

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

3/92

MINISTERE AUX UNIVERSITES

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

EN VUE DE L'OBTENTION DU DIPLOME  
D'INGENIEUR D'ETAT EN GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

S U J E T

PROJET D'EXPLOITATION DE LA  
CARRIERE DE GRANULAT DE  
DJEBEL BOUZEGZA

PROPOSE PAR :

COSIDER

ETUDIE PAR :

K.FOUIAL

DIRIGE PAR :

M.AGUID BACHAR

PROMOTION : JUIN 1992

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET D'EXPLOITATION DE LA CARRIERE DE GRANULAT  
DE DJEBEL BOUZEGZA

Propose par :

CO.SI.DER

Etudie par :

K.FOUIAL

Dirige par :

M . AGUID BACHAR

Promotion : JUIN 92

## REMERCIEMENTS

Je ne saurais présenter cette étude sans exprimer mes remerciements:

- A Monsieur M.AGUID BACHAR, mon promoteur professeur à L'E.N.P, pour l'aide et les conseils qu'il m'a prodigué tout au long de ce travail.
- A Monsieur A .AIT YAHIAENE, chef du département, professeur à l'E.N.P, pour avoir accepté de me faire part de ces conseils sur une partie de ce travail.
- A Monsieur B.BENZERHOUDA, mon promoteur in-situ, directeur de la carrière, pour les encouragements et les précieux conseils qu'il m'a communiqué et qui n'a jamais hésité à mettre à ma disposition les moyens nécessaires pour l'élaboration de ce modeste travail.
- A tous les professeurs de l'Ecole Nationale Polytechnique qui ont contribué à ma formation.
- Au président et membre de jury, qui ont bien voulu accepter de juger ce travail.
- Au personnel des entreprises nationales : CO.SI.DER, E.N.D.M.C, E.N.G, O.N.I.G, C.N.A.T, d'avoir bien voulu m'aider pour l'élaboration de ce mémoire.
- A toutes les personnes, qui ont de proche ou de loin aidé à l'élaboration de ce mémoire.

## *DEDICACE*

A mes très chers parents

A mes frères et soeurs

et

A tous ceux qui me sont chers

FOUIAL KARIM

SOMMAIRE

Introduction.....	06
Généralités.....	07
 <u>CHAPITRE I : Géologie du gisement</u>	
A - Généralités régionales.....	10
1 - Aperçu géographique.....	10
2 - Aperçu géologique de la région.....	11
B - Généralités sur le gisement.....	17
1 - Situation géographique.....	17
2 - Lithostratigraphie et structure.....	17
3 - Tectonique.....	17
4 - Evaluation des réserves.....	19
5 - Eléments du gisement.....	19
 <u>CHAPITRE II : Appréciation des paramètres de l'agrégat</u>	
A - Introduction.....	21
B - Paramètres caractérisant les propriétés du granulat....	21
1 - Composition chimique .....	21
2 - Propriétés physiques.....	23
3 - Propriétés intrinsèques.....	24
4 - Propriétés dimensionnelles.....	26
5 - Propriétés mécaniques.....	29
6 - Propriétés technologiques.....	30
7 - Propriétés géo-mécaniques.....	37
8 - Propriétés de déformabilité.....	37
C - Correction de quelques paramètres importants.....	38
D - Interprétation des résultats.....	40
E - Exigences industrielles.....	40
F - Conclusion.....	47

CHAPITRE III : Exploitation du gisement

A - Généralités.....	49
1 - Introduction .....	49
2 - Les étapes de l'exploitation à ciel-ouvert.....	49
3 - Les principales fonctions dans une exploitation.....	49
B - Conditions technico-minières.....	50
1 - Limites de la carrière.....	50
2 - Production de la carrière .....	50
3 - Mode d'ouverture.....	51
C - Technologie d'exploitation du gisement.....	55
1 - Système d'exploitation.....	55
1.1 - Eléments du système d'exploitation.....	57
2 - Méthode d'exploitation proposée.....	59
2.1 - Eléments de la carrière.....	69
2.2 - Eléments du gradin.....	69
D - Processus d'exploitation du gisement.....	69
1 - Processus de préparation des roches à l'extraction....	69
1.1 - Introduction.....	69
1.2 - Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir.....	70
1.3 - Dimension maximale des blocs abattus.....	70
1.4 - Méthode de calcul utilisée.....	71
1.5 - Calcul des paramètres du plan de tir.....	71
1.6 - Rendement de tir.....	77
2 - Processus de chargement et de transport.....	85
2.1 - Processus de chargement.....	85
2.2 - Processus de transport.....	87
3 - Processus d'élaboration.....	89
<u>CHAPITRE IV</u> : Prix de revient prévisionnel.....	92
CONCLUSION ET RECOMMANDATION.....	103
ANNEXE.....	105
BIBLIOGRAPHIE.....	112

## Introduction

Le projet d'exploitation de la carrière de granulats de Bouzegza , proposé par CO.SI.DER ,s'inscrit dans le cadre de l'obtention du diplôme d'ingeniorat en génie minier .

Il a pour but essentiel , une initiation aux travaux d'étude globale d'un projet industriel sous tous ses aspects .

Ainsi pour atteindre notre objectif , nous avons diviser notre etude dans ce mémoire , en quatre chapitres :

### CHAPITRE I:

Géologie de gisement , dans laquelle nous avons exposé les caractéristiques de la région et celles du gisement

### CHAPITRE II:

Appréciation des différents paramètres de la roche caractérisant les propriétés du granulat du massif.

### CHAPITRE III:

L'exploitation du gisement ,qui est la partie essentielle de notre étude , dans laquelle nous avons étudié les conditions technico-minières de la carrière , la technologie d'exploitation du gisement et les processus d'exploitation .

### CHAPITRE IV:

Calcul du prix de revient prévisionnel d'une tonne ( et d'un mètre cube ) de granulat élaboré , et sa variation en fonction du rendement de la station d'élaboration .

## GENERALITES

Le granulat est défini comme un ensemble de grains minéraux , de dimensions comprises entre 0 et 80 mm destinés notamment à la confection des mortiers , des bétons , des couches de fondation , de base et de roulement des chaussées , et des voies ferrées.

Les granulats constituent la matière première essentielle du bâtiment et des travaux publics , sans laquelle la réalisation des ouvrages serait aujourd'hui impossible.

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

- 1 logement.....	120 t
- 1 hopital.....	4800 t
- 1 lycée.....	2800 t
- 1 usine.....	1700 t
- 1 hôtel.....	1100 t
- 1 magasin.....	870 t
- 1 Km autoroute.....	30000 t
- 1 Km de route.....	12000 t
- 1 Km de voie ferrée(double voie)	16000 t

La consommation de granulats d'un pays , peut nous donner une idée approximative sur l'évolution industrielle de ce pays . A titre de comparaison les chiffres ci-dessous indiquent la production du granulat et sa consommation par tête d'habitant des pays industrialisés (pays occidentaux ) et un pays en voie de développement ( Algérie ) pour l'année 1987. ([5],[19])



Pays	Production Mt	Consommation par tête d'habitant t/h
Suisse	70	10.9
Canada	270	10.8
R.F.A	530	8.6
U.S.A	1900	8.2
Japon	800	6.8
France	328	6.0
Belgique	43	4.4
Pays-Bas	60	4.2
Royaume-Uni	230	4.1
Algérie	7.4	0.3

Pour l'approvisionnement en granulats de la région du centre du pays , les gisements de Djebel Bouzegza constituent un horizon pour une exploitation plus large en agrégats de roches massives [4].

Actuellement on assiste à une concurrence entre les entreprises, en vue d'une occupation des sites de cette région, pour plusieurs raisons , a savoir :

- La proximité de la région d'Alger ;
- L'absence presque totale de la découverte.

# CHAPITRE I

## GEOLOGIE DU GISEMENT

## A-GENERALITES REGIONALES

### 1- APERCU GEOGRAPHIQUE

#### 1.1- LOCALISATION ADMINISTRATIVE

Administrativement, le gisement étudié est rattaché à la wilaya de Boumerdes, dans la commune de KHERROUBA. Pour accéder à cette dernière, on emprunte soit :

- la RN 29 reliant Blida à Lakhdaria.
- soit la route reliant Boudouaou à Lakhdaria.

#### 1.2- GEOMORPHOLOGIE

La région d'étude présente dans une large proportion, un relief montagneux à aspect fortement tourmenté, avec des côtes absolues allant de 200 m à 1030 m. Les formes positives du relief sont constituées par des massifs de calcaires allongés dans la direction latitudinale, parmi lesquels nous pouvons citer le Djebel Bouzegza.

#### 1.3- OROHYDROGRAPHIE

Le réseau hydrographique est particulièrement dense, mais si les cours d'eau sont nombreux, leurs régimes sont cependant irréguliers et capricieux.

Ils connaissent des périodes de tarissement au cours de long mois d'été. Les plus importants de la région sont l'OUED ISSER et l'OUED KEDDARA sur lesquels ont été édifiés deux barrages qui couvrent actuellement, en grande partie, les besoins industriels et domestiques en eau des agglomérations d'Alger et de Boumerdes.

On note aussi la présence de quelques sources d'eau dans les environs du gisement de Bouzegza :

#### 1.4- CLIMAT

Le climat de la région est méditerranéen. Les températures minimales sont enregistrées durant les périodes hivernales et fluctuent entre 0 et 8 degrés. Les températures maximales sont enregistrées en été et peuvent atteindre 44 degrés. La pluviométrie annuelle varie de 600 à 1000 mm. Sur le Djebel Bouzegza, il est enregistré quelques chutes de neige.

#### 1.5- PARTICULARITES ECONOMIQUES ET INFRASTRUCTURELLES:

L'industrie et l'agriculture sont bien développées dans la wilaya de Boumerdes et jouent un rôle important dans son essor économique. Les principales activités industrielles sont concentrées dans la zone de ROUIBA-REGHAIA.

L'agriculture occupe les terres fertiles de la Mitidja situées généralement sur le littoral et qui sont destinées aux cultures maraîchères.

Le réseau routier est assez développé et dense. ([14],[15])

## 2-APERCU GEOLOGIQUE DE LA REGION

Dans la région affleurent des dépôts métamorphiques percés par de petites intrusions de roches acides et basiques, ainsi que des roches sédimentaires telles que les argiles, grès et calcaire. Les plus anciennes roches sont les roches métamorphiques précambriennes. Parmi les roches sédimentaires, nous signalons les dépôts du Trias, du Jurassique, du Crétacé, du Paléogène et du Quaternaire.

### 2.1-Le Précambrien

Les dépôts du Précambrien sont constitués par des variétés de schistes (Phyllites) avec parfois des bancs de quartzite grise et gris clair. L'épaisseur de ces dépôts dépasse 2000 m.

### 2.2- Le Trias

Le trias est constitué par des grès quartzeux et des arkoses rouges, grises et gris foncé à interlits de gravelites et poudingues.

La puissance est supérieure à 500 m.

### 2.3-Le Jurassique

Le Jurassique est représenté par ses unités inférieures (Lias) et supérieures (Malm). Ces dépôts reposent en blocs tectoniques et en écaillés dans les terrains paléogènes. Ils sont constitués par des calcaires et des dolomies massives, gris clair, des calcaires argileux gris clair et Lilas et des argiles rougeâtres.

Le gisement qui fait l'objet de cette présente étude se rapporte à ces dépôts.

### 2.4-Le Crétacé

Le crétacé est représenté par l'Aptien-Albien et le Senonien. Il est constitué par des formations flyshoides (alternance de grès quartzeux et d'argilite).

## 2.5-Le Paléogène

Le Paléogène est largement répandu dans la région , il est représenté par L'Eocène et L'Oligocène.

Les dépôts Eocène , Lutetien sont développés dans la région. Ils reposent en blocs tectoniques , en écaillés et en nappes parmi les terrains du flysh Paléogène et des formations plus anciennes . Ces dépôts forment une puissante assise de roches , surtout carbonatées comportant de nombreux foraminifères.

les dépôts Oligocène forment une puissante série de flysh constitués par une alternance de grès et de marne.



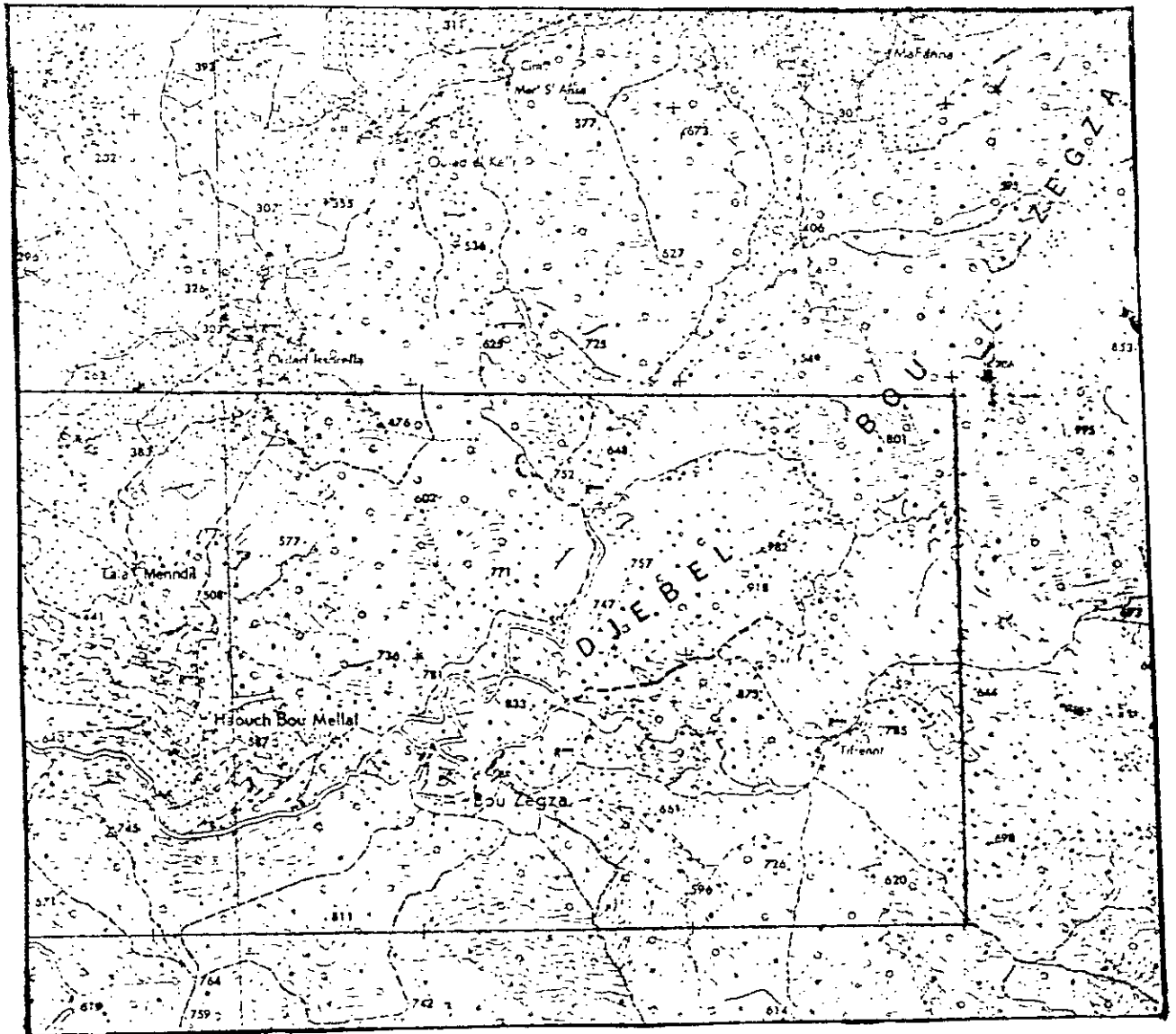


Fig.2. CARTE DE LA SITUATION DU GISEMENT extrait de la feuille  
ARBAA No 7-8.

Echelle 1 / 25000

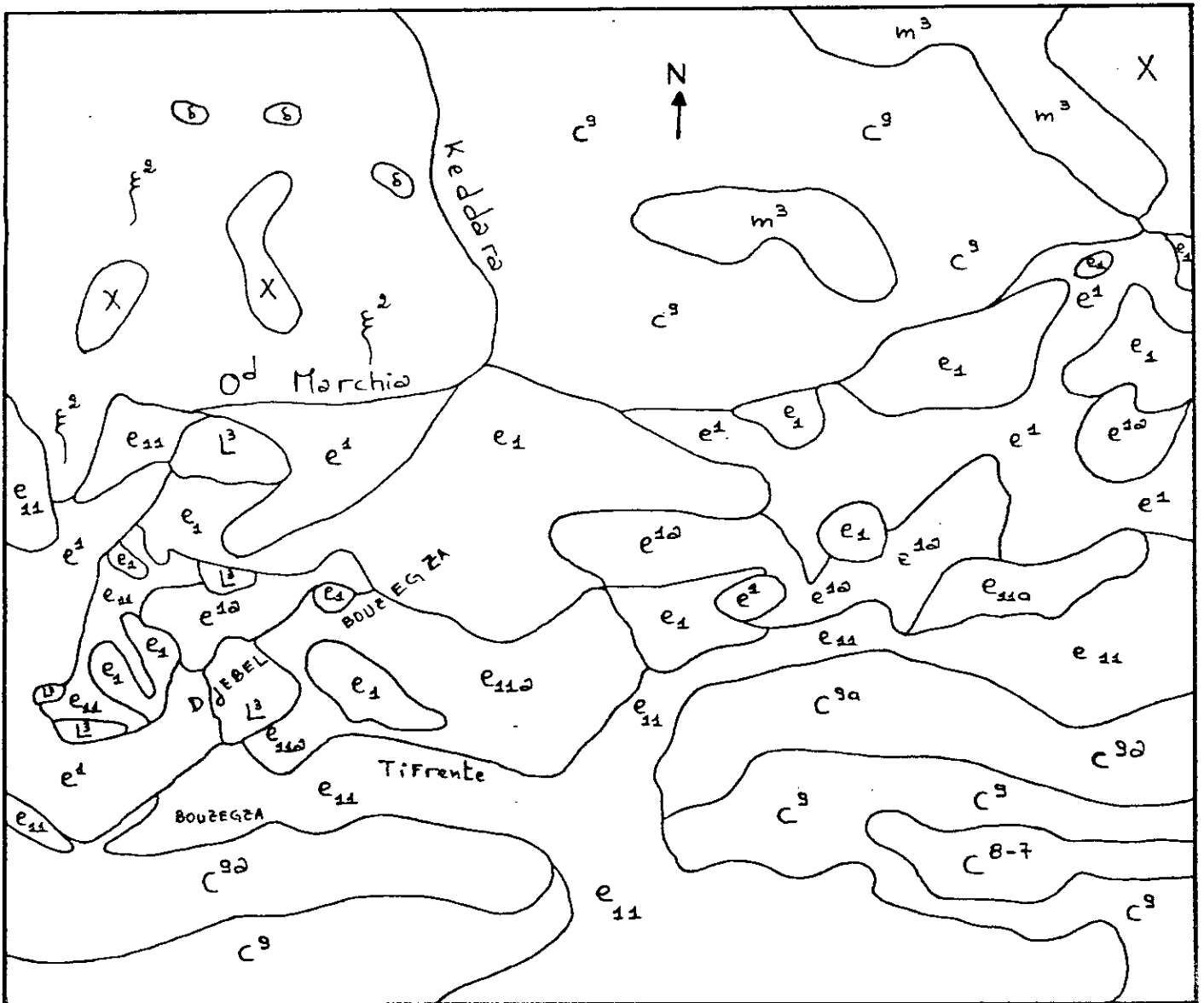


Fig.3. CARTE GEOLOGIQUE DETAILLEE DE LA REGION DE DJEBEL

BOUZEGZA

Echelle 1 / 50 000



LEGENDE DE LA Fig .3.

\* Terrains sédimentaires \*

- |           |   |
|-----------|---|
| $m^3$     | Argiles et grès à Ostrea (Helvetien)    |
| $e^1$     | Grès et marnes à nummulite              |
| $e^{1a}$  | Poudingues supranummulites              |
| $e_1$     | Calcaires à nummulites                  |
| $e_{11a}$ | Poudingues infranummulites              |
| $e_{11}$  | Marnes , grès et calcaires à nummulites |
| $C^{9a}$  | Grès quartzeux ( Danien supérieur )     |
| $C^9$     | Argiles et grès ( Danien )              |
| $C^{8-7}$ | Marnes schisteuses ( Sénonien )         |
| $L^3$     | Calcaires et dolomies ( Lias moyen )    |
| X         | Phyllades conglomérats et quartzites    |
|           | * Terrains cristallo-phylliens *        |
| $f^2$     | Micaschistes et schistes satinés        |
|           | * Terrains éruptifs *                   |
| $\delta$  | Tufs ophitiques de Oued keddara         |

## 2.6-Le Quaternaire

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

Les roches intrusives sont représentées par des métagabrodiorites et des granitogneiss.

Du point de vue structural , les roches forment un grand anticlinal d'orientation Est-Ouest qui s'étend à travers le Djebel Bouzegza , le Djebel Ahmed et plus loin au sud.

Cette structure est compliquée par de petits plis de moindre importance de direction sublatitudinale.

Les failles tectoniques ont la direction sublatitudinale , parallèles aux structures plissées. ([14])

## B- GENERALITES SUR LE GISEMENT

### 1- SITUATION GEOGRAPHIQUE DU GISEMENT

Le gisement est localisé sur le Mont Bouzegza , il est situé à environ 20 Km au sud de Kherrouba (chef lieu de commune ) , rattachée à la wilaya de Boumerdes.

On y accède en empruntant une piste longue de 18 Km environ , menant à la stèle commémorative du Djebel Bouzegza.

Les coordonnées Lambert du centre du gisement sont d'après la feuille No 7-8 ARBA , (Fig.2.): X= 566 , Y=366,7 et Z=875 .

### 2 - LITHOSTRATIGRAPHIE ET STRUCTURE

Le gisement est représenté par deux collines d'orientation NE-WS.

La formation est d'âge Jurassique inférieur (Lias). Elle est constituées par des calcaires gris blanchâtres , massifs , durs , compacts à grains très fins.

Les couches de calcaire gisent sous un angle compris entre 70 et 85 degrés dans la direction NNE (20 à 60 grades). ([15], [16])

### 3 - TECTONIQUE

La région de Bouzegza a connu le cycle de plissement Alpin dans sa phase Eocène (Lutétien supérieur).

