Gausсен - Brigue.

- 25 - EVGENEV, I.E. - KAZARNOVSKIJ, V.D. "Remblais routiers sur sol mou".
- 26 - Fenelon, P. "Phénomènes karstiques"- II.  
Mémoires et documents - 1974 - Nouvelle série V.15.
- 27 - FEUGA, B - SCHWARTZMANN, R. " La sécurité des anciennes carrières"  
Revue de l'industrie minérale - fev - 1989 vol 71.
- 28 - GOGUEL, J. " Etude mécanique des déformations géologiques"  
doc. BRGM.
- 29 - GRAS, R. "Physique du sol pour l'aménagement".
- 30 - Hammouya, M.F. " Détermination de la charge d'explosif dans un relief montagneux habité". Mem d'ING (ENP, 1989)
- 31 - HANTZ, D. " La conception des talus de mines à ciel Ouvert".  
Revue de l'industrie minérale. "Les techniques". Sept. 1987 Vol 69.
- 32 - HANTZ, D - TRITSCH, J.J.- VUILLAUME, P. "Principaux effets de l'exploitation des carrières sur l'environnement immédiat".  
Revue de l'industrie minérale - Mai 1989-vol.71.
- 33 - Hermann, K. " Précis de forage des roches".  
(Ed, Dunod - 1971)
- 34 - Héraud, H - Puntous, R. "les différents paramètres de la qualité du tir : de l'étude au résultat".  
Revue de l'industrie minérale-Mines et carrières - Juin 1989.VOL. 71.
- 35 - HOMAND, F "Stabilité des pentes rocheuses"  
doc - Mécanique des roches - (ED à l'INPL - Polytechnique de Lorraine.)
- 36 - KOVALENKO, V- AMBARTSOUMIAN, N - LAHMER, K.M  
" Exploitation des carrières".  
(ED. OPU - 1986).
- 37 - LANCHON, R. " Cours de laboratoire : granulats-bétons-sols".  
(ED - CASTEILLA, 1989).

- 38 - LEGHRIEB, Y. "Contribution à la réalisation d'un plan de tir dans les granodiorites de Si-Mustapha en utilisant les explosifs fabriqués en Algérie".

Mem d'ING. (ENP, 1989)

- 39 - MEDARD - " Les explosifs occasionnels". T.1.

- 40 - MERABET, D.J. - STEPANOV, V "Principe de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert". 1ère Partie.  
(ED, OPU)

- 41 - METCALFE, J.E. "BRITISH mining fields".

(ED - Institution of mining and metalurgy, 1969).

- 42 - Quinchon, J et Co. "Les poudres - propergols et explosifs". T1

(ED Lavoisier, 1987)

- 43 - RAYAL, J.J. "Essai d'amorçage en fond de trou dans la carrière d'Airvault".

Revue de l'industrie minérale -Mines et carrières-  
Juin 1989 - Vol.71.

- 44 - Rochet, L.Thorin, R. "Comportement d'une carrière abandonnée lors de son chargement par un remblai.

Revue de l'industrie minérale- Mines et carrières -  
fev. 1989. vol.71.

- 45 - SAYAH .D. " Les granulats pour béton hydraulique"

Doc. -ENG-

- 46 - Saint Arroman, C" Pratique des explosifs ".

( ED, EYROLLES - 1977)

- 47 - TALOBERE J.A. " La mécanique des roches et ses applications"

(ED, DUNOD, 1967)

#### TITRES ET ARTICLES ANONYMES

- 48 - "Conception des installations de préparation des granulats"

Doc ENCC-SNMC, 1988 (appareils - BERGEAUD).

- 49 - " Tirs et explosifs en carrières et mines à ciel ouvert".
- Revue de l'industrie minérales Mines et carrières - Juin 1989, Vol. 71.
- 50 - " Développement récents et perspectives en micro-informatique pour les mines et carrières à ciel ouvert".
- Revue de l'industrie minérale - Mines et carrières - juin 1989 vol 71.
- 51 - "Aménagement des anciennes cavités : que faire ?
- Revue de l'industrie minérale - Mines et carrières - fev 1989 .vol. 71.
- 52 - Numéro spécial "TIR". Revue de l'industrie minérale "les techniques"- Supp. Juin 1988 .Vol. 70.
- 53 - " La mécanique des roches appliquée aux ouvrages de génie civil".
- Association amicale des ingénieurs anciens élèves de l'ENPC.
- 54 - Précis de géotechnique : "Application de la mécanique des sols et des roches".
- 55 - Guide technique des explosifs et accessoires du tir". ONEX - OFFICE NATIONAL DES SUBSTANCES EXPLOSIVES.
- 56 - Dossier : "Seminaire sur l'abattage des roches à l'explosif". NOV 1989 (ENG)
- 57 - Notice d'utilisation du logiciel "OPTIR" ED à l'ECOLE DES MINES D'ALES (dec 1989)
- 58 - "Fichier de normalisation des matériaux de construction, Normes Françaises".
- 59 - Dossier de contrôle de qualité de la matière Calcaire des carrières de granulats. (ENG)
- 60 - "Surface drilling and Blasting - Tamrock". (ED. JUKKA - NAAPURI).
- 61 - Guide CATERPILLAR "Matériels et méthodes" (ED. 1988)
- 62 - "Momento des mines et Carrières". (ED, 1990)