Ce paroxysme a fortement déformé les couches , provoquant ainsi des plis déversés de vergence sud où on observe les calcaires à grandes nummulites pris dans les plis de la chaîne calcaire. ([4])

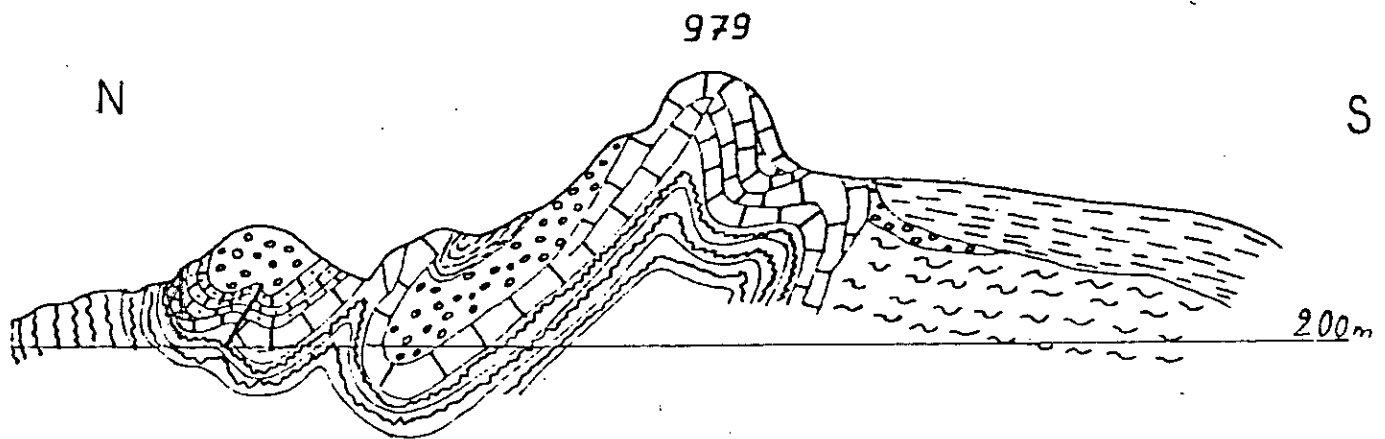

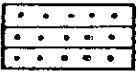
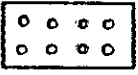
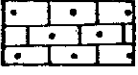
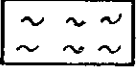
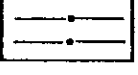
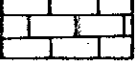
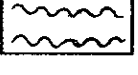
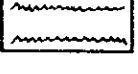


Fig.4. COUPE PASSANT PAR LE POINT 979 DU DJEBEL BOUZEGZA

Echelle : 1/20000

- 
marnes rouges et jaunes , grès et micro brèches à petites nummulites, petites orthoconchines et petites assilines ( Eocène supérieur )
- 
Grès sans fossiles (Eocène)
- 
Poudingues à grandes nummulites ( Lutétien supérieur )
- 
Calcaires et grès à grandes nummulites et grandes nummulites et grandes orthoconchines (Lutétien moyen et supérieur )
- 
Schistes calcaires et micro brèches du flysch (Alboaptien)
- 
Couche à faciés ammonitico-rosso (Toarcien) et calcaire (Aalénien)
- 
Calcaire du secondaire (les calcaires du Lias inférieur et moyen en formant la masse importante)
- 
Grès micacés rouges et poudingues à quartz blanc (Permien)
- 
Terrains cristallophylliens et schistes (Primaire).

#### 4- Evaluation des réserves

D'après le rapport géologique , les réserves en place peuvent être estimées à plus de 30 millions de tonnes.

#### 5- ELEMENTS DU GISEMENT

##### -Angle de pendage

Les mesures effectuées ont montré que le pendage varie de 70 à 85 degrés. Pour cela nous prendrons comme angle de pendage la valeur moyenne égale à 77,5 degrés .

##### -Sens de pendage

Les couches de calcaires ont un sens de pendage SSE

##### -Direction du gisement

La direction du gisement est NNE faisant un angle moyen de 40 grades avec le méridien.

##### -Puissance du gisement.

Vu le caractère montagneux de la région , la puissance du gisement est variable . Pour cela nous prendrons une puissance moyenne du gisement égale à 300 m (voir Fig.4.). ([15, [16])

CHAPITRE II

APPRECIATION DES PARAMETRES

DE L'AGREGAT

## A-INTRODUCTION

La connaissance des différentes propriétés et caractéristiques du gisement contribue à établir correctement le projet des travaux miniers, à conduire judicieusement l'exploitation du gisement et à surmonter les difficultés inhérentes à cette dernière.

D'après le rapport géologique réalisé par l'entreprise ENDMC , l'étude du gisement est réalisée au moyen d'un échantillonnage ponctuel de surface . L'échantillonnage a été effectué sur 03 profils de direction 320 grades , distants l'un de l'autre de 200m environ.l'intervalle d'échantillonnage est de 50 m sur le profil P1 et de 100 m sur les profils P2 et P3 (voir Fig.5.).Le nombre d'échantillons prelevés est de 07.([15])

Dans ce rapport , les matériaux du gisement (granulats) sont appréciés en raison de leurs caractéristiques mécaniques , la composition pétrographique , minéralogique ou chimique n'ayant pas d'importance en soi (sauf cas particuliers de réactivité entre ciment et granulats).Puisque le calcaire peut se présenter sous un grand nombre de variétés , il peut avoir des usages multiples , par exemple :

- \* calcaire à ciment :c'est la composition chimique qui importe.
- \* calcaire concassé à usage de granulats :ce sont les caractéristiques mécaniques qui sont déterminantes.([5])

D'autre part pour la réalisation de ce présent projet , on a prélevé en divers endroits et à des distances variables des échantillons de roches saines(en nombre de 15) situées en dehors de la zone d'altération superficielle ; afin de compléter les résultats obtenus dans le rapport géologique.

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

## B-PARAMETRES CARACTERISANT LES PROPRIETES DU GRANULATS

### 1-composition chimique de la matière

Les résultats des analyses chimiques ont montré l'existence de plusieurs minéraux oxydés. ceci prouve que nous avons un calcaire hétérogène. Dans le tableau.1. ci dessous sont donnés les pourcentages des minéraux présents.([15])

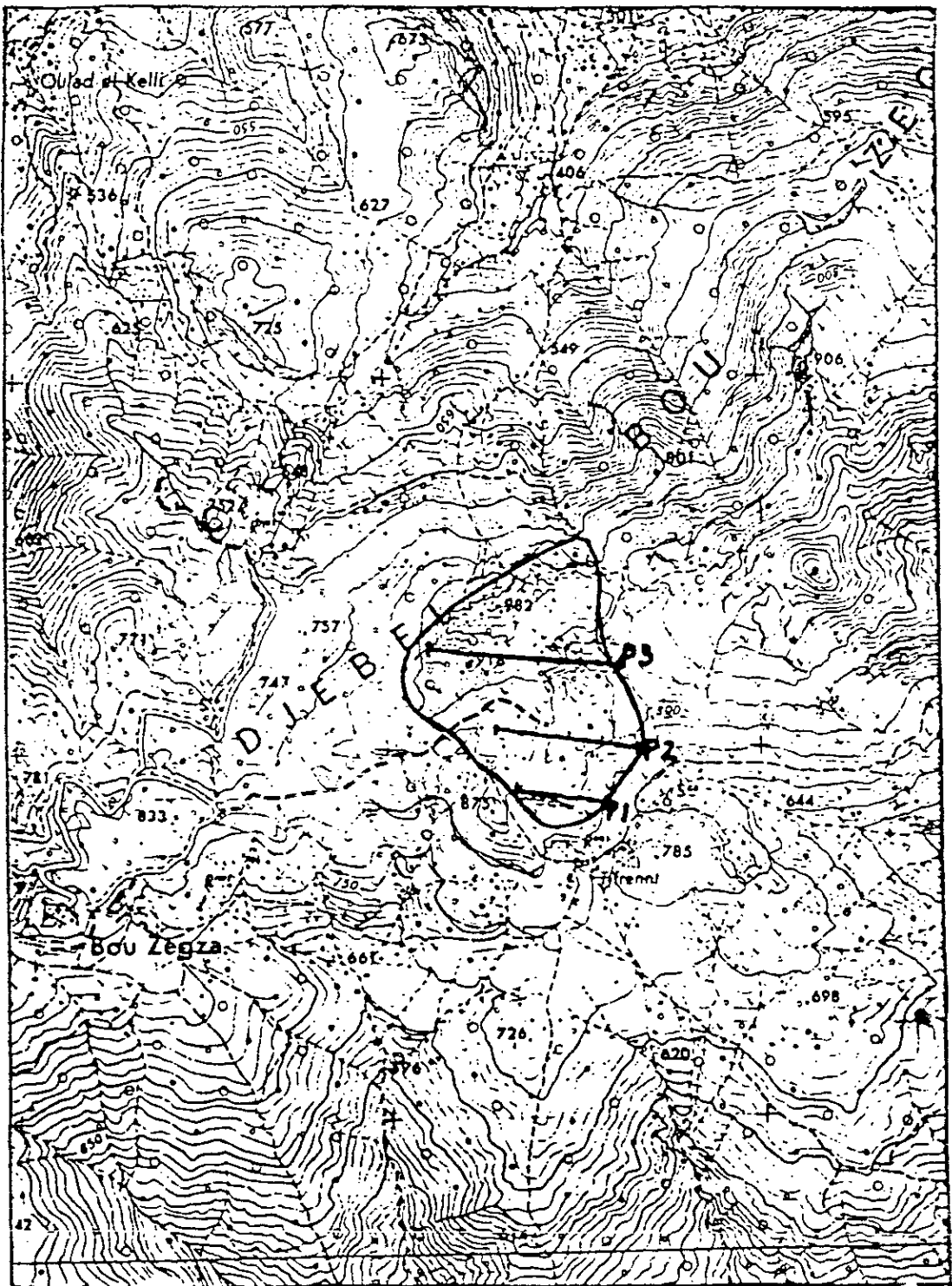
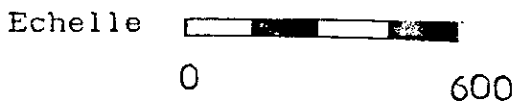


Fig.5. Schema d'implantation des profils d'échantillonnage



Tab.1. Analyse chimique de la matière

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
Valeur min	0.22	0.03	0.05	55.57	0.38	0.13	0.02	0.05	43.15
Valeur max	0.29	0.05	0.05	55.64	0.41	0.16	0.03	0.05	43.35
Valeur moy	0.26	0.04	0.05	55.61	0.40	0.15	0.03	0.05	43.25

## 2- Propriétés physiques

### 2.1- Poids volumique, $\delta_{ap}$

C'est le poids de l'unité du sol (eau comprise), il se traduit par la formule suivante :

$$\delta_{ap} = P/V \text{ , g/cm}^3$$

P: Poids de l'échantillon (g),  
V: Volume de l'échantillon (cm<sup>3</sup>).

Le poids volumique varie de 2.6812 à 2.7007 g/cm<sup>3</sup>. Il est en moyenne de 2.6901 g/cm<sup>3</sup>

### 2.2- Poids spécifique, $\delta_{abs}$

C'est le poids de l'unité de volume du grain solide. Il se traduit par la formule suivante :

$$\delta_{abs} = P_s/V \text{ , (g/cm}^3)$$

où P<sub>s</sub>: Poids de la phase solide (g),  
V : Volume de l'échantillon (cm<sup>3</sup>).

Le poids volumique absolu varie de 2.6958 à 2.7073 g/cm<sup>3</sup>. Il est en moyenne de 2.6901 g/cm<sup>3</sup>.

### 2.3- Absorption d'eau, W (teneur en eau)

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

$$W = (P_w/P_s) * 100 \text{ ; (\%)}$$

où P<sub>s</sub>: Poids de la phase solide (g),  
V : Volume de l'échantillon (cm<sup>3</sup>).

L'absorption d'eau varie de 0.0917 à 0.2508 % , elle est en moyenne de 0.1674 %.



## 2.4-Porosité totale, nt

C'est le rapport en % du volume des vides au volume total. Elle se traduit par la formule suivante:

$$nt = (Vv/V) * 100 \quad ; \quad (\%)$$

Vv: volume des vides (cm<sup>3</sup>),  
V: volume total (cm<sup>3</sup>).

La porosité total varie de 0.2941 à 0.6979. Elle est en moyenne de 0.4731 %.

## 2.5-Porosité ouverte, no et Porosité fermée, nf

La porosité totale est égale à la somme de la porosité ouverte et de la porosité fermée. Elle est exprimée par la formule suivante:

$$nt = no + nf \quad , \quad (\%)$$

Les résultats montrent que la porosité ouverte varie de 0.1991 à 0.6470. Elle est en moyenne de 0.4257%, tandis que la porosité fermée varie de 0.0006 à 0.1187 % . Elle est en moyenne de 0.0476%

## 2.6- Degré de saturation, Sr

C'est le rapport en % du volume occupé par l'eau au volume total des vides. Il se traduit par la formule suivante:

$$Sr = (Vw/Vv) * 100 \quad , \quad (\%)$$

où: Vw: volume occupé par l'eau (cm<sup>3</sup>),  
Vv: Volume total des vides (cm<sup>3</sup>).

Le degré de saturation indique la quantité maximale d'eau contenue dans la roche. Il varie de 0.3702 à 0.3730 %. Il est en moyenne de 0.3719 % .

## 3-PROPRIETES INTRINSEQUES

### 3.1-Coefficient de Broyabilité, BR

C'est le rapport en % du poids des particules fines inférieures à 1,6 mm produites par l'abrasimètre sur le poids initial des granulats de la classe 4/6.3. Il se traduit par la formule suivante:

$$BR = (P'/P) * 100 \quad , \quad (\%)$$

où P': Poids en grammes des particules fines de granulométrie inférieure à 1,6 mm ,

P : Poids initial en grammes de l'échantillon ayant une granulométrie de 4 à 6,3mm .

Le coefficient de broyabilité d'une valeur moyenne de 14.44% varie de 13.0 à 17.34% .On peut dire d'après l'échelle de broyabilité (Tab.2.) que cette dernière est très faible ; la roche est donc résistante.

Tab.2. Echelle de broyabilité

BR,%	Broyabilité
0-25	Trés faible
25-50	Faible
50-75	Moyenne à forte
75-100	Trés forte

### 3.2- Coefficient Los-Angeles , LA

L'essai Los-Angeles (LA) provoque la fragmentation des granulats dans un broyeur à boulets.Dans le cylindre d'essai métallique de 711 mm de diamètre,on introduit 5 Kg de gravillons (4/6, 6/10, 10/14 ou 25/50) et suivant la granularité , 7 à 12 boulets d'acier de 430g .Aprés 500 rotations (1000 pour le 25/50) à 35 tours/mm , le passant à 1.6 rapporté à la masse de départ exprime en % le coefficient LA.

$$LA = (M'/M)*100 \text{ , (\%)}$$

où M' : masse des particules fines inférieures à 1.6 mm (g),

M : masse totale de l'échantillon soumis à l'essai (g).

Le coefficient Los-Angeles sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats, c'est à dire la résistance à la fragmentation par choc.

D'après les résultats d'essais , le coefficient Los-Angeles en moyenne de 23.79% varie de 22.50 à 25.33 % .

### 3.3-COEFFICIENT DEVAL (DE) ET MICRODEVAL (MDE)

Ces deux coefficients ont pour but de donner une idée de la résistance à l'usure d'un échantillon de granulats. En d'autres termes on mesure l'usure ou l'attrition , c'est à dire la production d'éléments fins par frottement des granulats contre les pièces métalliques des engins et entre eux.

L'essai Deval consiste à mesurer la quantité des éléments inférieurs à 16mm produite dans la machine Deval par frottement réciproques et par les chocs modérés des éléments d'un échantillon de 7 Kg . Cet essai est utilisé pour les ballasts des voies ferrées , à sec ou en présence d'eau . Il a la même formule que celle appliquée pour le coefficient Los-Angeles.

Pour les petites classes granulaires , on utilise le cylindre Micro-Deval.

L'essai Micro-Deval consiste à faire tourner dans un cylindre de 200mm de diamètre, 500g de gravillons 4/6, 6/10, 10/14 avec 2 , 4 ou 5Kg de billes d'acier de 10mm pour augmenter la surface de frottement et donc réduire la durée d'essai.

Après 12000 rotations en 2 heures , le % d'éléments passant au tamis de 1.25mm représente le coefficient d'usure MDE . L'essai peut être effectué à sec ou en présence d'eau .Il est donné par la formule suivante:

$$MDE = [(500-m)/500] * 100 , (%)$$

où m :masse totale des particules retenues sur les tamis, dont les ouvertures sont 10,5 et 1,25mm (g).

500 :masse en grammes de l'échantillon soumis à l'essai .

Les résultats ont montré que pour l'essai DEVAL , le coefficient DEVAL DE ,varie de 11.16 à 12.6% .Il est en moyenne de 11.87% , tandis que le coefficient Micro Deval MDE de 6.74% en moyenne varie de 6.30% à 7.17% .

#### 4-PROPRIETES DIMENSIONNELLES

##### 4.1-La granularité

La granularité est caractérisée par la distribution dimensionnelle des éléments. Elle est déterminée par l'analyse granulométrique par tamisage dans laquelle on détermine les quantités de matériaux isolées entre chacun des tamis d'une série.

Le type de granulométrie est déterminé d'après le coefficient d'uniformité qui est égale au rapport entre les diamètres correspondants respectivement au tamisats de 10% et de 60% (coefficient de Hazen) .Il est donné par la formule suivante :

$$Cu = d60/d10.$$

Le coefficient d'uniformité varie de 4.58 à 4.86. Il est en moyennet de 4.72. On peut dire d'après le tableau .3. que ce granulat a une distribution granulométrique serrée.

Tab .3.

CLASSIFICATION GRANULOMETRIQUE DE HAZEN

Coefficient de Hazen	TYPE DE GRANULOMETRIE
$Cu \leq 2$	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

4.2-La propreté, P

La propreté recouvre ici la présence de toute substance contenue dans le granulat, pouvant nuire ses propriétés technologiques. Le tableau .4. montre les substances polluant les granulats et leurs actions.

La propreté est déterminée par l'expression suivante:

$$P = ((m-n)/m) * 100 , (\%)$$

m: masse en grammes de l'échantillon à granulométrie fine correspondante à la classe 0 / 3.15 .

n: masse en grammes de l'échantillon après enlèvement des particules fines après lavage.

Les résultats montrent que la propreté P varie de 9.0 à 12.1% en moyenne, elle est de 10.4% .

Tab.4. SUBSTANCES POLLUANT LES GRANULATS

Nature	Caractéristiques	Présence	Action
Argiles	Grandes surfaces Spécifiques hydrophiles	toutes les roches naturelles	écran vis à vis de tous les liants rehydratation déformations
Minéraux altérés feldspaths	Sources d'argiles	toutes roches sauf calcaires	idem
Micas	Assez grande surface spécifique	toutes roches sauf calcaires	écrans vis à vis des liants
Hydroxydes de fer	hydrophiles	Latérites	expansion des liants
Pyrites marcasite	oxydables	toutes les roches	expansion
chlorures	réactifs	sables et graviers marins	corrosion des aciers
acides organiques	réactifs	alluvions	retard ou absence de prise
gypse anhydrite	solubles réactifs	alluvions en climats secs	expansion
opale, silice microcristalline	réactifs	toutes les roches	expansion et fissuration

## 5-PROPRIETES MECANIQUES

### 5.1- Résistance à la compression simple , Rcl

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

$$R_{cl} = \sigma_{max} = F_{max}/S , (Kg/cm^2)$$

F<sub>max</sub> : effort de compression maximal (Kg) ,

S : surface sur laquelle est appliquée l'effort (cm<sup>2</sup>) .

Les résultats des essais établis ont fourni une valeur maximale égale à 1944.19 Kg/cm<sup>2</sup> et une valeur minimale de 603.34Kg/cm<sup>2</sup> . La valeur moyenne est de 1391.92 Kg/cm<sup>2</sup> .

### 5.2 Résistance à la traction , Rtl

La résistance à la traction simple est égale à la contrainte limite de traction qui produit la rupture de l'échantillon des roches massives, elle est donnée par la formule suivante:

$$R_{tl} = \sigma_{max} = F_{max}/S , (Kg cm^2)$$

F<sub>max</sub> : effort de traction maximal (Kg) ,

S : surface sur laquelle est appliquée l'effort (cm<sup>2</sup>) .

Pour la détermination de la résistance à la traction , on a réalisé l'essai de traction indirect (essai Bresilien), ou l'on exerce une compression suivant deux génératrices diamétralement opposées de l'éprouvette cylindrique de longueur à peu près égale au diamètre. Dans ce cas la résistance à la traction est déterminée par la formule suivante:

$$R_{tl} = 2 F_{max}/(\pi . D . L) , (Kg/cm^2)$$

où F<sub>max</sub> : effort de compression maximal (Kg/cm<sup>2</sup>)

L: Longueur de l'éprouvette (cm) ,

D: Diamètre de l'éprouvette (cm) .

La résistance à la traction varie de 27.06 Kg/cm<sup>2</sup> à 41.58 Kg/cm<sup>2</sup> . Elle est en moyenne de 35.34 Kg /cm<sup>2</sup> .

En comparant la valeur moyenne de la résistance à la compression R<sub>cl</sub>=139.2 MPa valeurs du tableau .5., on conclut que la roche calcaire du gisement est très résistante .

De même, en comparant la valeur moyenne de la résistance à la traction R<sub>tl</sub>=3.5 MPa aux valeurs du tableau .5., on déduit que la roche calcaire est résistante.

Tab.5. CLASSIFICATION DES ROCHES D'APRES LEUR RESISTANCES

ROCHE	faiblement résistante	Moyenne	résistante	trés résistante
Rcl (MPa)	5	20	60	> 100
Rtl (MPa)	0.5	1.5	4	> 20

### 5.3 - Résistance au cisaillement , Rcis

La résistance au cisaillement est déterminée à partir de la résistance à la compression par la relation empirique suivante:

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

Dans le cas de notre étude, elle est de 463.97 Kg/cm<sup>2</sup>.

## 6\_ PROPRIETES TECHNOLOGIQUES

### 6.1\_ Dureté de la roche , f

La dureté de la roche est déterminée par la relation du professeur Soviétique PROTODIAKONOV:

$$f = R_{cl} / 100$$

Rcl: représente la résistance à la compression (Kg/cm<sup>2</sup>).  
Le calcul donne f = 13.92; soit une dureté de roche égale à 14.  
Ceci nous permet de classer ce calcaire dans la classe des roches dures, d'après l'échelle de dureté de PROTODIAKONOV.

### 6.2 \_ Célérité des ondes , V1

La mesure de la célérité des ondes est un paramètre indirect pour évaluer l'indice de continuité.

Le principe de mesure de la célérité est simple. Il suffit de mesurer à l'aide de l'appareil à ultrason le temps de parcours de l'onde longitudinale à travers l'échantillon.

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

$$V1 = L / t \quad , \quad (\text{m/s})$$

$V_l$ : vitesse longitudinale (m/s)  
 $L$ : hauteur de l'éprouvette (m)  
 $t$ : temps de propagation de l'onde (s)

Théoriquement, la vitesse de propagation ne dépend que des propriétés minéralogiques des cristaux et de leur densité. En fait les microfissures et les pores influent fortement sur la valeur de cette vitesse.

La vitesse longitudinale mesurée varie de 5487.80 m/s à 6233.77m/s, elle est en moyenne de 5943.21 m/s.

### 6.3- Indice de continuité , $I_c$

C'est un indicateur souple et très sensible à la présence des vides contenus dans la matrice rocheuse. Il est défini par:

$$I_c = (V_l / V_l^*) * 100 \text{ , ( \% )}$$

$V_l$ : vitesse de propagation mesurée dans la roche (m/s),  
 $V_l^*$ : vitesse de propagation théorique donnée dans le tableau .6. (m/s)

On remarque que l'indice de continuité de cette roche en moyenne de 91.43% varie de 84.43 à 95.90%. Ceci permet de dire que la qualité de la roche est bonne d'après le tableau .7.

Tab.6. VITESSE LONGITUDINALE DE CERTAINES ROCHES

TYPE DE ROCHE	$V_l^*$ moyenne (m/s)
Gabbros (roches silicatées basiques)	7000
Basaltes	6500 à 7000
Calcaires	6000 à 6500
Calcaires dolomitiques	6500 à 7500
Grès et quartzites	6000
Granites et roches granitiques	5500 à 6000



Tab.7. CLASSIFICATION DE LA ROCHE EN FONCTION DE L'INDICE DE CONTINUITÉ

Ic %	QUALITE	DENSITE DE FISSURATION	POROSITE VRAIE	ALTERATION
95-100	Trés bonne	Trés faible	Nulle à faible	Aucune ou légère altération
90-95	Bonne	Trés légère	Peu élevée	
75-90	Moyenne	Légère à moyenne	Moyenne	Altération le long des fractures
50-75	Médiocre	Moyenne à forte	Trés Elevée	Altération légère mais généralisée
25-50	Mauvaise	Trés forte	Extrêmement élevée	Altération moyenne à forte généralisée
<25	Trés mauvaise	Extrêmement forte		Altération profonde généralisée

Tab.8. CLASSIFICATION DES ROCHES EN FONCTION DU DEGRE DE FISSURATION

Degré de fissuration	Trés fort	Moyen	Faible	Trés faible
DF	>80	75	25	< 10

#### 6.4-Degré de fissuration , DF

Il exprime la proportion en volume des vides correspondants aux seules fissures. Le degré de fissuration DF dépend de la porosité totale de la roche et ainsi que de son indice de continuité Ic.

DF est exprimé par les formules suivantes:

$$DF = (100 - I_c) / 100 \quad \text{si } n_t < 5\%$$

$$DF = (100 - I_c - 1.4 n_t) / (100 - 1.4 n_t) \quad \text{si } n_t > 5\%$$

Dans notre cas, on a  $I_c = 91.43\%$  et  $n_t = 0.4257\%$ . Ceci nous donne une valeur de DF égale à  $8.57\%$  et nous permet de dire que la roche a un degré de fissuration très faible d'après le tableau .8.

#### 6.5-Fissuration du massif.

Les massifs rocheux sont classés en catégorie suivant la fissurité, c'est à dire suivant la distance moyenne entre les fissures. La connaissance de la fissuration d'un massif joue un rôle important et permet le choix correct de la méthode d'exploitation la plus rationnelle, l'assurance de la sécurité de la carrière ainsi que la réalisation optimale du plan de tir.

Les constatations faites sur le massif in situ, permettent de classer le massif de Djebel Bouzegza dans la catégorie III d'après le tableau .9. (les fissures sont longues, subverticales, distantes l'une de l'autre de 0.5 - 1.0 m).

Tab.9. CLASSIFICATION DU MASSIF ROCHEUX EN FONCTION DE LA FISSURITE

Catégorie de fissurité des roches	Degré de fissurité du massif (distribution des blocs en massif suivant leurs dimensions)	Distance moyenne entre les fissures, m
I	Roches exclusivement fissurées (en petites blocs)	0 - 0.1
II	Roches de grande fissurité (en gros blocs)	0.1 - 0.5
III	Roches de moyenne fissurité (en tres gros blocs)	0.5 - 1.0
IV	Roches de faible fissurité (en tres gros blocs)	1.0 - 1.5
V	Roches pratiquement monolithiques (exclusivement en gros blocs)	> 1.5

### 6.6- Indice de forabilité , Df

L'académicien Soviétique RJEVSKY.V a proposé un indice Df: qui définit le degré de forabilité de l'outil de foration sur la roche. L'indice de forabilité est donné par la formule suivante:

$$Df = 0.007*(Rc+Rcis) + 0.7* \tau$$

Rc : résistance à la compression (Kg/cm<sup>2</sup>)

Rcis : résistance au cisaillement (Kg/cm<sup>2</sup>)

$\tau$  : masse volumique de la roche (g/cm<sup>3</sup>)

Le calcul nous donne une valeur de Df égale à 14.87. Ceci nous permet de classer la roche dans la catégorie des roches dures d'une forabilité moyenne d'après le tableau . 10 .

Tab.10. CLASSIFICATION DES ROCHES SELON RJEVSKY EN FONCTION DE L'INDICE DE FORABILITE Df

Degré de forabilité	Indice de forabilité	catégorie des roches
Trés facile	1.0 - 5.0	1 , 2 , 3 , 4 , 5
Facile	5.1 - 10.0	6 , 7 , 8 , 9 , 10
Moyenne	10.0 - 15.0	11 , 12 , 13 , 14 , 15
Difficile	15.1 - 20.0	16 , 17 , 18 , 19 , 20
Trés difficile	20.1 - 25.0	21 , 22 , 23 , 24 , 25

### 6.7 - Indice de résistance au contact , Irc

Cet indice caractérise l'action de l'outil de foration sur la roche suite au contact de cette dernière avec l'outil . L'indice de résistance au contact est donné par la formule suivante:

$$Irc = 1.9 * (Rc^{**} 1.5) , (MPa)$$

Rc : résistance à la compression (MPa)

Le calcul nous donne une valeur de Irc = 3120 MPa .

### 6.8 - Indice de difficulté de destruction de la roche, Ddes

Cet indice caractérise la difficulté de destruction de la roche. Il est donné par la formule suivante :

$$Ddes = 0.005 * Kt * (Rc + Rt + Rcis) + 0.5 * \tau$$

Kt : coefficient tenant compte de la fissuration du massif rocheux ,  $Kt = 1.2 * dm + 0.2 * \tau$

$\tau$  : masse de la roche (Kg/dm<sup>3</sup>)

Rc , Rt , Rcis , : sont respectivement les résistances à la compression , à la traction et au cisaillement (K/cm<sup>2</sup>)

dm : distance moyenne entre les fissures (m) , dm = 0.75 m  
Dans le cas de notre étude nous obtenons pour Ddes une valeur de 14.94

### 6.9 - Indice de difficulté d'excavation , Iex

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

$$Iex = 0.3 * \lambda * (0.2 * Rc + Rt + Rcis) + 0.3 * \tau$$

$\lambda$  : coefficient qui tient compte du facteur minéralogique de l'influence due à l'orientation et à la répartition des éléments structureux par rapport à la direction des forces données ( voir B.1 ;  $\lambda = 0.325$  )

$\tau$  : masse volumique de la roche (t/m<sup>3</sup>)

Rc , Rt , Rcis : sont respectivement les résistances à la compression , à la traction et au cisaillement (MPa).  
le calcul nous donne  $Iex = 8.39$

### 6.10- Consommation spécifique étalon théorique de l'explosif, qo

Elle nous donne une idée sur la consommation possible de l'explosif par mètre cube de roche abattue. Elle se détermine par la formule suivante :

$$qo = 10 * (0.1 * Kt * (Rc + Rt + Rcis) + 40 * \tau) . \text{ (Kg/m}^3\text{)}$$

Rc, Rt, Rcis: sont respectivement les résistances à la compression, à la traction et au cisaillement (Kg/cm<sup>2</sup>)

$\tau$  : poids volumique de la roche (Kg/dm<sup>3</sup>)

$$q_0 = 0.38 \text{ Kg/m}^3$$

6 . 11- Indice de difficulté d'exploitation, Dexp

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

$$Dexp = 0.2 (Kf * f + Kq * q_0 + Kex * Iex)$$

Kf, Kq, Kex: coefficient tenant compte de la forabilité, de l'explosif et de l'excavation déterminé d'après le tableau .11.  
Le calcul nous donne Dexp = 7.7 . Cette valeur permet de classer ce gisement, d'après le tableau .12. , dans la catégorie des gisements difficilement exploitables.

Tab.11. Valeurs de Kf , Kq , Kex en fonction de f et Iex

f	Kf	q <sub>0</sub> (Kg/m <sup>3</sup> )	Kq	Iex	Kex
1-5	0.8	0.2	30	1-3	0.8
6-10	0.9	0.2-0.4	35	3-5	0.9
11-14*	1.0	0.4-0.6	40	5-9	1.0
15-17	1.1	0.6-0.8	45	9-12	1.1
>17	1.2	0.8-1.0	50	12-15	1.2

Tab.12. CLASSIFICATION DES GISEMENTS D'APRES L'INDICE DE DIFFICULTE D'EXPLOITATION

Valeur de Dexp	CATEGORIE DU GISEMENT
1-2.5	Facilement exploitable
2.5-5.0	Assez facilement exploitable
5.0-7.5	Moyennement exploitable
7.5-10.0	Difficilement exploitable

## 7-PROPRIETES GEOMECANIQUES

### 7.1 Angle de frottement interne , $\phi$

L'angle de frottement interne est donné par la formule suivante:

$$\phi = \text{arc sin} ((Rc-4Rt)/(Rc-2Rt)) \quad , \quad (^\circ)$$

Rc : résistance à la compression (Kg/cm<sup>2</sup>)

Rt : résistance à la traction (Kg/cm<sup>2</sup>)

le calcul nous donne  $\phi = 71.17^\circ$

### 7.2 Cohésion , C

La cohésion d'une roche peut être définie comme la propriété qui lui permet de résister à un effort de cisaillement . La cohésion est donnée par la formule suivante :

$$C = (0,5 * Rt * Rc) / ((Rt * Rc - 3 * Rt * Rc) ** 0,5) \quad , \quad (\text{Kg/cm}^2)$$

ceci nous donne une valeur de C égale à 115.38 Kg/cm<sup>2</sup> .

## 8 - PROPRIETES DE DEFORMABILITE

### 8.1 Module de YOUNG dynamique, Ed

Il est défini par la formule suivante :

$$Ed = \sigma / (\Delta l / l)$$

où  $\sigma$  : contrainte normale appliquée (Kg/cm<sup>2</sup>)

$\Delta l / l$  : déformation linéaire relative dans la même direction que la contrainte

Ce module peut être déterminé à partir de la mesure de la célérité des ondes longitudinales V1 d'après la relation suivante

$$Ed = \tau * (V1 ** 2) \quad , \quad (\text{MPa})$$

Ed : module de YOUNG DYNAMIQUE (MPa)

$\tau$  : masse volumique (Kg/m<sup>3</sup>)

V1 : vitesse des ondes longitudinales (m/s).

Le calcul aboutit à une valeur de Ed = 95015 MPa . Ceci nous permet de considérer le calcaire de Djebel Bouzegza comme étant une roche très raide d'après le tableau . 13 .

Tab.13. CLASSIFICATION DES ROCHES EN RAIDEUR A PARTIR DE Ed

Roche	Très déformable	Moyenne	Raide	Très raide
Ed (MPa)	< 2000	10000-20000	50000	> 80000

## 8.2 COEFFICIENT DE POISSON, $\mu$

Le coefficient de Poisson relie les déformations relatives perpendiculaires à la direction de la contrainte appliquée aux déformations relatives parallèles à cette même direction, il est exprimé par la formule suivante:

$$\mu = \epsilon_h / \epsilon_v$$

$\epsilon_h$ : déformation relative transversale,  
 $\epsilon_v$  : déformation relative longitudinale.

Experimentalement on peut déterminer le coefficient de Poisson dynamique par l'expression suivante:

$$\mu = 0.5 * (V_l^2 - 2 * V_s^2) / (V_l^2 - V_s^2)$$

$V_l$  : vitesse de propagation des ondes longitudinales (m/s)  
 $V_s$  : vitesse de propagation des ondes transversales (m/s)

Cette dernière est prise théoriquement (à cause de l'impossibilité de mesure par les appareils disponibles) ; nous l'avons prise égale à 3000m/s (d'après les expériences effectuées par Langefors).  
 on trouve  $\mu = 0,33$

## C- CORRECTION DE QUELQUES PARAMETRES IMPORTANTS

Dans un laboratoire, quelque soient les conditions de travail, on ne peut avoir les valeurs exactes représentant les paramètres de la roche dans le massif. C'est pour cela que l'on introduit des corrections sur les valeurs trouvées, afin d'avoir des valeurs plus représentatives.

Les principaux paramètres qui nous intéressent sont:

### 1-La résistance mécanique, Rcm

Pour corriger la résistance à la compression obtenue au laboratoire en une résistance du massif, il faut faire le produit des trois facteurs ( $\lambda$ , K1, K2) par la résistance déterminée en laboratoire on a:

$$R_{cm} = \lambda * K1 * K2 * R_{cl} \quad (\text{Kg/cm}^2)$$

où  $\lambda$  représente le coefficient qui tient compte du facteur minéralogique, de l'orientation et de la répartition des éléments structureux par rapport à la direction des forces données.

Le tableau .14. donne les valeurs de  $\lambda$  en fonction du type de fissuration.

K1: facteur tenant compte du temps K1 varie de 0.5 à 0.9  
K2:facteur tenant compte de l'influence de l'humidite

Tab .14. Valeur de  $\lambda$  d'apres le type de fissuration

Type de fissure	Distance moyenne entre les fissures	$\lambda$
Extrêmement fissuré	0 - 10	0.01 - 0.065
Trés fissuré	10 - 20	0.015 - 0.15
moyennement fissuré	20 - 100	0.1 - 0.55
peu fissuré	100 - 150	0.5 - 0.9
pratiquement monolithe	> 150	0.60 - 0.98

Pour notre cas:  $R_{cm} = \lambda * K1 * K2 * R_{cl} \text{ Kg/cm}^2$   
 $R_{cm} = 0.325 * 0.8 * 0.7 * 1391.92 \text{ Kg/cm}^2$   
 $R_{cm} = 253.33 \text{ Kg/cm}^2$

## 2-Cohésion du massif, $C_m$

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

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

La cohésion du massif est donnée par la formule suivante:

$$C_m = \lambda * K_w * K_t * C \text{ , (Kg/cm}^2\text{)}$$

$$C_m = 16.87 \text{ Kg/cm}^2$$



### 3-Angle de frottement du massif , $\phi_m$

L'angle de frottement du massif est obtenu par la formule suivante:

$$\phi_m = K * \phi$$

où K représente le coefficient de diminution de la valeur de l'angle de frottement interne des roches se trouvant dans le massif  
 $K = 0.8$ .

Ce qui nous donne :

$$\phi_m = 57^\circ$$

### D- COMMENTAIRE ET INTERPRETATION DES RESULTATS

Le tableau 15 englobe les principales propriétés mesurées ou calculées lors de la réalisation des essais sur la roche qui constitue le massif de Djebel Bouzegza.

D'après ce tableau ,on note que les poids volumique et spécifique présentent des valeurs très proches. La roche qui constitue le massif est très fermée, dense et compacte à porosité ouverte inférieure à 1.0% .Elle présente un comportement positif du point de vue écrasement (BR), usure (LA) et attrition (DE,MDE).

On note aussi que toutes les fractions supérieures à 3.15 mm sont très propres. Les propriétés mécaniques témoignent que la roche a une résistance mécanique élevée .

Du point de vue technologique, on note que la roche est de bonne qualité, elle présente un degré de fissuration très faible et une forabilité moyenne.

L'étude des propriétés de déformabilité montre que la roche est très raide.

Enfin, nous pouvons dire que ce granulats présente de bonnes caractéristiques, d'après les essais réalisés.

### E-EXIGENCES INDUSTRIELLES

Les propriétés physico-mécaniques des roches aptes à la production des agrégats sont définies par la norme soviétique GOST.

D'après ces normes, les paramètres caractérisant ces propriétés sont: La résistance mécanique, le poids volumique, le poids spécifique, l'absorbtion d'eau et la porosité.

L'appréciation est donnée d'après la résistance à la compression et la broyabilité au cours de l'écrasement dans le cylindre.

Tab.15. LES PROPRIETES DE LA ROCHE

PROPRIETES	SYMBOLE	UNITE	VAL MIN	VAL MAX	VAL MOY
POIDS VOLUMIQUE	$\delta_{ap}$	g/cm <sup>3</sup>	2.6812	2.7007	2.6901
POIDS SPECIFIQUE	$\delta_{abs}$	g/cm <sup>3</sup>	2.6958	2.7073	2.7022
TENEUR EN EAU	W	%	0.0917	0.2508	0.1674
POROSITE TOTALE	nt	%	0.2941	0.6979	0.4731
POROSITE OUVERTE	no	%	0.1991	0.6470	0.4257
POROSITE FERMEE	nf	%	0.0006	0.1187	0.0476
DEGRE DE SATURATION	Sr	-	0.3702	0.3730	0.3719
BROYABILITE	BR	%	13.00	17.34	14.44
LOS-ANGELES	LA	%	22.50	25.33	23.79
DEVAL	DE	%	11.16	12.60	11.87
MICRO-DEVAL	MDE	%	6.30	7.17	6.74
COEF D'UNIFORMITE	Cu	-	4.58	4.86	4.72
PROPRETE	P	%	9.0	12.1	10.4
RES (COMPRESSION)	Rc	Kg/cm <sup>2</sup>	603.34	1944.19	1391.92
RES (TRACTION)	Rt	Kg/cm <sup>2</sup>	27.06	41.58	35.34
RES (CISAILLEMENT)	Rcis	Kg/cm <sup>2</sup>	-	-	463.97
DURETE	f	-	-	-	14

SUITE DU TAB.15.

PROPRIETES	SYMBOLE	UNITE	VAL MIN	VAL MAX	VAL MOY
VITESSE LONGITUDIN	Vl	m/s	5487.80	6233.77	5943.21
INDICE .CONTINUITE	Ic	%	84.43	95.90	91.43
DEGRE DE FISSURAT	F	%	-	-	8.57
INDICE DE FORABILIT	f	-	-	-	14.87
INDICE DE RESISTAN- CE DE CONTACT	Irc	MPa	-	-	3120
INDICE DE DIFFICUL- TE DE DESTRUCTION	Ddes	-	-	-	14.94
INDICE DE DIFFICUL- TE D'EXCAVATION	Iex	-	-	-	8.39
CONSOMMATION SPECI- FIQUE DE L'EXPLOSIF	qo	Kg/m3	-	-	0.38
INDICE DE DIFFICULT D'EXPLOITATION	Dexp	-	-	-	7.7
ANGLE DE FROTTEMENT INTERNE	$\phi$	.	-	-	17.17
COHESION	C	Kg/cm <sup>2</sup>	-	-	115.38
MODULE DE YOUNG	Ed	MPa	-	-	95015
COEF DE POISSON	$\mu$	-	-	-	0.33

D'après le tableau .16. ,on peut classer la roche qui constitue le massif de Djebel Bouzegza dans la classe 1200 .

TAB.16. CLASSIFICATION D'APRES LA RESISTANCE MECANIQUE  
(RESISTANCE A LA COMPRESSION )

CLASSE DE RESISTANCE MECANIQUE	RESISTANCE A LA COMPRESSION Kg/cm <sup>2</sup>
200	200-300
300	300-400
400	400-600
600	600-800
800	800-1000
1000	1000-1200
1200	1200-1400
1400	>1400

alors que d'après le coefficient de broyabilité on peut classer l'agrégat dans la classe 800; suivant le tableau.17.

TAB.17. BROYABILITE DE L'AGREGAT AU COURS DE L'ECRASEMENT

RESISTANCE MECANIQUE DE LA ROCHE	BROYABILITE DES AGREGATS DE ROCHE %
200	28-35
300	24-28
400	19-24
600	15-19
800	13-15
1000	11-13
1200	< 11

Tab .18. CLASSIFICATION DES AGREGAT SUIVANT L'ESSAI LOS-ANGELES

ESSAI LOS-ANGELES	PERTE DE POIDS APRES ESSAI LOS-ANGELES %
U-I	< 25
U-II	25-35
U-III	35-45
U-IV	45-60

En outre, pour les agrégats destinés à la construction routière et à la couche de ballast de chemin de fer, il est recommandé de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai Los-Angeles) et la résistance à l'attrition (essai Deval). Les résultats obtenus pour l'essai Los-Angeles nous permettent de classer l'agrégat de Djebel Bouzegza d'après le tableau.18. dans la classe U-I.

Dans la technique routière l'essai Deval est progressivement remplacé par l'essai micro-Deval. L'essai est fait soit en présence d'eau, soit à sec. Il existe une bonne corrélation entre le coefficient Deval et le coefficient micro-Deval. Pour ce dernier on peut retenir pour valeurs limites de classe: 10-15-20-25 et 35.

Le coefficient Deval est d'autant plus faible que le granulat est mauvais, tandis que le coefficient micro-Deval est d'autant plus élevé que le granulat est moins bon .

En plus il faut déterminer les caractéristiques minéralogiques, pétrographiques et la présence des éléments nocifs. Les inclusions des minéraux de roches suivantes sont considérées comme nocifs: pyrite, marcasite, gypse, anhydride, magnétite, hématite, calcédoine, opale, verre volcanique, soufre, apatite, graphite, charbon.

Le tableau suivant récapitule les exigences industrielles des agrégats suivants leur utilisation .

Tab .19. Exigences industrielles des agregats suivant leur utilisation

paramètres	unité	agrégat T D C *	béton B R P A *	agrégat B CF *	agrégat B L *
poids volumique	g/cm <sup>3</sup>	≥ 1.8	—	—	≥ 1.8
broyabilité l'écrasement des agrégats dans le cylindre	%	≤ 35	≤ 28	—	≤ 2.8
LOS-ANGELES	%	≤ 60	≤ 60	≤ 40	≤ 60
résistance des agrégats au choc	—	≥ 40	—	≥ 50	≥ 40
teneur en forme lamellaire et aciculaire	%	≤ 35	≤ 35	—	≤ 35
teneur en grains de roches faibles et altérées	%	≤ 1.5	≤ 1.5	≤ 1.5	≤ 1.0
teneur en PAV	%	≤ 2.3	≤ 4	—	≤ 2.3
teneur en particu- les < 0.14 mm	%	—	—	≤ 1.5	—

T D C.....travaux de construction

B R P A.....bitumineux pour route et piste d'aerodrome

B CF.....ballast de chemin de fer

B L.....béton lourd

## F - Conclusion

Les résultats obtenus à partir des différents essais de laboratoire, témoignent du bon comportement de cette roche et confirment la bonne qualité de celle-ci .

La matière première du gisement répond dans une large proportion aux exigences industrielles en vigueur dans la production des agrégats .

Ces agrégats peuvent être utilisés dans le béton de construction, dans la construction des routes comme couche de base ou de roulement et comme ballast de chemin de fer.



## CHAPITRE III

### EXPLOITATION DU GISEMENT

## A \_ GENERALITES

### 1 \_ INTRODUCTION

L'étude détaillée du gisement et des propriétés des roches qui le constituent permet :

- \_ De choisir les engins et les circuits les mieux adaptés aux tout-venant compte tenu de la production souhaitée;
- \_ De définir les conditions et les modalités d'exploitation (découverte, extraction, transport, etc...)
- \_ D'assurer grâce aux réserves suffisantes du gisement .
- \_ l'alimentation régulière de l'installation pendant toute la durée d'exploitation .

### 2 \_ LES ETAPES DE L'EXPLOITATION A CIEL-OUVERT

Les étapes de l'exploitation à ciel\_ouvert sont :

- 1 \_ La préparation de la surface à l'emplacement du gisement;
- 2 \_ L'assèchement du champ de la carrière ;
- 3 \_ L'ouverture du champ de la carrière ;
- 4 \_ L'enlèvement des stériles de recouvrement ;
- 5 \_ Les travaux d'extraction (enlèvement du minerai)

### 3 \_ LES PRINCIPALES FONCTIONS DANS UNE EXPLOITATION

On peut les regrouper en quatre fonctions principales :

- 1 \_ L'exploitation du gisement qui se termine avec un déversement du tout-venant dans la trémie de recette primaire;
- 2 \_ Le poste primaire qui part de cette trémie et qui conduit le matériau jusqu'au stock primaire ;
- 3 \_ L'usine d'élaboration qui prend sa matière première dans ce même stock primaire et qui conduit aux divers produits finis qu'il faut conditionner et commercialiser ;
- 4 \_ L'aménagement après exploitation du gisement à d'autres fins .

## B \_ CONDITIONS TECHNICO-MINIERES DE LA CARRIERE

### 1 \_ LIMITES DE LA CARRIERE

La limite de la carrière est fonction des raisons géologiques , topographiques , techniques , technologiques, économiques et de sécurité, on note en particulier, qu'au niveau de base des deux collines A et B , la qualité de la roche est mauvaise .

Il peut y avoir aussi d'autres projets d'exploitation au nord de la carrière .

Le contour final de la carrière sera arrêté au niveau 720 .

### 2 \_ PRODUCTION DE LA CARRIERE

#### 2.1 \_ Régime de fonctionnement de la carrière

Ce régime est défini comme suit :

- \_ Nombre de jours ouvrables par an  $N_{ja} = 260j/an$
- \_ Nombre de jours ouvrables par semaine  $N_{js} = 5j/s$
- \_ Nombre de postes par jour  $N_{pj} = 2p/j$  durant cinq mois; et  $N_{pj} = 1p/j$  pour la période restante
- \_ Nombre d'heures par poste  $N_h = 8h/p$ .

#### 2.2 \_ Capacité annuelle de production, A

La capacité annuelle à assurer avec une bonne exploitation des capitaux fixes et de 884000 t/an en produits finis.

#### 2.3 \_ Production par poste , Ap

La production par poste de travail est donnée par la formule suivante :

$$A_p = A/N_p \quad , \quad (t)$$

où A représente la production annuelle en produits finis  
 $A = 884000$  t/an, et  $N_p$  représente le nombre de postes de travail par an,  $N_p = 368$  postes/an .Ce qui nous donne  
 $A_p = 2400$  t/p.

#### 2.4 \_ Production horaire , Ah

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

$$A_h = A_p/N_h$$

où  $N_h$  représente le nombre d'heures par poste.Ce qui nous donne  
 $A_h = 300$  t/h

## 2.5 Durée de vie de la carrière , T

La quantité de réserves exploitable Q est estimée à 30 millions de tonnes , en supposant que les pertes dues à la dilution du gisement : La présence d'argile sont de l'ordre de 13% , celles dues à l'exploitation sont de l'ordre de 4% et celles dues au transport sont de 1% environ .

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

$$T = Q / (A * (1 + p \%)) , \text{ (an)}$$

où Q : réserve exploitable du gisement ,  
A : Production annuelle en produits finis ,  
p : Pourcentage des pertes p = 18%

Le calcul nous donne : T = 28.8 ans .

En tenant compte de la durée des travaux préparatoires et de l'aménagement après l'exploitation du gisement , la durée de vie de la carrière atteindra 31 ans.

## 3 MODE D'OUVERTURE DE LA CARRIERE

### 3.1 Définition

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

### 3.2 Tâche d'ouverture de la carrière

La tâche consiste à déterminer les voies de transport des masses minières entre les points de chargement et les points de déchargement.

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

- 1 \_ Le caractère du relief ,
- 2 \_ Les éléments de gisement ,
- 3 \_ Les conditions géologiques ,
- 4 \_ Les conditions technico-minières .

### 3.3 Travaux d'ouverture

L'accès à la carrière a été fait par une piste en forme d'une demi-tranchée et parfois d'une tranchée à partir de la piste qui mène à la stèle commémorative de Djebel Bouzegza , au point de côte 670 jusqu'au contour inférieur de gisement de côte 720 . On accède

au gisement , en creusant une demi-tranchée principale (parfois une tranchée) intérieure pour les deux collines (mamelons) A et B .(voir plan N° 0).

Les différents gradins sont préparés aussi , par creusement de demi-tranchée d'accès . Ainsi lors de l'exploitation du gisement le nombre de gradins sera fixé à :

- \_ 04 pour le mamelon A ;
- \_ 07 pour le mamelon B ;

### 3.4 Travaux de découverte

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

La carrière de Bouzegza se caractérise par un très faible recouvrement. Pour cela les travaux de découverte consistent uniquement au décapage de la terre de végétation qui recouvre seulement quelques parties de la surface du gisement .

Ce décapage se fait par un bulldozer à chenilles , équipé de dent de rippage , de type KOMATSU D155 A-2 disponible au niveau de la carrière .

Les stériles sont soit utilisés pour l'extension du carreau de la carrière au niveau 705 , soit rejetés en terrils externes , en dehors des limites de la carrière au niveau 725 vers le sud-est.

#### 3.4.1 Coefficient de découverte , K

Ce coefficient définit la quantité en mètres cubes de stérile qu'il est nécessaire de déplacer pour extraire un mètre cube du minéral. Il est donné par la formule suivante :

$$K = V / Q$$

V : Volume total des stériles à déplacer (m3) ;

Q : Réserves exploitables du gisement (m3) ;

D'après le plan No 0 , on a :

$$V = 3700 \text{ m}^3$$

$$Q = 3\ 618\ 370 \text{ m}^3$$

Donc

$$K = 0.001$$

On remarque bien que la carrière a un coefficient de découverte trop faible .

#### 3.4.2 Caractéristiques du Bulldozer

Comme nous l'avons indiqué ci dessus , les travaux de découverte dans la carrière se font par un bulldozer à chenilles , équipé de dent de rippage , ayant les caractéristiques suivantes :

\_ Type : KOMATSU D 155 A-2 ;

\_ Poids en ordre de marche : 41 950 Kg ;

- Performance :

\* Vitesse de translation :

- Marche avant Max 11.8 Km/h ;

- Marche arrière Max 13.7 Km/h ;

\* Moteur :

Puissance au volant moteur a 2000 trs/min  
320 Hp ;

- Rayon de braquage minimal 3.8 m

Ces caractéristiques permettent une meilleure adaptation du bulldozer dans les conditions relativement difficiles de la carrière (relief montagneux , dureté des roches qui se trouvent au mur de recouvrement ) . Outre cela , ce bulldozer est utilisé pour d'autres fonctions telles que : le nivellement des gradins , la construction des routes , le nettoyage du toit du gisement, etc...

### 3.4.3 Tracage des pistes

L'état des pistes , leurs tracés sont des facteurs importants de l'obtention de bonnes conditions de travail , et par conséquent de la sécurité.

Dans ce but , les plates formes de la carrière doivent être bien entretenues avec de légères pentes et des drains pour évacuer l'eau. Le tracé des pistes de circulation des dumpers doit être spécialement bien étudié avec des pentes limitées . On doit veiller à ne pas dépasser :

- 8 à 10 % en ligne droite ;
- 5 à 6 % dans les courbes.

Il convient aussi de rechercher les rayons de virage les plus grands possibles et ceux-ci doivent être au minimum égaux à la valeur du rayon de braquage des dumpers.

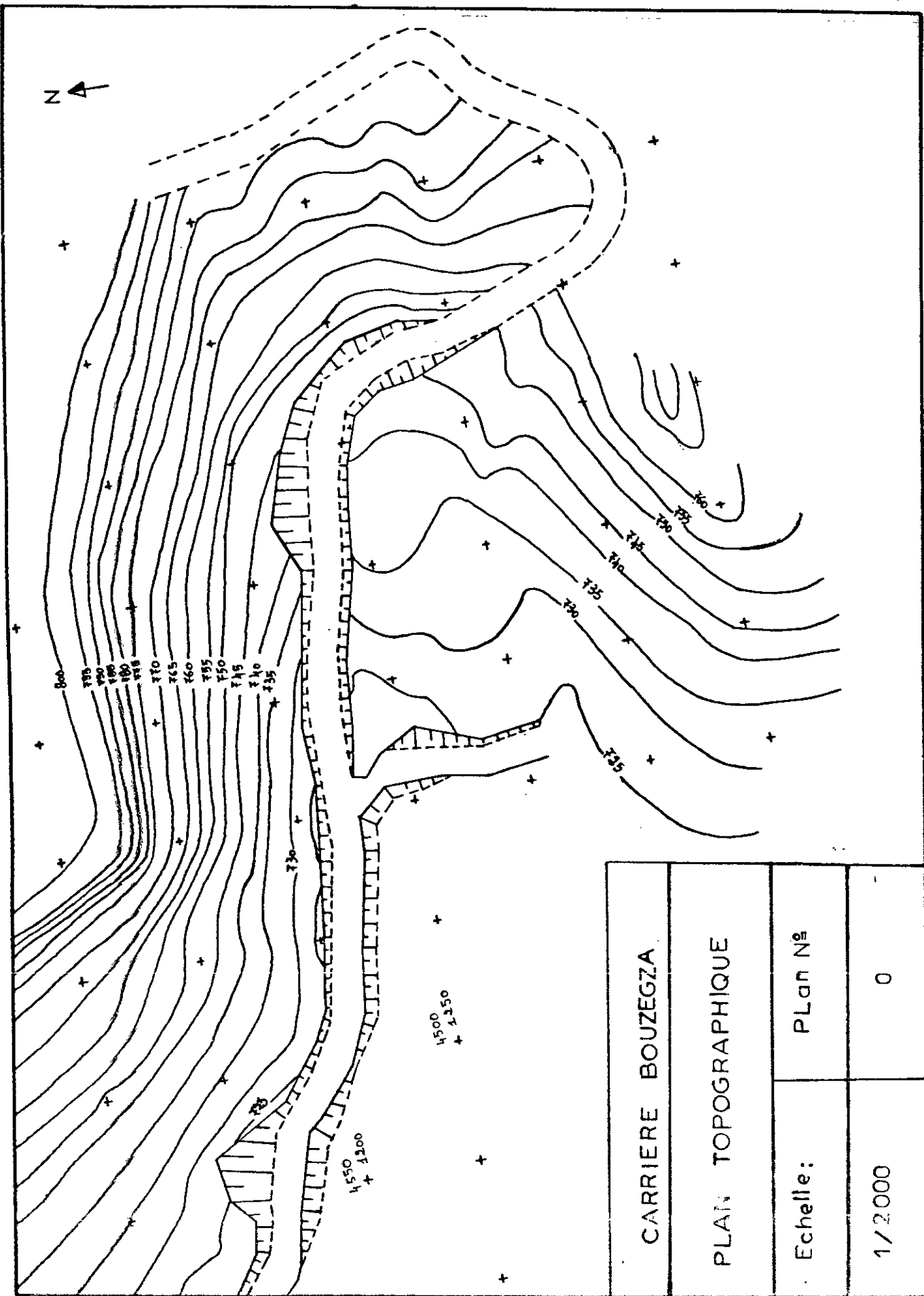
Les pistes doivent être éloignées le plus possible du pied des talus.

Le profil des pistes doit permettre l'évacuation des eaux.

Dans les virages il est intéressant de prévoir un léger devers qui ne doit toutefois pas dépasser 3% afin d'éviter que les engins glissent latéralement en période de boue.

Le judicieux positionnement des pistes est important ; car on ne peut avoir de bonnes pistes bien tracées et réalisées que dans la mesure où on n'a pas en permanence à les refaire entièrement.

Le passage des engins miniers, provoque la formation d'une couche de poussière pouvant atteindre parfois plusieurs dizaines de centimètres, couche qui se transforme en boue pendant la saison hivernale. Pour éliminer cette poussière , il est recommandé d'employer périodiquement le bulldozer .



### 3.4.5 Largeur de la chaussée des pistes, B

Pour une circulation à double voie la largeur de la chaussée des pistes est donnée par la formule suivante (voir figure .6.):

$$B = 2 * (a + c) + x + r \quad , \quad (m)$$

avec a: Largeur de la benne du camion,  $a=4.63$  m ;  
r: Largeur de la rigole d'évacuation d'eau,  $r=0.4$  m ;  
x: Distance entre les bennes des camions,  $x=2c$  (m) ;  
où  $c = 0.5 + 0.005 v$  , m  
où  $v$  : vitesse moyenne de circulation des camions  
 $v = 20$  km/h

Le calcul nous donne  $B = 12.06$  m

## C TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION DU GISEMENT

### 1 SYSTEME D'EXPLOITATION

Compte tenu des conditions naturelles, des propriétés des roches, des éléments de gisement, des éléments de la carrière et de l'emplacement des points de réception du minerai, le système d'exploitation retenu est le suivant :

- Abattage à l'explosif,
- Chargement par pelle,
- Transport par camion,
- Elaboration de l'agrégat,
- Interaction entre chacun des processus indiqués ci dessus.

L'ensemble de ces processus technologiques représente la technologie de l'exploitation à ciel ouvert.  
La chaîne technologique envisagée dans ce chapitre permettra une organisation technologique effective: execution des processus de production par un complexe d'engins principaux et secondaires liés les uns aux autres par leurs paramètres et permettant la réalisation effective du rendement.



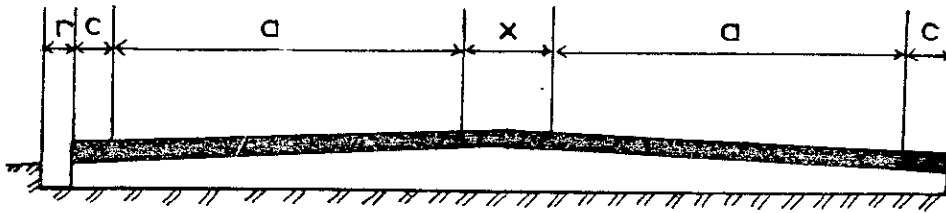


Fig .6. SCHEMA DE LA LARGEUR DE LA PISTE

Echelle : 1/300

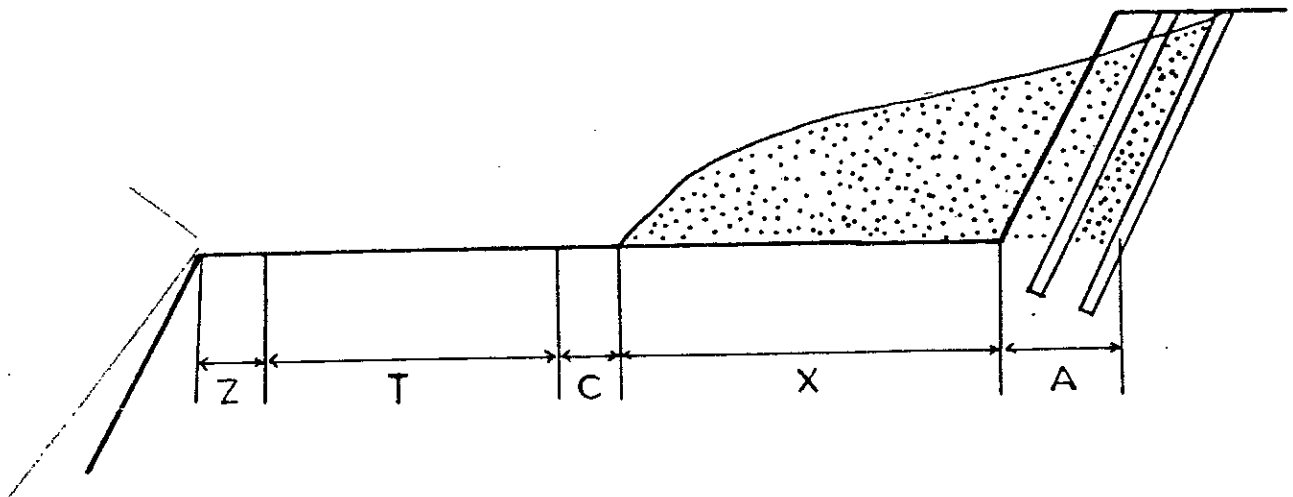


Fig .7. SCHEMA DE LA PLATE FORME DE TRAVAIL

Echelle : 1/300

## 1.1 \_ Elements du systeme d'exploitation

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

### 1.1.1 \_ La hauteur du gradin

Pour des raisons techniques, économiques et de sécurité la hauteur adoptée est de 12 m.

### 1.1.2 \_ L'angle de talus du gradin

L'angle d'inclinaison du talus dépend des paramètres des engins miniers et des paramètres physico-mécaniques de la roche. D'après le tableau .20. , l'angle moyen de talus correspondant à la classe de dureté 8-14 est égal à 70 degrés.

Tab .20. Angle de talus du gradin en fonction de la dureté

Caractéristique des roches	coefficient de dureté	angle de talus du gradin (°)
Extrêmement dure	15 - 20	75 - 85
Dure	8 - 14	65 - 75
Moyennement dure	3 - 7	55 - 65
Tendre	1 - 2	40 - 55
Meuble et végétale	0.6 - 0.8	25 - 40

### 1.1.3 \_ Plate forme de travail

L'état des plateformes est un facteur important pour l'obtention de bonnes conditions de travail.

La largeur des plateformes est commandée par les dimensions des engins miniers et par la technique de tir. La largeur minimale est donnée par la formule suivante:

$$L_{p.t} = Z + T + C + X + A \quad , \quad (m)$$

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

T: Largeur de la voie de transport (m)

C: Distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport (2-2.5 m)

- X: Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure (m)  
 A: Largeur de l'enlevure en massif (m) (voir Fig.7.).

La valeur de Z est donnée par la formule suivante:

$$Z = H ( \cotg \Gamma - \cotg \alpha ) \quad , \quad (m)$$

- avec H: Hauteur du gradin (m)  
 $\alpha$ : Angle de talus du gradin en exploitation ( $^{\circ}$ )  
 $\Gamma$ : Angle de talus du gradin en liquidation ( $^{\circ}$ )

Pour  $H = 12 \text{ m}$  ,  $\alpha = 70^{\circ}$  et  $\Gamma = 65^{\circ}$  , on trouve  $Z = 1.23 \text{ m}$ .

La largeur de X dépend de la hauteur du gradin, de la nature du terrain, des paramètres des travaux de forage et de tir, elle est donnée par la formule suivante:

$$X = 3.5 * H * (F * 0.25) * ((q/H) * 0.33) * (0.65 + 0.35 * \cos(\theta)) \quad , \quad (m)$$

- F: Indice de classification des roches selon leurs difficultés à l'exploitation.  
 q: Consommation spécifique de l'explosif utilisé (kg/m<sup>3</sup>)  
 $\theta$ : Angle formé par la direction du talus du gradin et la direction de la rangée des trous ( $^{\circ}$ )

Pour  $H = 12 \text{ m}$ ,  $F = 7.7$ ,  $q = 0.43 \text{ kg/m}^3$  et  $\theta = 90^{\circ}$  , on trouve  $X = 15 \text{ m}$ .

Remarque: La valeur de la consommation spécifique prise est celle calculée dans les paramètres du plan de tir.

La valeur de C est donnée par la formule suivante:

$$C = 0.2 * H \quad (m)$$

ce qui nous donne  $C = 2.4 \text{ m}$ .

La largeur de voie de transport  $T = B - r$  a déjà été calculée (voir B.3.4.5, chap III)  $T = 11.66 \text{ m}$ .

La largeur de l'enlevure du massif A, est donnée par la formule suivante:

$$A = 2 * a$$

où a représente l'espacement des rangées des trous dans le plan de tir

$$a = 2.77 \text{ m (voir D.1.5, chap III)}$$

Le calcul nous donne  $A = 5.54 \text{ m}$ .

Donc la largeur totale de la plateforme est égale à  $35.85 \text{ m}$  soit  $36 \text{ m}$ .

#### 1.1.4 \_ Longueur du bloc

Suivant la longueur, un gradin peut être divisé en bloc que l'on exploite par des moyens indépendants d'abattage et de chargement. la longueur du bloc est de 100 à 250 m lorsque le transport se fait par camions. Pour cela on propose une longueur du bloc égale à 150m.

#### 1.1.5 \_ Déplacement du front

L'orientation du front d'abattage joue un rôle important lors de l'abattage à l'explosif et a un effet considérable sur la stabilité du talus. Pour cela on propose un front en travers banc, contre le pendage qui est toujours favorable au travail de l'explosif avec suppression des contraintes d'instabilité en tête.

### 2 \_ METHODE D'EXPLOITATION PROPOSEE

Le choix de la méthode est dicté par l'importance de l'exploitation, les moyens de foration, de chargement, de transport et le dimensionnement de l'installation de concassage. Pour cela on propose la méthode d'exploitation par tranchées horizontales successives en pleine largeur. C'est la méthode dans laquelle la progression globalement verticale de l'extraction se fait par tranchées horizontales, conduites successivement jusqu'au contour final. La tranchée inférieure ne demarrant que peu avant la fin de la tranchée précédente.

Les différents gradins sont préparés par creusement de tranchées d'accès à partir de la piste principale ce qui permet d'obtenir le front initial des travaux.

La surface minimale de la tranchée permettant un travail efficace des engins miniers doit être égale à 30 x 30 m<sup>2</sup>.

Les plans 1,2,3,4,5,6,7 et 8 montrent respectivement les différentes phases de l'évolution de l'exploitation de la carrière.

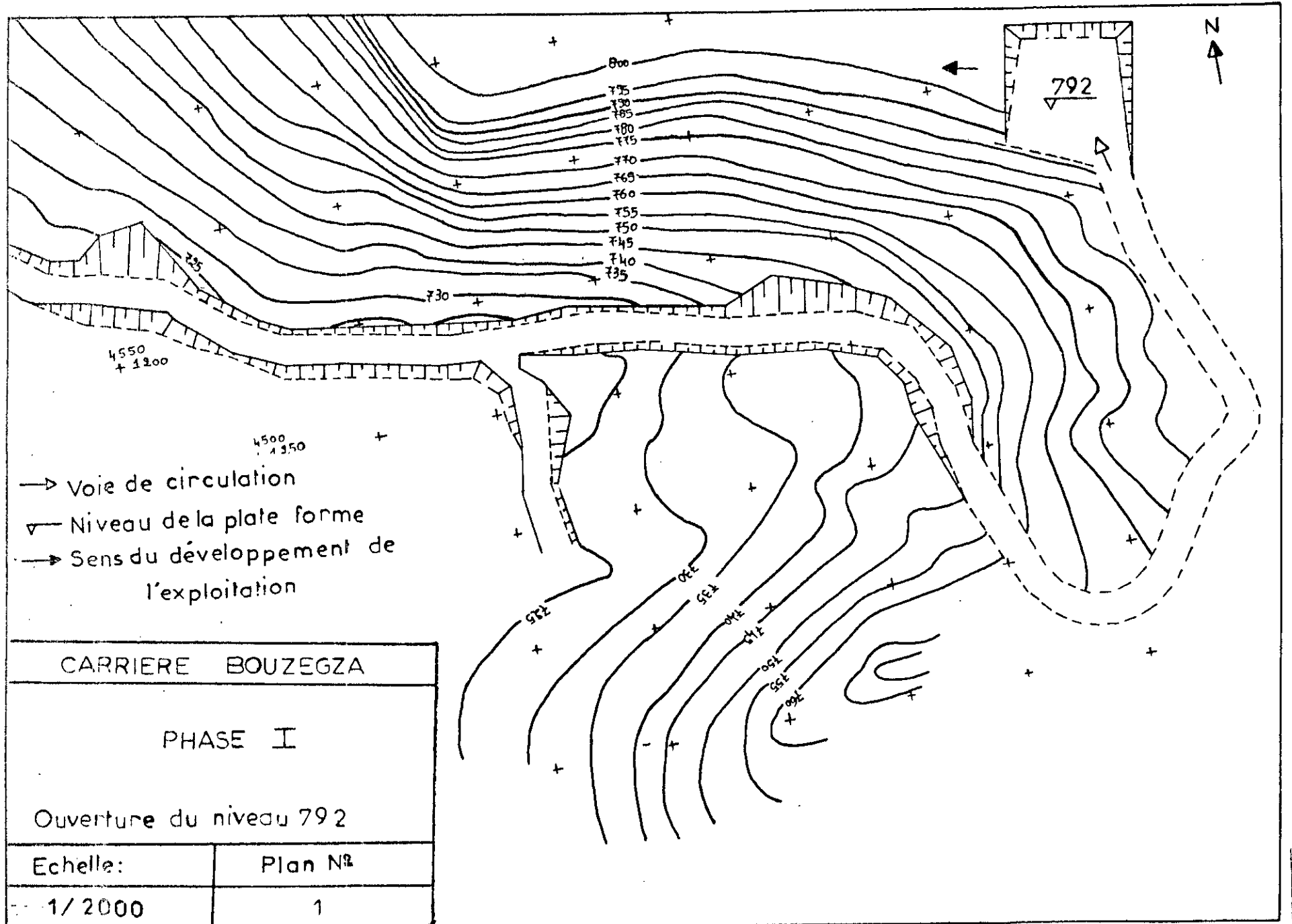
Dans ces plans, on a veillé à respecter les conditions suivantes:

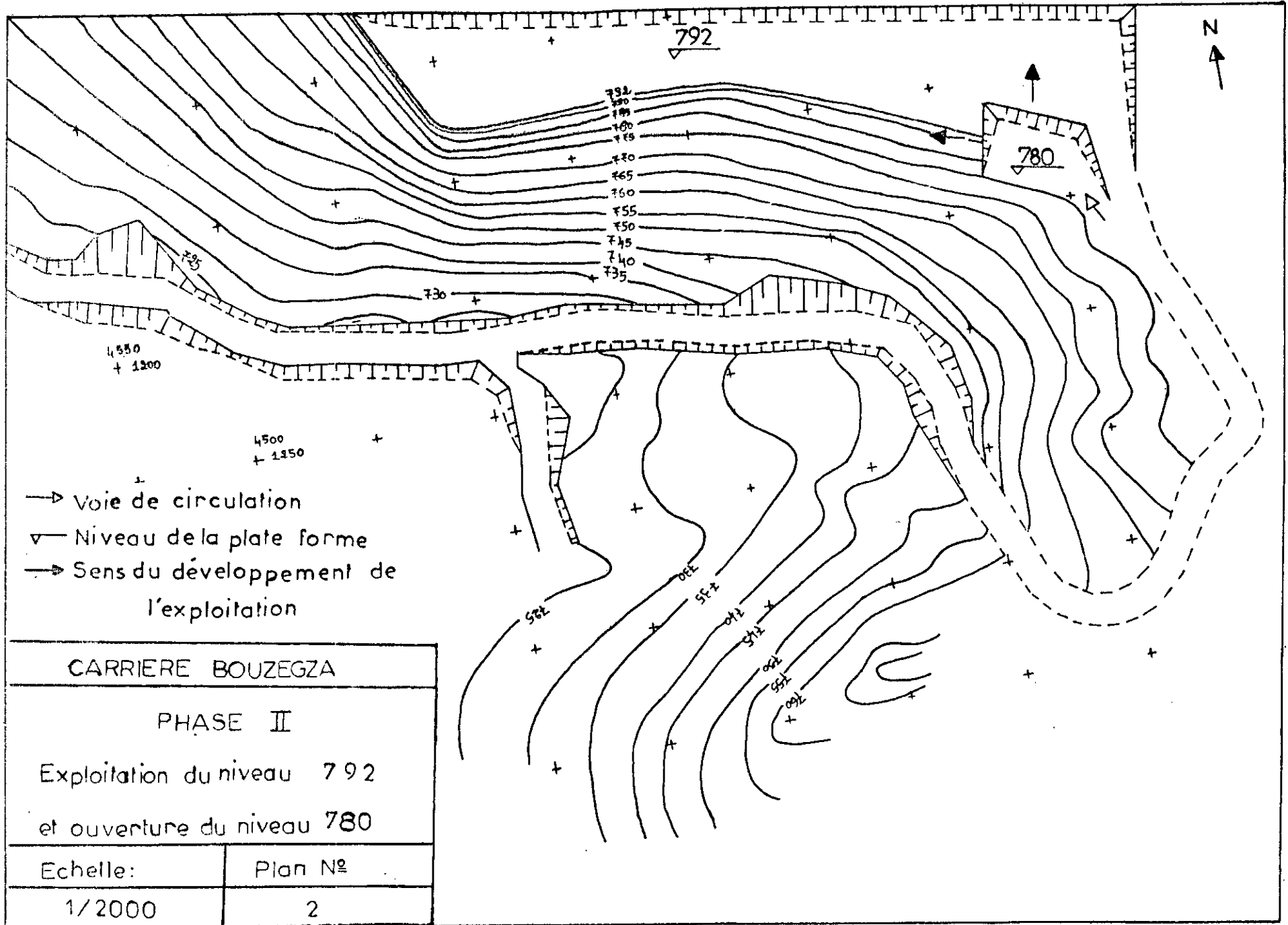
- Laisser une berne de sécurité de 10m pour la piste principale;
- Laisser une berne de sécurité de 5m à la fin de l'exploitation de chaque niveau;
- Respecter les exigences de tracage des pistes.

Le tableau .21. montre le volume extrait pour chaque phase d'exploitation.

Tab .21. Volume de roche extrait pour chaque phase d'exploitation

Phase N°	Volume extrait (m3)
I	13 778.01
II	95 945.85
III	106 422.06
IV	117 722.46
V	213 016.95
VI	241 963.41
VII	335 112.09
VIII	325 559.91

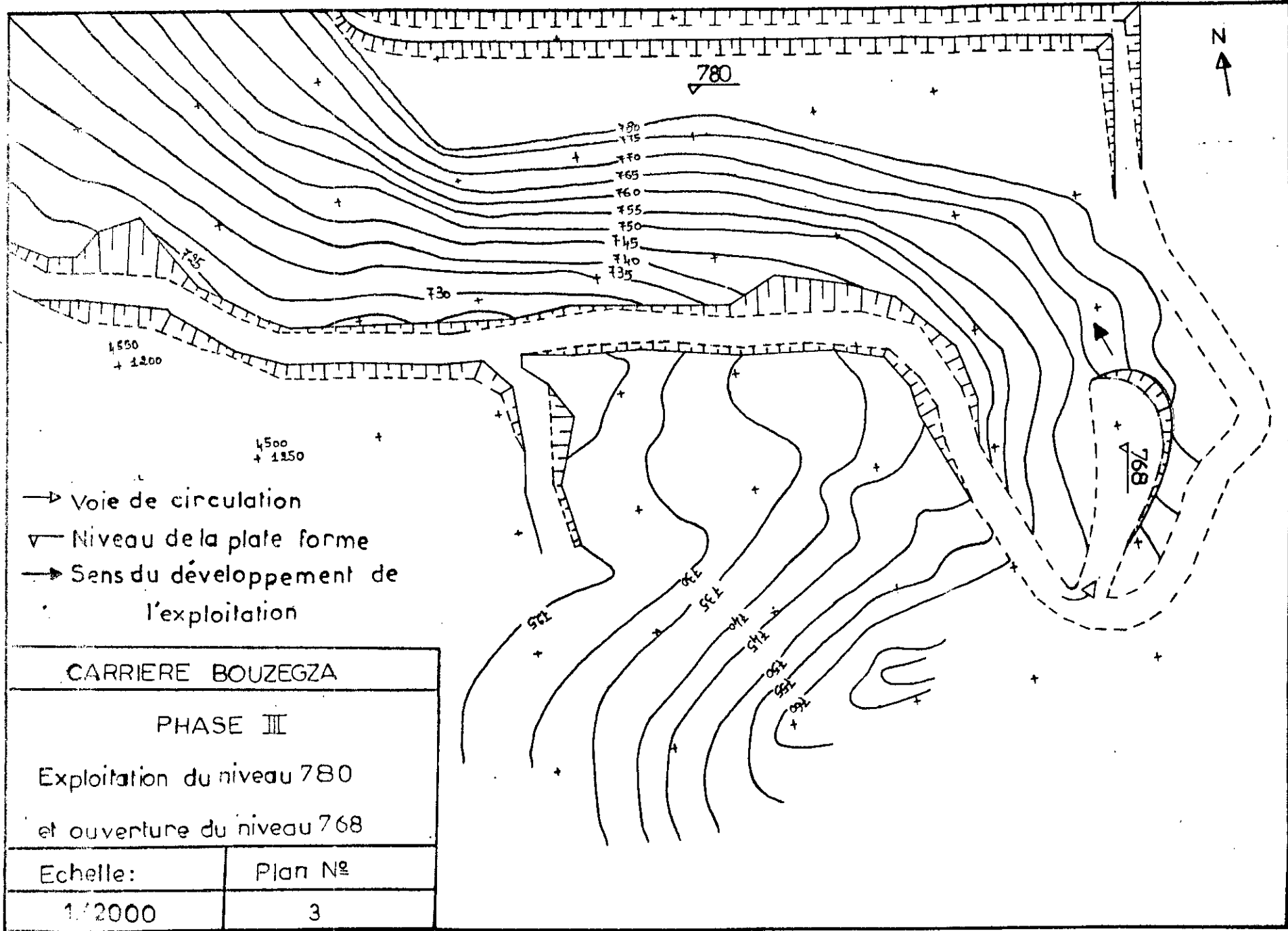




- Voie de circulation
- ▽ Niveau de la plate forme
- Sens du développement de l'exploitation

CARRIERE BOUZEGZA	
PHASE II	
Exploitation du niveau 792 et ouverture du niveau 780	
Echelle:	Plan N°
1/2000	2

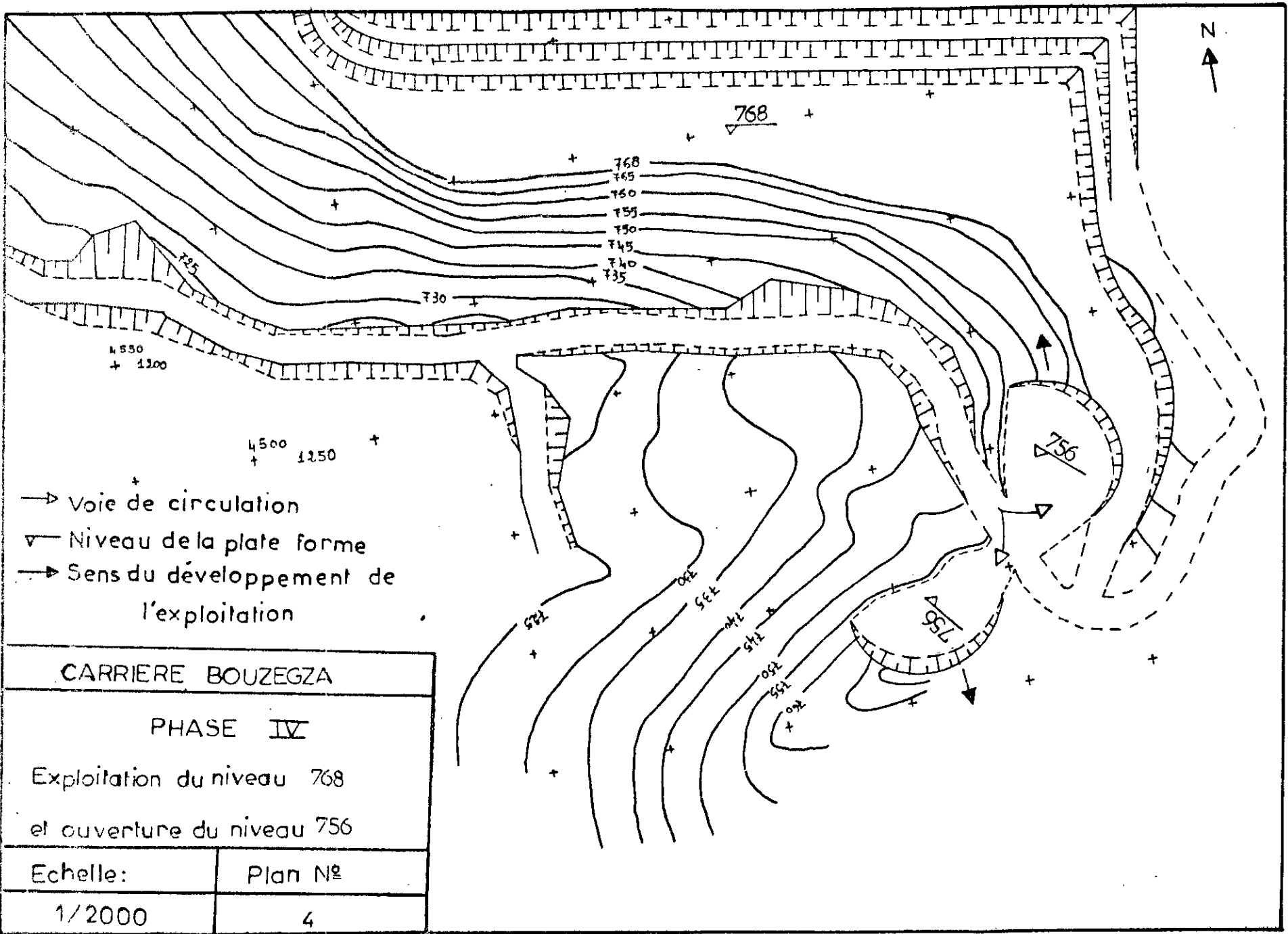
62



- Voie de circulation
- ▽ Niveau de la plate forme
- Sens du développement de l'exploitation

CARRIERE BOUZEGZA	
PHASE III	
Exploitation du niveau 780 et ouverture du niveau 768	
Echelle:	Plan N°
1/2000	3

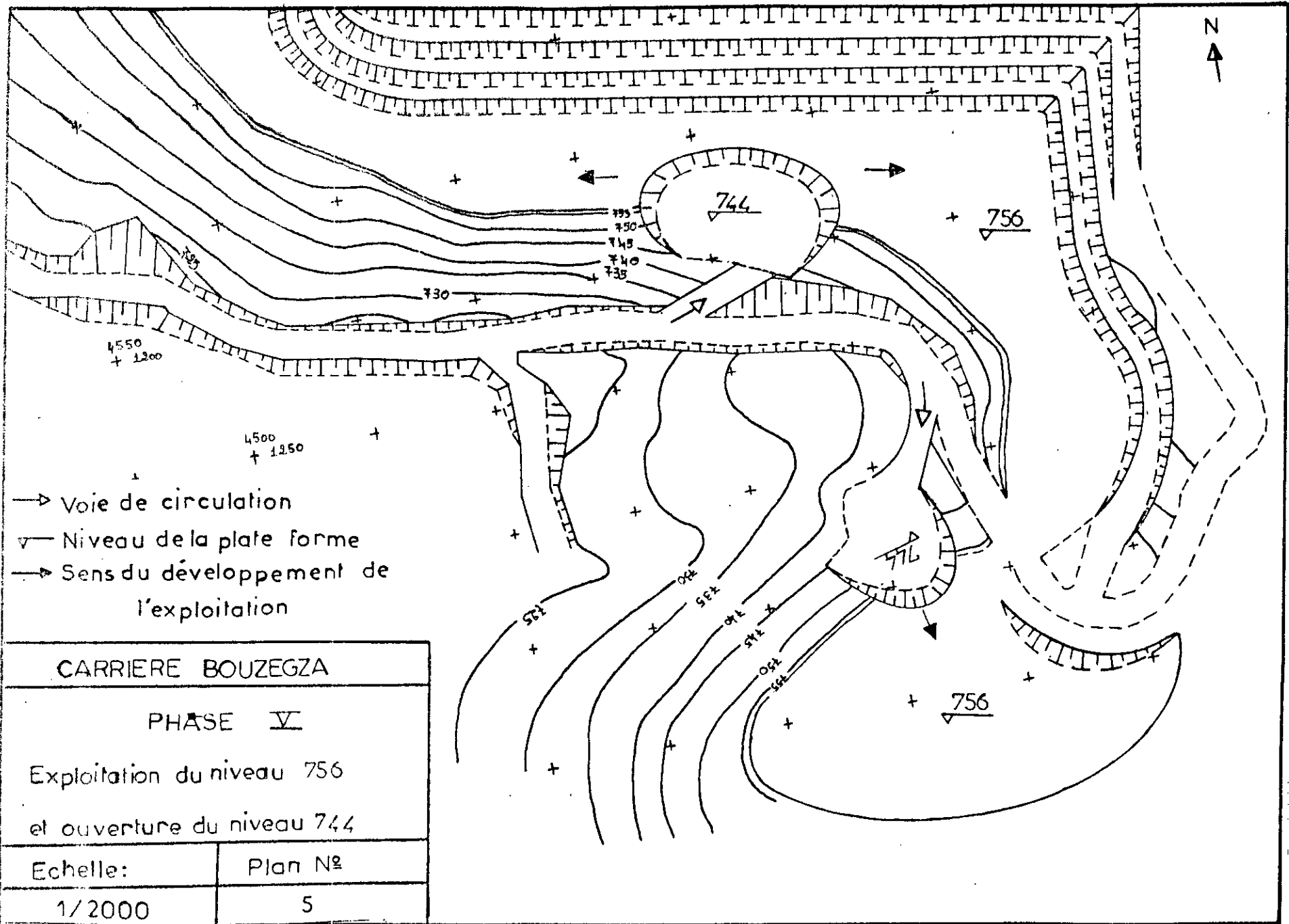




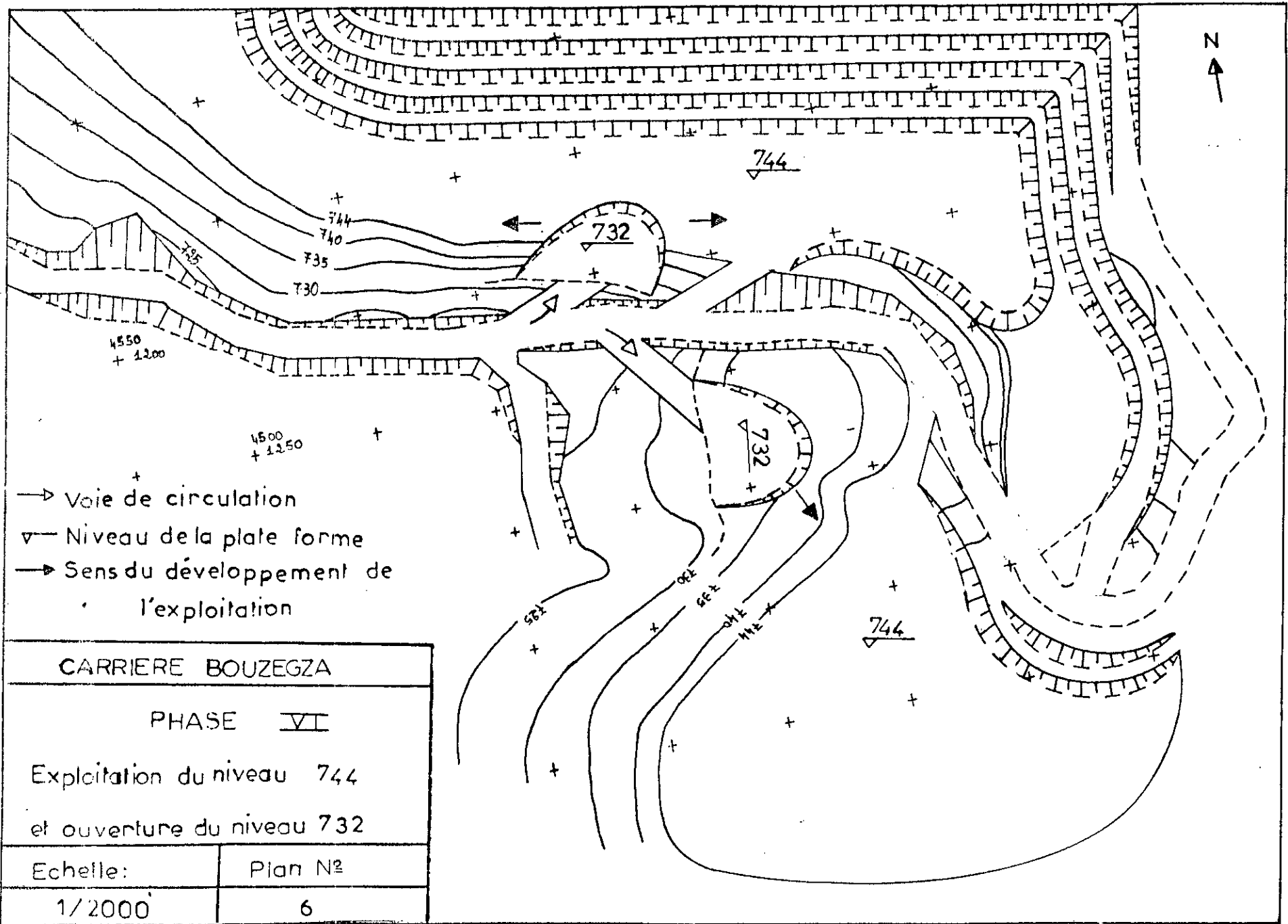
- Voie de circulation
- ▽ Niveau de la plate forme
- Sens du développement de l'exploitation

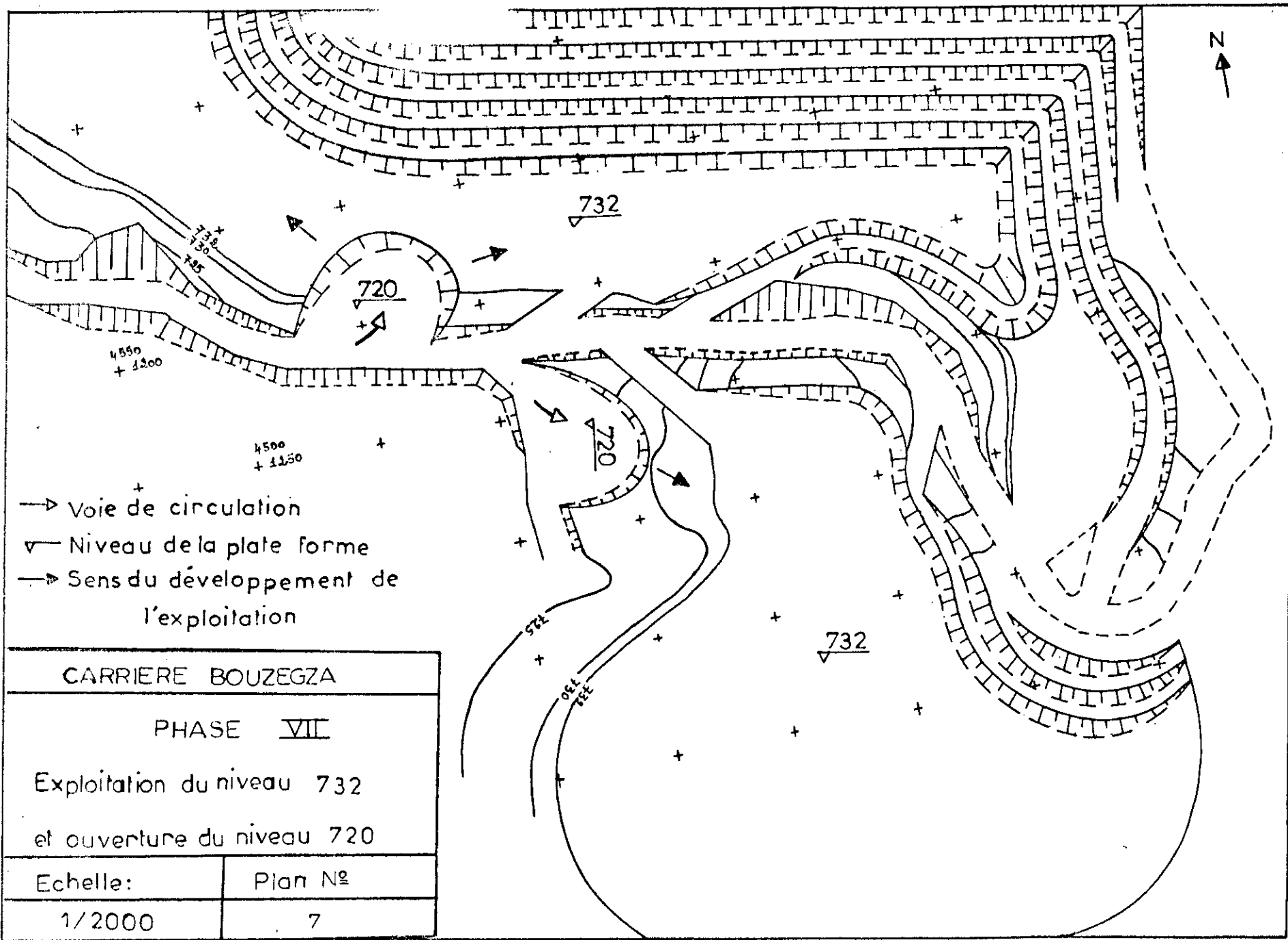
CARRIERE BOUZEGZA	
PHASE IV	
Exploitation du niveau 768 et ouverture du niveau 756	
Echelle:	Plan N°
1/2000	4

64



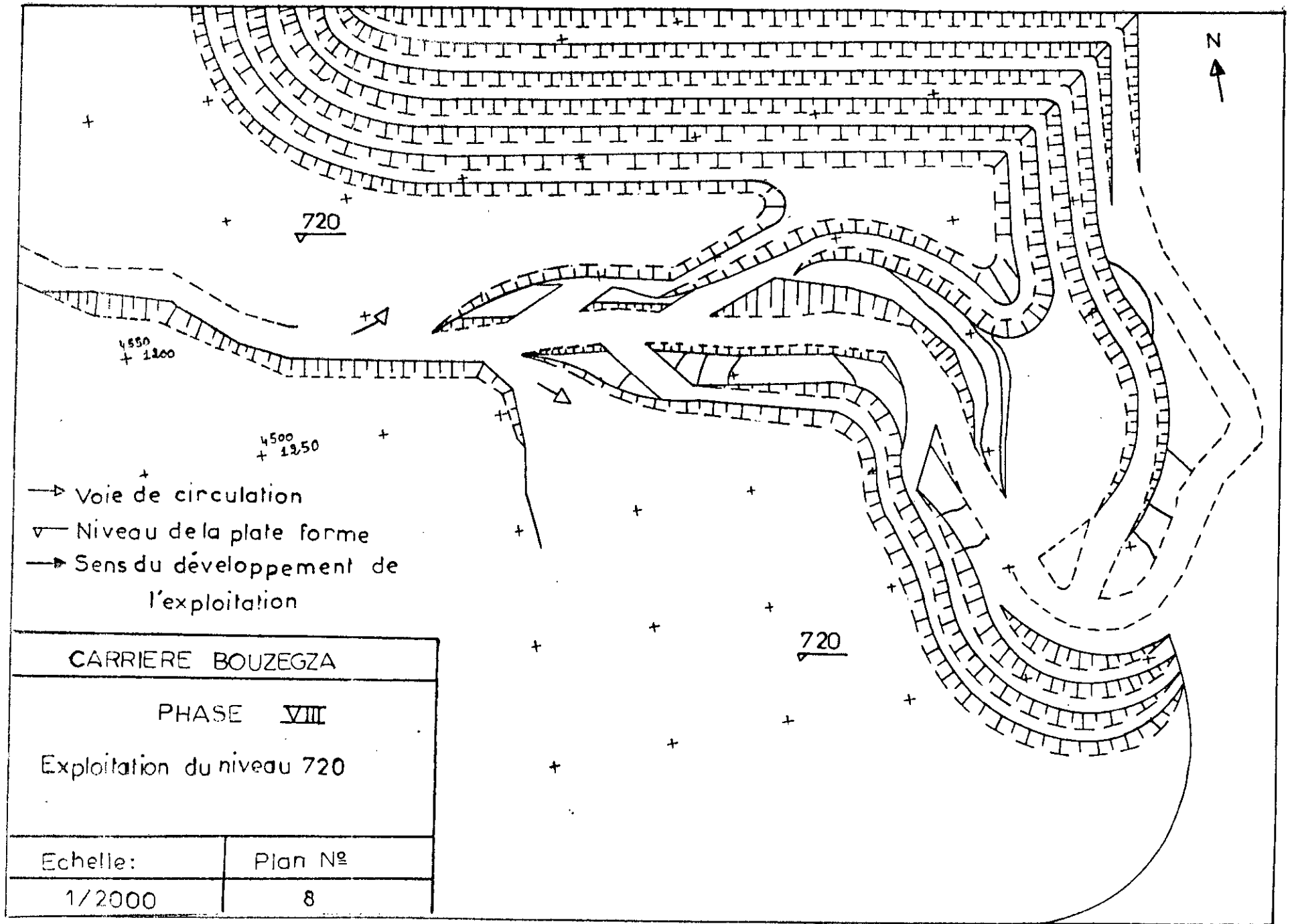
65





CARRIERE BOUZEGZA	
PHASE VII	
Exploitation du niveau 732 et ouverture du niveau 720	
Echelle:	Plan N°
1/2000	7

67



## 2-1 ELEMENTS DE LA CARRIERE

Les principaux éléments de la carrière sont:

- 1-Contour limite supérieur de la carrière:804,
- 2-Contour limite inférieur de la carrière:720,
- 3-Enlevure  $A=5.54$  m,
- 4-Niveaux de la carrière sont: 720, 732, 744, 756, 768, 780, 792et 804.
- 5-Profondeur de la carrière  $H_c=84$  m ,
- 6-Angle de talus du bord en exploitation  $\alpha=70^\circ$  ;
- 7-Angle de talus de liquidation  $\Gamma=65^\circ$

## 2.2- ELEMENTS DU GRADIN

Les principaux éléments du gradin sont:

- 1-Hauteur du gradin  $H=12$  m;
- 2-Angle d'inclinaison du gradin  $\alpha=70^\circ$  ;
- 3-Ecartement du gradin  $e=4.4$  m;
- 4-Angle d'inclinaison du gradin en liquidation  $\Gamma=65^\circ$  .

Les autres éléments du gradin sont:

- 5-Plate forme supérieure et inférieure;
- 6-Arête supérieure et inférieure;

## D-PROCESSUS D'EXPLOITATION

### 1-PROCESSUS DE PREPARATION DES ROCHES A L'EXTRACTION

#### 1.1-Introduction

Après la découverte, il faut fragmenter le massif rocheux, afin que le matériau soit repris aisément par les engins miniers et acheminé à l'usine d'élaboration. Ce processus technologique prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité du travail et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel-ouvert.

Selon les propriétés physico-mécaniques de la roche, le processus de préparation des roches à l'extraction se fait par la méthode de forage et de tir: qui consiste en la fragmentation des roches par la mise en oeuvre d'explosifs dans des trous verticaux peu inclinés.

## 1.2-Exigences technologiques aux travaux de forage et de tir

Les travaux de forage et de tir en carrière doivent assurer:

1-Le degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches;

2-L'état normal du pied du gradin;

3-La formation du tas avec forme et dimension nécessaires;

4-Le volume nécessaire pour le travail régulier ;

5-Une conduite des travaux miniers économique et en sécurité;

6-Une influence minimale des ondes sismiques sur les installations et l'environnement.

## 1.3-Dimension maximale des blocs abattus

En pratique, la dimension maximale des blocs du tas des roches abattues se détermine en fonction des paramètres des engins miniers à savoir:

1-La capacité du godet de l'excavateur (E):

$$d \leq 0.8 * (E^{**0.33}) \text{ , (m)}$$

soit  $d \leq 1.270$  m avec  $E = 4 \text{ m}^3$  ;

2-La dimension de l'ouverture du concasseur (B):

$$d \leq 0.8 * B$$

soit  $d \leq 0.640$  m avec  $B = 800\text{mm}$ ;

3-La capacité de la benne du camion (cb) ,

$$d \leq 0.5 * (Cb^{**0.33}) \text{ , (m)}$$

soit  $d \leq 1.142\text{m}$  avec  $Cb = 24 \text{ m}^3$ .

On considère comme blocs hors gabarits tous les fragments qui ne satisfont pas à ces conditions dans leur ensemble. Donc la dimension minimale que peuvent avoir ces blocs hors gabarits est de 0.640m.

Ces blocs sont soumis au débitage secondaire.

Il est donc nécessaire de définir correctement les paramètres du plan de tir.

#### 1.4-Méthode de calcul utilisée

Depuis que la technique du minage des roches permet d'abattre des volées plus volumineuses que par le passé, l'application de méthodes précises de calcul des charges s'avère de plus en plus indispensable.

Il y a diverses formules qui permettent de déterminer la quantité d'explosif nécessaire pour miner une roche. Mais nous nous limiterons à n'en utiliser qu'une, il s'agit de la méthode suédoise appliquée avec beaucoup de succès par la société NITRO-NOBEL reconnue mondialement.

L'objet principal de la plupart des différents tirs de roche, est de produire une cavité pour le chargement d'explosifs qui permet d'obtenir un bon résultat technique. Il est donc important de tenir compte de tous les renseignements disponibles pour avoir une détermination correcte de l'emplacement des trous et de la quantité d'explosifs nécessaire. Il faut aussi tenir compte du fait que les caractéristiques de la roche sont souvent difficiles à déterminer et peuvent varier d'un endroit à l'autre. Nous considérons donc les valeurs calculées comme valeurs de référence, valeurs qu'il sera probablement nécessaire à modifier pendant les travaux, pour avoir un bon résultat.

#### 1.5-Calcul des paramètres du plan de tir

Il s'agit de la détermination de la maille de tir, ainsi que des quantités d'explosifs et les consommations spécifiques à la tonne et au mètre cube du minerai.

##### 1.5.1-Diamètre du trou d

Le diamètre du trou  $d$  est sensiblement celui du taillant. La carrière dispose des taillants de diamètre  $d=76$  mm qui correspond au diamètre le plus fréquemment utilisé avec les engins à foration pneumatique.

Rappelons qu'en appliquant les formules de calcul, le diamètre détermine la banquette maximum et celle-ci la charge du pied.

$$d=76 \text{ mm}$$



### 1.5.2-Inclinaison du trou foré, I

La technique de tir avec inclinaison des trous est plus avantageuse que celle avec trous verticaux, ces avantages portent sur:

- 1- Une meilleure rupture du pied;
- 2- Un allongement du trou, donc des charges explosifs plus favorables au rendement;
- 3- moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur les bord du gradins;
- 4- plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

L'inclinaison du trou est égale à l'inclinaison du talus du gradin par rapport à la verticale, c'est à dire  $I=20$  degrés. Ce qui correspond a un rapport d'inclinaison  $k=3:1$ ;

$$I=20 \text{ degrés}$$

### 1.5.3-Banquette maximale, Vmax

On donne le nom de banquette maximale à la distance entre le trou et la surface libre du gradin, elle est donnée par la formule suivante:

$$V_{max} = (45 \cdot d / 100) \cdot (((0.4 / c) \cdot (p / 1.25) \cdot (1 / f)) \cdot 0.5)$$

d: diamètre du trou (mm);

p: degré de compression de la charge en Kg/dm<sup>3</sup>.

le chagement des cartouches à l'aide d'un bourroir donne souvent un degré de compression moins élevé que 1.25Kg/dm<sup>3</sup>. On prend  $p=1.15$  Kg/dm<sup>3</sup> .

c: constante de roche qui dépend de sa nature. Elle a pour valeur normale 0.4 Kg/dm<sup>3</sup>.

Les valeurs de c de quelques roches sont données dans le tableau.22.

Tab.22. QUELQUES VALEURS DE LA CONSTANTE DE ROCHE C EN FONCTION DE LA NATURE DE LA ROCHE:

ROCHE	C (Kg/m <sup>3</sup> )
Basalte	0.33
Calcaire moyen à dur	0.35-0.40
Diorite	0.45
Gneiss	0.30-0.40
Granite	0.35-0.45
Grès	0.40
Quartz	0.30-0.53

Pour notre cas  $c=0.40$  Kg/m<sup>3</sup>

f: contrainte de trou qui dépend de son inclinaison

(voir tableau .23. ), pour un rapport d'inclinaison  $k=3:1$  c'est à dire pour  $I=20$  degrés,  $f=1.00$  .

Tab.23. VALEUR DE LA CONTRAINTE DU TROU f ET DU FACTEUR D'INCLINAISON k EN FONCTION DE L'INCLINAISON DU TROU

INCLINAISON DU TROU	$\infty:1$	10:1	3:1	2:1	1:1
f	1.11	1.075	1.00	0.95	0.83
k	1.00	1.005	1.05	1.12	1.14

Donc pour  $d=76$  mm;  $c=0.4$  Kg/m<sup>3</sup>;  $p=1.15$  Kg/dm<sup>3</sup> et

$f=1.0$ , on a  $V_{max}=3.28$ m

#### 1.5.4-Sous forage, U

Afin d'éviter les rebords au niveau des pieds du gradin qui exigeront des forages ultérieurs d'achèvement qui seront très onéreux et coûteux; il est nécessaire que le forage se fasse jusqu'à une certaine profondeur en dessous du niveau du gradin favoriser nettement la sortie du pied .

La valeur de sous forage est donnée par la formule suivante:

$$U=0.3 \cdot V_{max} , (m).$$

Ce qui nous donne  $U=0.984$  m soit  $U=1.0$  m.

### 1.5.5-Profondeur du trou, Ht

La profondeur du trou est donnée par la formule suivante:

$$Ht=k(H+U) \quad , \quad (m)$$

U: Sous forage du trou , (m);

H: Hauteur du gradin , (m);

k: Facteur d'inclinaison qui dépend de l'inclinaison du trou (voir tableau.23.)

Le calcul nous donne pour U=1.0 m, H=12 m et k=1.05 ,Ht=13.65 m

### 1.5.6-Forage faussé ,F (déviation)

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

$$F=(3*d/100)+(3*Ht/100) \quad , \quad (m)$$

ce qui nous donne une valeur de F=0.64 m.

### 1.5.7-Banquette pratique, V1

Pour maîtriser les risques de déviation, on calcule la banquette pratique, en tenant compte de cette déviation, on a:

$$V1=Vmax-F \quad (m)$$

Le calcul nous donne une valeur de V1=2.94 (m)

### 1.5.8-Espacement des rangées, a

L'espacement des rangées est donné par la formule suivante:

$$a=k*V1 \quad (m)$$

V1:banquette pratique, V1=2.64 (m);

k:facteur d'inclinaison, k=1.05 ;

donc on a a=2.77 (m)

### 1.5.9-Espacement des trous, E1

Il est donné par la formule suivante:

$$E1=1.25*V1 \quad (m)$$

V1:banquette pratique, V1=2.64 (m)  
Le calcul nous donne E1=3.3 (m)

#### 1.5.10-Espacement des trous ajusté à la largeur de tir, Elcorr

La largeur de tir choisie est B=20 m. Cette largeur permettra de satisfaire les besoins de la production recherchée. On envisage la réalisation d'un tir au cinquième poste de travail; après quatre postes de travail de foration, de telle façon que le personnel du processus d'abattage accomplisse en même temps la fonction d'un foreur-mineur. Ceci permettra aussi de faire l'entretien de foration au cinquième poste. Le nombre d'espacement est:  $n_e=B/E1=6.06$ .

Le nombre entier d'espacement des trous:  $\bar{n}_e=6$ .

Le nombre de trous dans une rangée:  $n=\bar{n}_e+1=7$  trous.

L'espacement des trous ajusté à la largeur de tir:

$$Elcorr=B/\bar{n}_e \quad ; (m)$$

ce qui nous donne:  $Elcorr=3.33$  (m)

#### CALCUL DE CHARGE:

##### 1.5.11-Charge de fond, Ib

La concentration de charge en Kg/m au fond du trou est donnée par la formule suivante:

$$I_b=(d*d/1000)*(0.4/c)*(p/1.25)*(1/f) \quad , (Kg/m)$$

Pour  $d=76$  mm,  $c=0.4$  Kg/m<sup>3</sup>,  $f=1.0$  et  $p=1.15$  Kg/dm<sup>3</sup>  
on trouve  $I_b=5.31$  Kg/m.

##### 1.5.12-Hauteur de la charge du fond, hb

Pour obtenir un résultat parfait dans le fond, il est important d'avoir une hauteur de la charge de fond qui correspond à la formule suivante:

$$hb=1.3*V_{max} \quad (m)$$

$V_{max}$ :banquette maximale (m).  
on a donc  $hb=4.26$  (m).

### 1.5.13-Poids total de la charge de fond, Qb

Il est donné par la formule suivante :

$$Q_b = h_b \cdot I_b \quad (\text{Kg})$$

Le calcul nous donne  $Q_b = 22.64$  (Kg)

### 1.5.14-Hauteur de bourrage, ho

L'objectif du bourrage est de déterminer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Le bourrage pourra consister en un matériau à granulométrie fine (poudre de pierre, gravier, argile, etc...) bien tassé. La hauteur du bourrage (partie non chargée) est donnée par :

$$h_o = V_1 \quad (\text{m})$$

$$\text{soit } h_o = 2.64 \quad (\text{m})$$

### 1.5.15-Charge allongée, Ip

La charge allongée a pour but d'abattre la partie de la roche au dessus de la charge de fond. La concentration de la charge allongée doit être moins élevée que celle de la charge de fond. Cette dernière doit arracher également la roche du fond.

La charge allongée est donnée par la formule suivante:

$$I_p = 40-60\% \cdot I_b \quad (\text{Kg/m})$$

où  $I_b$  est la concentration de la charge de fond (kg/m)

On prend  $I_p = 50\% \cdot I_b$ , ce qui nous donne une valeur de  $I_p = 2.66$  (Kg/m)

### 1.5.16-Hauteur de la charge allongée, hp

Elle est donnée par la formule suivante:

$$h_p = h_t - h_b - h_o \quad (\text{m})$$

Le calcul nous donne  $h_p = 6.75$  m

### 1.5.17-Poids total de la charge allongée par trou, Qp

Le poids de la charge allongée est égal a:

$$Q_p = I_p \cdot h_p \quad (\text{Kg})$$

$$\text{soit } Q_p = 17.96 \quad \text{Kg}$$

### 1.5.18-Charge totale par trou, Q

La charge totale par trou est donnée par la formule suivante:

$$Q=Q_b+Q_p \text{ (Kg)}$$

ce qui nous donne une valeur de  $Q=40.60 \text{ Kg}$

### 1.5.19-Charge spécifique, q

C'est la quantité d'explosifs nécessaire pour l'abattage de 1 mètre cube de roche ou d'une tonne de roche. Elle est exprimée par la formule suivante:

$$q=(n*Q)/(a*B*H) \text{ (Kg/m}^3\text{)}$$

le calcul nous donne  $q=0.427 \text{ Kg/m}^3$  soit  $q=0.159 \text{ Kg/t}$ .

### 1.6-Rendement de tir

Le rendement de tir dépend en grande partie :

- de la réalisation de la foration,
- du choix de l'explosif utilisé,
- du mode d'amorçage.

Les paramètres du plan de tir calculés ci-dessus et présentés dans la fig.8. permettront d'avoir:

### \* Le Volume de roches abattues, V

Il est donné par la formule suivante :

$$V=[2*a*H*B]*N_{pf} \text{ (m}^3\text{)}$$

a:espacement des rangees (m)

H:hauteur du gradin (m)

B:largeur de tir (m)

$N_{pf}$ :nombre de poste de foration nécessaire pour obtenir les besoins en tout venant de 05 postes de travail,  $N_{pf}=04$  postes  
Pour  $a=2.77\text{m}$  ,  $B=20 \text{ m}$ ,  $H=12 \text{ m}$  et  $N_{pf}=04$  postes on trouve  
 $V=5318.4 \text{ m}^3$  soit  $V=14306.5 \text{ t}$ .

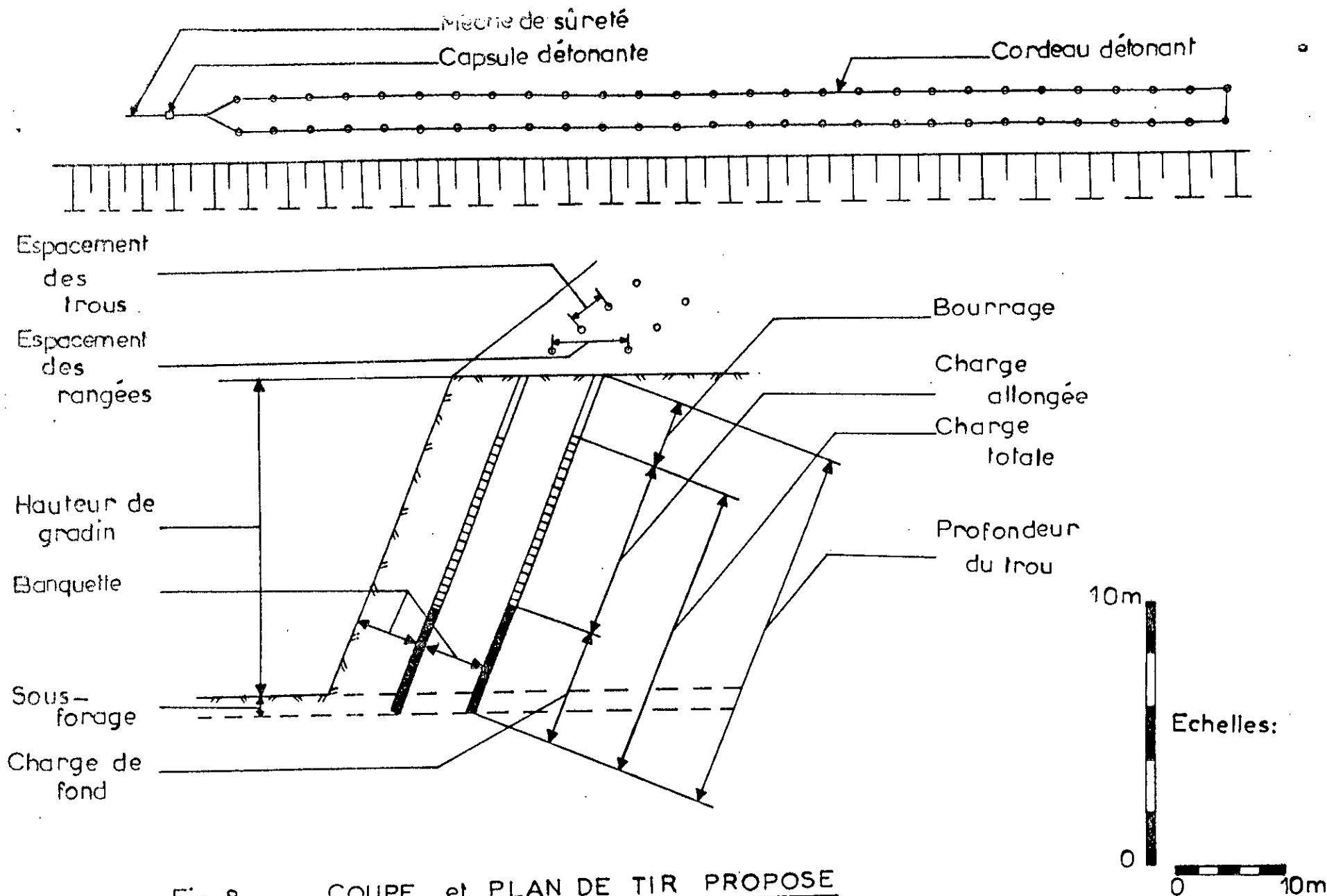


Fig.8. COUPE. et PLAN DE TIR PROPOSE

\* Le Volume de stock de réserve de tout venant par poste, V<sub>sp</sub>

C'est le volume obtenu de roche abattue moins le volume nécessaire de production par poste de travail. Il est donné par la formule suivante :

$$V_{sp} = (V/N_p) - V_p \quad (m^3)$$

V: volume de roche abattue satisfaisant à 05 postes de travail.

N<sub>p</sub>: nombre de poste de travail nécessaire pour l'utilisation du tout venant obtenu en 04 postes de foration N<sub>p</sub>=05 postes

V<sub>p</sub>: besoin de la carrière en tout venant par poste de travail

$$V_p = A_p(1+p\%) \quad (m^3)$$

A<sub>p</sub>: production par poste en produit finis A<sub>p</sub>=2400t.

soit A<sub>p</sub>=892.19 m<sup>3</sup> ;

P : pourcentage des pertes dues à l'exploitation , au transport et à la pollution P= 18% .

Le calcul nous donne V<sub>p</sub>=1052.8 m<sup>3</sup> , et V<sub>sp</sub>=10,9 m<sup>3</sup> .

### 1.6.1-FORATION

La mise en oeuvre de l'explosif, selon le plan de tir retenu, s'effectue après l'implantation et la réalisation de l'ensemble des trous constituant l'abattage type.

La technique de foration des trous de mine comporte:

- 1- Un mouvement de rotation ;
- 2- Un mouvement de descente, le plus souvent avec percussion ;
- 3- Un soufflage d'air comprimé pour la remontée des déchets de foration et le refroidissement de l'outil taillant.

Ces mouvements sont transmis à l'outil taillant par un train de tiges allongées.

Le matériel de foration doit être en rapport avec la production recherchée. On envisage selon le plan de tir calculé les paramètres de foration suivant:

#### 1.6.1.1-FORAGE SPECIFIQUE ,g

C'est la longueur de foration nécessaire pour l'abattage de un mètre cube de roche ou d'une tonne de roche. Il est déterminé par la formule suivante:

$$g = (n \cdot H_t) / (a \cdot B \cdot H) \quad , (\text{mètres forés}/m^3)$$

Le calcul aboutit à g=0.441 mètres forés/m<sup>3</sup> ;  
soit g=0.053 mètres forés/t.



### 1.6.1.2-NOMBRE DE TROUS FORES PAR POSTE PAR CHARIOT DE FORATION n1

Ce nombre est déterminé par  $n1=R/Ht$  ,

R: rendement reel d'un chariot de foration par poste de travail R=100 m ;

Ht: profondeur du trou Ht=13.65m.

on a donc  $n1=7$

### 1.6.1.3-Volume de roche obtenu par chariot de foration par poste, Vcp

Il est donné par la formule suivante:

$$Vcp=\bar{N}e*a*E1*H \text{ , (m3)}$$

où a, E1, H et  $\bar{N}e$  sont des paramètres déjà indiqués dans le chapitre III.

Ce qui nous donne  $Vcp=658.2 \text{ m3}$  soit  $Vcp =1770.4t$ .

### 1.6.1.4-NOMBRE DE CHARIOT DE FORATION NECESSAIRE POUR L'OBTENTION DU VOLUME RECHERCHE , Mc

Ce nombre est déterminé par la formule suivante :

$$Mc=V/(Nfp*Vcp)$$

V: volume de roches abattues (m3) ,

Vcp: volume de roches obtenu par chariot de foration , (m3),

Nfp: nombre de poste de foration par cycle de tir, Nfp=04 postes.

Le calcul nous donne  $Mc=2$  chariots de foration.

### 1.6.2-MATERIEL DE FORATION UTILISE

Pour atteindre la production recherchée, on envisage le materiel de foration suivant:

\*Atelier de foration qui comporte :

- 02 wagons drill : ROC 400A ;
- 02 compresseurs : XAS 350 ;
- Le consommable de l'atelier de foration (taillant, tiges)allonges, manchons).

Ce type d'engin utilise la foration pneumatique par roto-percussion avec marteau hors trou.

\* 04 marteaux perforateurs et 02 compresseurs XA85 ; utilisés pour l'abattage secondaire ou à d'autres fins.

#### 1.6.2.1-CARACTERISTIQUES TECHNIQUES DES ENGINES DE FORATION

##### \* Chariot de foration ROC 400A

C'est un engin d'atlas copco caractérisé par:

- Une grande robustesse ;
- Une mise en oeuvre simple ;
- Une maintenance aisée.

Ces caractéristiques techniques sont:

- Vitesse de translation maximale 2.5Km/h ;
- Puissance de traction maximale 40kN ;
- Pente gravie 30 degre ;
- Pression au sol 0.06N/mm<sup>2</sup> ;
- Poids de l'engin de perforation 4450 Kg ;
- Diamètre de tailant 64-115 mm.

L'engin de perforation est complété par un compresseur de type XAS 350

##### \* COMPRESSEUR XAS 350

- Débit d'air libre 350 l/s ;

##### \* COMPRESSEUR XA85

- Débit d'air libre 60 l/s .

#### 1.6.3-LE TIR

##### 1.6.3.1-L'explosif et accessoires

L'experience des tirs antérieurs qui ont été réalisé in-situ permet le choix du type d'explosif suivant:

\*MARMANIT 1: en cartouche comme explosif de la charge de fond ;

\*ANFOMIL : en vrac comme explosif de la charge allongée, l'explosif en vrac présente l'avantage de pouvoir occuper totalement le volume du trou de mine donc son efficacité est plus grande.

Pour réaliser le tir, on utilise aussi:

- \* Le cordeau détonant de type MILACORD 1 ;
- \* La mèche de sûreté ;
- \* La capsule détonante.

Les caractéristiques de ces différents éléments sont données dans les tableaux .24. et .25.

### 1.6.3.2- Consommation de l'explosif et accessoires par tir

La réalisation d'un tir nécessite une consommation d'explosif égale à :

$$C1 = N_{pf} * (2 * n * Q) , (Kg)$$

C1 : consommation d'explosif , (Kg) ;

N<sub>pf</sub> : nombre de postes de foration par cycle de tir N<sub>pf</sub>=04 postes;

2 : nombre de rangées;

Q : charge totale par trou , (Kg)

n : nombre de trou par rangée .

Pour N<sub>pf</sub> =04 postes , n=7, Q=40.60 Kg , on a C1=2274 Kg ; soit:

- 1268 Kg de MARMANIT (55.76% de Q)

- 1006 Kg D'ANFOMIL (44.24% de Q)

\* Une consommation du cordeau détonant C2:

$$C2 = N_{pf} * (2 * (n * H_{ta} + (n-1) * E_{lcorr} + a)) , (m)$$

où H<sub>ta</sub> =H<sub>t</sub>+1 , (m)

avec H<sub>t</sub>: profondeur du trou (m);

1: longueur ajoutée pour la liaison au circuit du plan de tir;

2: nombre de rangée;

E<sub>lcorr</sub>: espacement des trous ajusté à la largeur de tir ;

a: espacement des rangées.

Pour N<sub>pf</sub>=04 postes, H<sub>t</sub>= 13.65 m, E<sub>lcorr</sub> =3.33 m, a= 2.77 m, n=7 on a C2 égale 1002.4 m. une consommation de la mèche de sûreté C3 égale à 5 m, une consommation de capsule détonante C4 égale à 02 unites .

En tenant compte des travaux de tir secondaire, la consommation de l'explosif et d' accessoires peut augmenter à:

C1= 2320 Kg dont 1318 Kg de MARMANIT et 1006 Kg D'ANFOMIL,

C2= 1050 m,

C3= 7 m,

C4= 3 unites.

Tab.24. CARACTERISTIQUES DES EXPLOSIFS UTILISES

Gamme d'explosif	ANFOMIL	MARMANIT 1
CARACTERISTIQUES		
Nature	en poudre	en poudre
Densité normale, g/cm <sup>3</sup>	0.90	0.96
Résistance à l'eau	faible	moyenne
Vitesse de détonation, m/s	2500	4400
Transmission de détonation à l'air libre, mm	—	100
Relative weight strenght, %	75	88
Essai au bloc de plomb, cm 3	320	405
Energie d'explosion, Kcal/Kg	910	1192
Diamètre, mm	—	50 ou 60
Poids, Kg	25	1.250 ou 2.50

Tab.25. CARACTERISTIQUES DES CORDEAUX UTILISES

Gamme de produits	Mèche de sûreté	Cordeau détonant
caractéristiques		MILACORD 1
Nature	cordeau gaine en matière plastique	cordeau gaine en matière plastique
Durée de combustion, s/m	120 ± 10	au moins 6500
Résistance à la rupture	40Kg pendant 5 mn	40Kg pendant 24 heures
Résistance à l'eau	au moins 24 heures sous 50 cm d'eau	trés bonne
Stockage à chaud	+50°C/4h pas de changement du gainage plastique	+50°C/24h pas de changement d'aspect du gainage
Stokage à froid	-20°C/4h pas de changement d'aspect du gainage	-20°C/24h pas de changement d'aspect du gainage
Couleur	noire	rouge
Diamètre, mm	5,0 ± 0,2	5,2 ± 0,3

### 1.6.3.3-RESULTAT DE TIR

#### 1.6.3.3.1-Aspect du tas

Dans le cas d'utilisation d'une pelle rétro pour le chargement des roches abattues, il est préférable d'avoir un tas relativement élevé, car l'engin procède par éboulement en attaquant toujours vers le haut du tas.

La largeur X du tas est donnée par la formule indiquée dans le C.1.1.3 de ce présent chapitre.

Pour une consommation spécifique de l'explosif q égale à 0.427 Kg/m<sup>3</sup>, on a une largeur du tas X de 14.96 m.

#### 1.6.3.3.2- Taille moyenne des blocs

D'après KUZNETZOV, la taille moyenne des roches est déterminée par la formule suivante :

$$\bar{X} = K * \{ ((E * V_1 * H)^{(1/6)}) * (E_s^{(-0.633)}) \} , \quad (m)$$

K: Coefficient tenant compte de la fissuration de la roche,

- K=7, roche moyennement fissurée;
- K=10, roche dure très fissurée;
- K=12, roche dure faiblement fissurée;

E: espacement des trous (m);

V<sub>1</sub>: banquette (m);

H: hauteur du gradin (m);

E<sub>s</sub>: énergie spécifique de l'explosif utilisé. Dans notre cas nous avons pris la moyenne pondérale (Kj/t).

Pour V<sub>1</sub>=2.64 m; K=12; H=12 m; E=3.33 m et E<sub>s</sub>=708.14 Kj/t on a

$$\bar{X} = 0.410 \text{ m soit } \bar{X} = 410 \text{ mm.}$$

## 2-Processus de chargement et de transport

Les matériaux abattus au pied du front doivent être repris et transportés à la station de concassage primaire.

### 2.1-Processus de chargement

La taille des engins d'extraction et de chargement utilisés dans l'exploitation à ciel ouvert est très variable. Elle est liée à la quantité de matériau à extraire par poste, à la nature de ces matériaux et aux caractéristiques géométriques de l'exploitation (hauteur du gradin, pente de travail) etc...

Dans la carrière, le choix du type d'engins a été guidé essentiellement par ces considérations, on utilise:

\*Une pelle hydraulique sur chenilles de type:LIEBHERR R974 pour le chargement des produits finis au niveau du front de taille.

\*Deux chargeuses sur pneus, l'une de type:KOMATSU W120-3 et l'autre de type:CATERPILLAR 988B pour le chargement des produits finis au niveau de la station d'élaboration des matériaux.

### 2.1.1-Pelle hydraulique LIEBHERR R974

#### 2.1.1.1-Fonctionnement

Le chargement du godet s'effectue en tirant celui-ci vers le châssis porteur (pelle rétro). Ensuite la pelle charge les dumpers qui se déplacent au pied du front de taille.

#### 2.1.1.2-Caractéristiques de la pelle

-Godet rétro	4.00 m3
-Largeur de la pelle	3630 mm
-Hauteur de la pelle de base	3510 mm
-Longueur de la pelle	10500 mm
-Flèche	6800 mm
-Puissance	261 HP

#### 2.1.1.3-Avantages et inconvénients de la pelle hydraulique

La pelle hydraulique présente les avantages et les inconvénients suivants:

##### \*Avantages:

- 1-Temps de cycle court;
- 2-Force de pénétration élevée;
- 3-Bonne stabilité;
- 4-Attaque précise du tas;
- 5-Grande sélectivité;
- 6-Rendement supérieur;
- 7-Déchargement en douceur;
- 8-Bon placement;
- 9-Peut travailler dans des espaces restreints;
- 10-Excellente visibilité du conducteur.

##### \*Inconvénients:

- 1-Peu mobile;
- 2-Peut difficilement nettoyer l'aire de chargement;
- 3-Cher à l'achat;

#### 2.1.1.4-Temps de cycle de l'engin de chargement,S

Le cycle de l'engin de chargement comprend quatre phases:

- Chargement du godet,  $t_1=9$  s;
  - Rotation du godet chargé,  $t_2=6$  s;
  - Vidage du godet,  $t_3=4$  s;
  - Rotation du godet vide et positionnement pour charger le godet suivant,  $t_4=5$  s;
- soit un temps de cycle  $S=24$  s.

#### 2.1.2-Chargeuses:CATERPILLAR 988B et KOMATSU W120-3

##### 2.1.2.1-Fonctionnement:

Ce sont des chargeuses sur pneus qui se caractérisent chacune par sa très grande mobilité et souplesse d'emploi.

Le remplissage du godet se fait par avancement de la chargeuse sur ses pneus.

##### 2.1.2.2-Caractéristiques des chargeuses

###### \*Chargeuse KOMATSU W120-3

- Capacité du godet chargé 3.3 m<sup>3</sup>;
- hauteur de déchargement 2995 mm;
- portée lors du déchargement 1230 mm;
- rayon de braquage maximum 6920 mm;
- puissance nominale 200 HP à 2500 trs/mn.

###### \*Chargeuse CATERPILLAR 988B

- capacité du godet chargé 5.35 m<sup>3</sup>;
- hauteur de déchargement 3720 mm;
- profondeur maximale de cavage 70 mm;
- puissance nominale 375 HP.

#### 2.2-Processus de transport

Le but principal du transport dans la carrière est le déplacement de la masse minière de chantiers(front de taille) au point de réception .

Dans la carrière; on applique le transport par camion en utilisant les dumpers HD325 comme engins de transport.



### 2.2.1-Caractéristiques techniques du HD325

- Poids brut 59255 Kg;
- Charge utile maximale 32000 Kg;
- Capacité de la benne 24 m<sup>3</sup>;
- Rayon de braquage minimum 7200 mm;
- Vitesse de déplacement
  - Marche avant: max 68 Km/h
  - Marche arrière: max 11 Km/h
- Puissance au volant moteur 399 CV.

### 2.2.2-Nombre de camion nécessaire pour la carrière

L'engin de chargement et les camions travaillent ensemble et doivent être calculer l'un en fonction de l'autre. Pour cela le professeur P.FLACHSENBERG détermine le nombre de camions nécessaire pour le fonctionnement régulier de la carrière de la façon suivante:

Soit Q la quantité à transporter pendant une heure:

$$Q=W*N*T/t_n \text{ (t)}$$

N:nombre de camions nécessaire pour la carrière;

W:capacité du camion (t);

T:durée d'une heure (mn);

t<sub>n</sub>:temps d'un cycle total du camion donné par:

$$t_n = t_w + t_{la} + t_{ra} + t_{br} \text{ (mn);}$$

t<sub>w</sub>:temps de déplacement d'un camion (aller/retour)

$$t_w = 2 * a / v \text{ (mn);}$$

a:distance parcourue (Km);

v:vitesse moyenne de déplacement du camion (Km/h);

t<sub>br</sub>:temps d'attente au niveau de la station de concassage (mn);

t<sub>ra</sub>:temps de changement de camion au niveau de l'engin de chargement

t<sub>la</sub>:temps de chargement d'un camion donnée par la formule suivante:

$$t_{la} = (Q*S)/(T*L_f) \text{ (mn);}$$

S:temps d'un cycle de chargement par un godet (mn);

L<sub>f</sub>:capacité du godet de l'engin de chargement (t):

$$L_f = L_v * F * \delta / \epsilon \text{ (t);}$$

Lv: capacité du godet de chargement (m<sup>3</sup>);  
F: facteur d'efficacité de chargement (%);  
δ: poids volumique de la roche (t/m<sup>3</sup>);  
E: coefficient de foisonnement de la roche.

Donc le nombre de camion N est égale:

$$N = \{Q * [(2 * a / v) + (W * S / Lf) + tra + tbr]\} / (W * T)$$

Pour W=32 t; F=80%; δ=2.69 t/m<sup>3</sup>; E=1.65; T=60 mn; Q=342 t;  
Lv=4m<sup>3</sup>

Remarque: la quantité Q prise est la quantité produite plus les pertes dues à la dilution et au transport.

À partir d'un chronométrage de dix cycles de transport d'un camion in situ, on a les valeurs moyennes suivantes:

-tw = 284 s soit tw=4.73 mn avec v=20 km/h et a=0.789 km;  
-tla= 147 s soit tla=2.45 mn et S=0.4 mn et Lf=5.22 t  
-tra= 23 s soit tra=0.38 mn;  
-tbr= 215 s soit tbr=3.58 mn;

Ce qui nous donne N=02 camions.

### 3-Processus d'élaboration des matériaux

L'installation d'élaboration des matériaux dans la carrière est constituée de deux postes :

#### \*Poste primaire:

Les dumpers approvisionnent le poste primaire de concassage en déversant les matériaux dans une trémie métallique. Un alimentateur élimine les matériaux stériles (préélimination) et régularise le débit vers le concasseur à mâchoire.

La production réduite en 0/300 est acheminée par un convoyeur à bande vers un crible primaire de 9 m<sup>2</sup>; opérant une séparation 0/30 "stériles" et 30/300 au préstock avec reprise en tunnel.

Le préstock constitue la réserve de matière première de l'usine d'élaboration. Sa fonction principale est d'être un stock de réserve destiné à pallier les arrêts de l'installation se trouvant en amont. Il permet aussi de passer d'un rythme de fonctionnement discontinu à un rythme de fonctionnement continu.

\*Poste secondaire:

Le poste secondaire comprend deux broyeurs (primaire et secondaire) qui assurent une réduction progressive des matériaux de 30/300 aux classes granulométriques finales des produits: 0/3; 3/8; 8/15; 15/25; 25/40 et 0/40.

Enfin le stockage au sol de ces différents produits .

Le Flow-sheet de cette installation est indiqué à la Fig.9.

ALIMENTATION

0 / 800

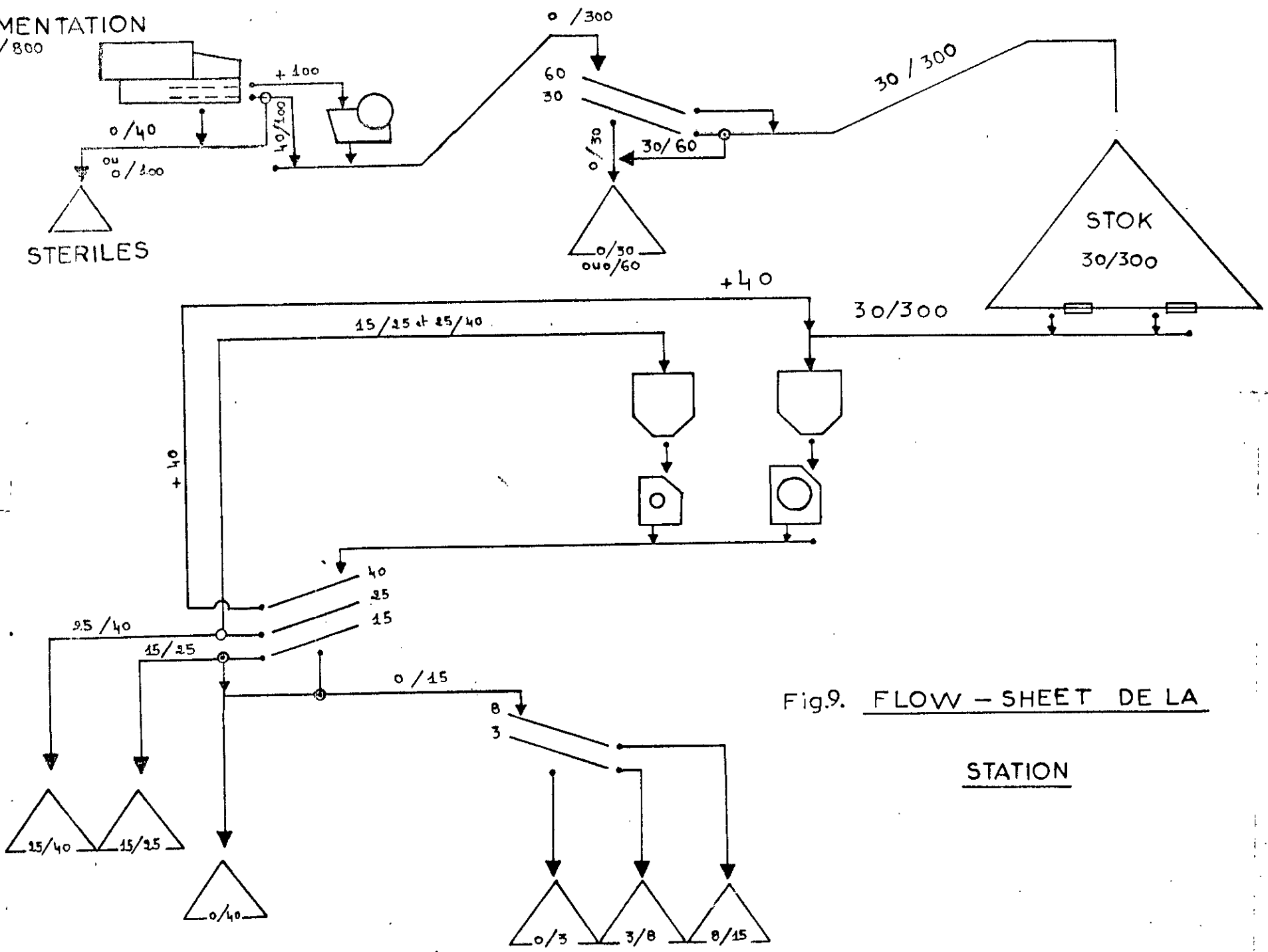


Fig.9. FLOW - SHEET DE LA

STATION

## CHAPITRE IV

### CALCUL DU PRIX DE REVIENT

#### PREVISIONNEL

## 1-INTRODUCTION

Le prix de revient de la production d'une carrière dépend de la méthode d'exploitation, des dimensions du gisement, des conditions de sa disposition, des modes d'ouverture et d'extraction et du volume de production de l'entreprise.

Le prix de revient de la production est le facteur décisif pour l'estimation économique des gisements .

Le prix de revient de production se détermine selon les éléments suivants:

- 1-Salaire et charge connexe;
- 2-Amortissement de l'investissement;
- 3-Frais d'entretien et de fourniture.

Dans ce chapitre économie, on veut calculer le prix de revient prévisionnel d'une tonne de granulat en fonction du rendement de l'entreprise.

Notre travail est basé sur une étude déjà faite en France par MICHEL LEBLANC ([5]). Nous avons considéré les mêmes frais d'entretien en supposant que toutes les pièces d'usure et détachées sont importées.

Pour l'amortissement du matériel, on a pris les valeurs indiquées dans le chapitre "costs of machinery and facilities" ([12]).

## 2-DONNEES DE BASE

- La productivité annuelle : 884 000t (pour un rendement R=100% de la station d'élaboration);
- La productivité mensuelle : 52 000t/mois (pour un seul poste par journée de travail);
- La consommation qui comporte:

\* Pour une volée nécessaire à la production de 5318.4 m<sup>3</sup> (14306.5t) en tout venant soit 4361.1 m<sup>3</sup> (11731.3t) en produit finis on a les consommations suivantes :

- 1050m du cordeau détonant à un prix de 7.50 DA/m ;
- 7 m de la mèche de sûreté à un prix de 5.50 DA/m ;
- 03 capsules détonantes à un prix de 12 DA/unite ;
- 1318 Kg de MARMANIT à un prix de 38 DA/Kg ;
- 1006 Kg de L'ANFONIL à un prix de 12 DA/Kg .

\* Une consommation mensuelle en :

- Lubrifiant 830 l/mois à un prix de 29.20 DA/l ;
- Carburant (gazoil) 60100 l/mois à un prix de 2.05 DA/l .

-Les frais de personnel comprennent les salaires et les charges salariales.

-Les impôts et taxes comprennent :

- \* Les droits d'extraction = 8DA/m<sup>3</sup> extrait.
- \* Les organismes sociaux = 24% calculés sur la base SS.
- \* La VF = 6% calculée sur la base ITS (versements forfaitaire)
- \* La TAIC = 2.55% du chiffre d'affaire (soit 2.55% du prix de vente unitaire = 185 DA/m<sup>3</sup>).

- La surface totale de la carrière est égale à 50 hectares ; avec une location des terrains de 1DA/an/m<sup>2</sup>.

- Taux de change 1FF = 4DA.

- Densité sur place 2.69 t/m<sup>3</sup> ;

- Densité apparente 1.63 t/m<sup>3</sup> .

Les tableaux suivants donnent l'ensemble des éléments nécessaire pour le calcul du prix de revient prévisionnel.

Tab. 26.

PERSONNEL NECESSAIRE A LA CARRIERE

FONCTION		NOMBRE
Front de Taille	Chef du front de taille	01
	Mineur Foreur	02
	Aide Foreur	02
	Manoeuvre	01
Engin	Conducteur de pelle	01
	Conducteur Dumper	02
	Conducteur Bull	01
Station d'élaboration	Chef de station ( Electromecanicien)	01
	Opérateur Machiniste	01
	Concacerriste	01
	Manoeuvre ( surveillance des cribles)	03
	Conducteur de chargeur des produits finis	02
Entretien	Chef de Materiel	01
	Mécanicien	02
	Agent d'entretien	02
Gardienage	Chef de Sécurité	01
	Gardien poudrière	05
	Gardien base + Station	05
Gestion	Directeur	01
	Chef de Production	01
	Chef Personnel	01
	Comptable	01
Transport	Chauffeur TC	02
	Chauffeur poids lourd	01
TOTAL		41

Salaire brut total = 261815.79 DA/mois

Base SS = 226624.43 DA/mois

Base ITS = 215 293.21 DA/mois

La valeur retenue est : 5.0349 DA/t

Remarque: La base SS et la base ITS sont utilisées uniquement pour le calcul des impôts et taxes.



Tab.27. Matériel nécessaire à la carrière et période dépréciation

Matériel	Type Modèle	Nombre d'engin en			Frais d'acquisition KDA	Période de dépréciation an
		Service	Réserve	Total		
Wagon drill	Roc 400 A	02	01	03	836	6
Compre- sreur	XA 350	02	01	03	519	8
Compre- sreur	XA 85	02	-	02	220	6
Marteau perfora- teur		04	-	04	6,5	3
Bull	D155 A-2	01	-	01	2628	8
Chargeur	988 B	01	-	01	4167	8
Chargeur	W120-3	01	-	01	751	8
Pelle	HD 974	01	-	01	6563	10
Pelle	HD 962	-	01	01	3396	10
Dumper	HD 325	02	-	02	3071	8
Camion	2628 K	02	-	02	1775	8
CamionTP	609 D	01	-	01	452	5
Camion citerne	Sonac- om 10m	01	-	01	799	8
Voiture VTT	300 GD	01	-	01	512	5
Voiture bachée	MAZDA	01	-	01	84	5

Suite Tab.27.

Groupe électrogène	EG480B 2L400 KVA	-	01	01	881	6
Groupe électrogène	EG750B 1L 640 KVA	02	-	02	3000	8
Groupe d'éclairage	ASK 3150 4R 15 KVA	01	-	01	12.5	5
Groupe d'éclairage	PL 12/9H 12KVA	01	-	01	225	5
Ambulance	230 GE	01	-	01	438	5
Station d'élaboration		01	-	01	37015.2	12

L'amortissement annuel de ce matériel = 8271283.5 DA/an  
 La valeur retenue = 9.3567 DA/t

Tab .28. FRAIS DIVERS

Désignation	Dépense , DA	Période de Dépréciation an
Etudes préalables (prospection, étude de l'installation)	1800000	20
Location des terrains	500000	01
Travaux préliminaires (terrass-ement , route d'accès, ouverture du front )	5000000	02
Equipements annexes (base de vie ,bureaux et accessoires)	350000	05
Atelier d'entretien , magasin pour le stockage des pièces détachées et d'usure, poudrière citerne, à carburant et à eau	1000000	05

L'amortissement annuel des frais divers = 1110000 DA/an  
 La valeur retenue = 1.2557 DA/t

Tab .29. FRAIS DE FOURNITURE

Consommable	Consommation unitaire unité/t	Prix unitaire DA/unité	Coût d'une tonne de granulats DA/t
Lubrifiant	0.0160 l/t	29.20 DA/l	0.4672
Carburant	1.1558 l/t	02.05 DA/l	2.3693
Marmanit	0.1123 kg/t	38.00 DA/kg	4.2674
Anfomil	0.0858 kg/t	12.00 DA/kg	1.0296
Cordeau detonnant	0.0895 m/t	07.50 DA/m	0.6713
Mèche de sûreté	0.0006 m/t	05.50 DA/m	0.0033
Capsule détonante	0.0003 U/t	12.00 DA/U	0.0031

La valeur retenue des frais de fourniture = 8.8112 DA/t

Tab .30. FRAIS D'ENTRETIEN

Designation	Coût moyen d'une tonne de granulat	
	FF/t	DA/t
Pièces d'usure	1.30	5.20
Pièces de rechange pour le matériel fixe	1.60	6.40
Pièces de rechange pour engins, de chargement	0.80	3.20
Entretien pour le matériel de roulage, et transport	0.60	2.0
Les pneus	0.40	1.60
Les courroies, les bandes transporteuses, les garnitures en caoutchouc	0.30	1.20
Entretien du matériel électrique	0.20	0.80
Divers entretien ( voie de circulation..)	0.35	1.40

La valeur retenue des frais d'entretien = 22.2 DA/t

Tab . 31 . IMPÔTS ET TAXES

Désignation	Coût d'une tonne de granulat DA/t
Droit d'extraction	3.6268
Organismes sociaux	1.0460
Versement forfaitaire VF	0.2484
TAIC	2.8942

La valeur retenue des impôts et taxes = 7.8154 DA/t

Dans les calculs faits précédemment on suppose que la station d'élaboration du granulat fonctionne avec un rendement R de 100% (en réalité ce n'est pas le cas).

Dans le tableau .32. on va calculer le prix de revient prévisionnel correspondant à un rendement de la station d'élaboration respectivement égale à R = 100%, R = 75% et R = 50% en tenant compte des points suivants:

- Nous supposons que la consommation du lubrifiant et du carburant est constante ( en réalité elle ne l'est pas ).
- Seul les frais d'amortissement du personnel et les frais divers peuvent varier avec le rendement de la station .
- pour calculer le coût il suffit de diviser le coût correspondant à un rendement de 100% par R = 75% et R = 50% .
- Pour les impôts et les taxes seul la VF et les organismes sociaux varient avec le rendement de la station d'élaboration .

Tab . 32 . RECAPITULATIF DES CHARGES D'EXPLOITATION

Elément du prix de revient	Prix de revient d'une tonne de granulat correspondant au rendement de la station DA/t		
	R = 100 %	R = 75 %	R = 50 %
Frais du personnel	5.0349	6.7132	10.0698
Frais du matériel	9.3567	12.4756	18.7134
Frais de fourniture	8.8112	8.8112	8.8112
Frais d'entretien	22.2000	22.2000	22.2000
Frais divers	1.2557	1.6743	2.5114
Impôts et taxes	7.8154	8.2469	9.1098
Autres dépenses	10.0000	10.0000	10.0000
Total	64.4739	70.1212	81.4156
Prix de revient d'un mètre cube de granulat correspondant au rendement de station DA/m <sup>3</sup>	105.0925	114.2976	132.7074

Le tableau .32. donne les prix de revient prévisionnels du granulat élaboré. Ces prix peuvent être considérés comme des prix de vente minimums indispensables pour que l'entreprise fonctionne correctement.

Conclusion  
et  
recommandations



## Conclusion et recommandations

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

Pour la réalisation de cette étude nous avons divisé notre travail en quatre étapes :

Dans un premier temps, nous avons commencé par l'étude géologique détaillée du gisement. Nous avons ensuite entamé l'étude des propriétés de la roche et du massif qui joue un rôle très important dans l'exploitation des carrières et qui permet de choisir les méthodes des travaux miniers les plus rationnels .

Dans la troisième étape nous avons procédé à l'exploitation du gisement en passant par toutes les étapes d'exploitation d'une mine à ciel ouvert. Nous avons proposé les différentes phases de l'évolution de l'exploitation de la carrière.

Enfin l'étude se termine par une partie économie qui procède au calcul du prix de revient prévisionnel d'une tonne de granulats en fonction du rendement de la station d'élaboration de celui-ci.

D'après tout les résultats obtenus, on peut conclure que la carrière étudiée présente des indices techniques et économiques qui permettent une exploitation rationnelle et économique de la carrière .

Enfin , nous espérons que ce travail servira de base pour les travaux de recherches futures et qu'il peut être approfondi en l'enrichissant par une étude hydrogéologique et de sécurité plus détaillée.

ANNEXE

Tab .33. RESULTATS DES ESSAIS SUR LES PROPRIETES PHYSIQUES

Numéro d'échantillon	Masse sec (g)	Masse humide (g)	Masse immergée (g)	Poids volumique apparent Sap(g/cm <sup>3</sup> )	Poids volumique spécifique Sab(g/cm <sup>3</sup> )
KD.90.20 T	673.5	674.7	423.7	2.6833	2.6958
	740.5	742.2	465.8	2.6791	2.6958
KD.90.23 T	602.9	603.6	380.0	2.6963	2.7073
	595.1	595.5	375.5	2.7050	2.7073
KD.90.24 T	718.3	719.0	452.5	2.6953	2.7056
	430.7	431.6	271.7	2.6936	2.7056
KD.90.25 T	545.1	546.3	343.6	2.6892	2.7065
	568.4	570.0	358.5	2.6875	2.7065
KD.90.27	574.1	575.6	361.7	2.6839	2.7035
	464.0	465.0	292.4	2.6883	2.7035
KD.90.28	595.4	596.3	374.9	2.6893	2.7025
	550.7	551.3	347.1	2.6969	2.7025
EP.91.018	901.0	902.0	567.2	2.6912	2.6992
	854.5	856.5	537.6	2.6795	2.6964
	782.2	783.0	493.0	2.6972	2.7047
EP.91.18A	336.2	336.7	211.5	2.6853	2.6961
	448.7	449.2	282.4	2.6900	2.6981
	286.2	286.5	180.0	2.6873	2.6949

Tab .34. RESULTATS DES ESSAIS SUR LES PROPRIETES PHYSIQUES

Numéro d'échantillon	Porosité total nt(%)	Porosité fermee nf(%)	Porosité ouverte no(%)
KD.90.20 T	0.4781 0.6195	0.0144 0.0044	0.4637 0.6151
KD.90.23 T	0.4063 0.1818	0.0932 0.0968	0.3131 0.0850
KD.90.24 T	0.3807 0.5629	0.1180 0.1194	0.2627 0.4435
KD.90.25 T	0.6392 0.7565	0.0472 0.0545	0.5920 0.7020
KD.90.27	0.7250 0.5794	0.0237 0.0172	0.7013 0.5622
KD.90.28	0.4884 0.2938	0.0819 0.0866	0.4065 0.2072
EP.91.018	0.2989 0.6272 0.2773	0.0025 0.0004 0.0014	0.2964 0.6268 0.2759
EP.91.A18	0.4006 0.3002 0.2820	0.0012 0.0004 0.0003	0.3994 0.2998 0.2817

Tab .35. RESULTATS DES ESSAIS SUR LES PROPRIETES PHYSIQUES

Numéro d'échantillon	Teneur en eau w (%)	Degré de saturation Sr
KD.90.20 T	0.1782	0.3727
	0.2296	0.3733
KD.90.23 T	0.1161	0.3708
	0.0672	0.3696
KD.90.24 T	0.0975	0.3711
	0.2090	0.3713
KD.90.25 T	0.2201	0.3718
	0.2815	0.3721
KD.90.27	0.2613	0.3726
	0.2155	0.3719
KD.90.28	0.1512	0.3720
	0.1090	0.3710
EP.91.018	0.1110	0.3745
	0.2341	0.3735
	0.1023	0.3708
EP.91.18A	0.1487	0.3723
	0.1114	0.3716
	0.1048	0.3720

Tab .36. RESULTATS DES ESSAIS SUR LES PROPRIETES INTRINSEQUES

Numéro d'échantillon	Coeff de broyabilité (%)	Coeff-los Angeles (%)	Coeff Deval (%)	Coeff micro Deval (%)	P.A.V (%)
KD.90.20 T	13.30	24.00	11.80	06.80	09.00
KD.90.23 T	13.00	22.50	12.00	06.70	11.20
KD.90.24 T	14.00	23.30	12.60	06.30	09.30
KD.90.25 T	14.00	24.00	12.20	06.60	12.10
EP.91.18A	15.02	25.33	11.16	07.17	—
EP.91.18B	17.34	23.60	11.48	06.87	—

Tab .37. RESULTATS DE L'ANALYSE GRANULOMETRIQUE

Numéro d'échantillon	KD.90.20 T	KD.90.23 T	KD.90.24 T	KD.90.25 T
% des tamisats				
Classe 0 - 3.15	93.29	93.09	93.58	92.54
Classe 3.15 - 8	83.09	82.60	83.75	82.18
Classe 8 - 16	65.18	64.08	65.48	61.78
Classe 16 - 25	24.65	27.71	28.61	22.75
Classe 25 - 40	0	0	0	0
Coeff de HAZEN	4.86	4.69	4.73	4.58

TAB .38. RESULTATS DE L'ESSAI A LA COMPRESSION

Numéro d'échantillon	Niveau z (m)	Diamètre (mm)	Hauteur (mm)	Force maximale (Kg)	Résistance à la compression (Kg/cm <sup>2</sup> )
01	765	44	90	20489	1347.49
018	765	44	91.5	20897	1374.32
02	774	44	91	29562	1944.19
03	785	44	91	9174	603.34
04	794	44	90	25484	1675.99
048	794	44	92	15291	1005.64
05	803	44	93.5	23955	1575.44
06	808	43.5	92	24465	1608.98

Tab .39. RESULTATS DE L'ESSAI A LA TRACTION

Numéro d'échantillon	Niveau z (m)	Diamètre (mm)	Hauteur (mm)	Force maximale (Kg)	Résistance à la traction (Kg/cm <sup>2</sup> )
01	765	44	43.5	1250	41.58
04	794	45	46	880	27.06
05	803	44.5	44	11305	36.76
05B	803	44.5	44	950	30.89
06	808	45	46.5	1075	32.71
06B	808	45	46	1295	39.83
07	803	45	46	1160	35.68
07B	803	45	46.5	1255	38.18



## BIBLIOGRAPHIE

- [1] D - ACHAB , ouverture du gisement de gypse de MOHAMMADIA , mémoire d'ingéniorat, ENP , juin 90.
- [2] M - AGUID BACHAR , cours d'exploitation des mines à ciel ouvert , ENP , 1990 / 1991
- [3] A - AIT YAHIATENE , cours d'économie minière , ENP , 1991 / 1992.
- [4] M - ARACHICHE et F - BOUCHTOUT , ressources en granulats de roches massives de l'Atlas Algérois ; zone comprise entre Meftah et Keddara , mémoire en geologie de l'ingénieur USTHB , 1990.
- [5] J - ARQUIE et C - TOURNEQUE , Granulats , presse de l'ENPC , 1990.
- [6] M - BENCHOUK , modèle mathématique du plan de tir dans le gisement de SI - MUSTAPHA , mémoire d'ingéniorat, ENP , juin 1990.
- [7] K - BENYOUNES , étude géotechnique et analyse de la stabilité des talus dans la carrière de calcaire de MEFTAH , Thèse Magister en génie minier , ENP , juin 1991.
- [8] B - BENZERHOUDA , Etude de l'exploitation de la carrière de KEF - BELLAL , barrage Oued Cherf , COSIDER , 15-10-89.
- [9] B - BOKY , Exploitation des mines , MIR , 1968.
- [10] B - BOURGINE , Modélisation de la politique d'exploitation et dimensionnement des équipements miniers dans le cadre de la simulation d'exploitations minières à ciel - ouvert , These Docteur ingénieur en sciences et techniques minières , ENS , des mines de Paris , NOV 1986.
- [11] A - CAILLEUX , Les roches , collection "Que sais - je " No 519 , Presses Universitaires de la France , 1968.
- [12] H - K - CHURCH , Excavation handbook , Mc GRAW - HILL 1981.
- [13] J - COSTET et G - SANGLERAT , Cours pratique de mécanique des sols tomes 1 , 2 , DUNOD , 1976.
- [14] A - HACIANE , Projet agrégats KEDDARA , rapport géologique final , U . R . E . G , 1989.

- [15] A - HACIANE , rapport d'option , projet agrégats BOUZEGZA , U . R . E . G , OCTOBRE 1990.
- [16] A - HACIANE , rapport d'option , projet carrière BOUZEGZA , U . R . E . G , JUIN 1991.
- [17] H - HERAUD et R - PUNTOUS , les différents paramètres de la qualité du tir , de l'étude au résultat , Séminaire sur l'abattage des roches à l'explosif , ENG - novembre 1989.
- [18] The Institution of Mining and Metallurgy , Opencast Mining , Quarrying and alluvial mining , IMM LONDON , 1965.
- [19] A - KOMAR , Matériaux et éléments de construction, MIR , 1989.
- [20] V - KOVALENKO et Co , Exploitation des carrières , OPU , 06-86.
- [21] K - LAHMER , Prévision de la blocométrie , Séminaire sur l'abattage des roches à l'explosif ENG , novembre 1989.
- [22] K - S - MANSEUR , Etude comparative entre une unité de granulats et une unité de pierres à bâtir , mémoire d'ingénieur ENP , JUIN 1991.
- [23] Dj -MARABET et V - STEPANOV , Principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert première partie , OPU , 07-89.
- [24] Mines et carrières , les techniques : TIRS , numéro spécial , 03-88 Volume 70.
- [25] Nitro Nobel AB , Les calculs de charge , Sprangtekniska Avdelningen , Publ No C 774.
- [26] K - OMRACI , Exploitation de la carrière de granulats d'EL-MADENE , Mémoire d'ingénieur, ENP , 1991.
- [27] OPPBTP , Travaux de fouilles en tranchées , OPPBTP , Mars 1983
- [28] G - TEMTCHENKO , Principe de l'élaboration des projets de mines , cours théoriques , OPU - 01/80.
- [29] R - TOUKAL , Détermination des propriétés physico- mécaniques et étude de la stabilité du talus dans les conditions de la carrière calcaire de KEDDARA , Mémoire d'ingénieur, ENP JUIN 1991.
- [30] A - WENDA , Cours de géotechnique , ENP 1989/1990.