

وزارة التربية الوطنية  
MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GENIE MINIER



# PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

PLAN DIRECTEUR D'EXPLOITATION  
DU GISEMENT D'AGREGATS  
DE MLILHA ( DJELFA )

6 PLANCHES

Proposé par :  
U.R.E.G

Etudié par :  
R.KARA

Dirigé par  
M.SALHI

PROMOTION  
JUILLET 1993

## REMERCIEMENTS

Je ne saurais présenter cette étude sans exprimer mes remerciements à tous ceux qui, de loin ou de près, ont contribué à la réalisation de ce travail.

Je remercie en particulier mon promoteur Monsieur M-SALHI, pour le suivi continu et attentionné durant toute la période du projet.

Je tiens à remercier tous les professeurs de L'ENP qui ont contribué à ma formation et en particulier :

- Le chef de département Monsieur AIT-YAHIA TEN,
- Monsieur M-AGUID BACHAR,
- Mademoiselle BOUMBAR,
- Madame CHABOU,
- Monsieur SAADA.

Je ne saurai oublier tout le personnel des départements Mine et Topographie de l' UREG , pour leur apport tant technique que moral.

Je remercie par la même occasion Monsieur HASBELAOUI pour ses conseils bénéfiques , ainsi que Monsieur BENTIR pour son aide précieuse.

## DEDICACE

A mes très chers parents

A mes frères et soeur

A tous ceux qui me sont chers

Redha KARA

## SOMMAIRE

<b>INTRODUCTION</b> .....	1
<b>GENERALITES</b> .....	4
<b><u>CHAPITRE I : GEOLOGIE DU GISEMENT</u></b>	
I - 1 ) Généralités régionales .....	6
I - 2 ) Généralités sur le gisement .....	11
<b><u>CHAPITRE II : CARACTERISTIQUES DE LA MATIERE</u></b>	
<b>PREMIERE</b>	
II - 1 ) Composition chimique de la roche .....	17
II - 2 ) Propriétés physico-mécaniques .....	17
II - 3 ) Propriétés intrinsèques .....	20
II - 4 ) Propriétés dimensionnelles.....	22
II - 5 ) Propriétés technologiques .....	22
II - 6 ) Exigences industrielles.....	24
II - 7 ) Conclusion .....	26
<b><u>CHAPITRE III : MODALITES D'EXPLOITATION</u></b>	
III - 1 ) Capacité et régime de fonctionnement de la carrière .....	27
III - 2 ) Détermination des limites et de la durée de vie de la carrière ...	29
III - 3 ) Système d'exploitation arrêté .....	31

## **CHAPITRE IV : EXPLOITATION DE LA CARRIERE**

IV - 1 ) Accès et ouverture du gisement .....	32
IV - 2 ) Ordre d'exploitation .....	37
IV - 3 ) Travaux de foration et d'abattage .....	42
IV - 4 ) Processus de chargement et de transport .....	60
IV - 5 ) Concassage primaire .....	65
IV - 6 ) Sécurité en carrière .....	66
IV - 7 ) Moyens de réalisation .....	68

## **CHAPITRE V : ASPECT ECONOMIQUE** 70

## **CONCLUSION** .....

 79

## **BIBLIOGRAPHIE** .....

 80

## **PARTIE GRAPHIQUE HORS TEXTE**

- Plan de calcul des réserves	Planche N° 1
- Coupes d'exploitation	Planche N° 2
- Accès et ouverture de la carrière	Planche N° 3
- Développement des phases d'exploitation du bloc C1- 1	Planche N° 4
- Accès et ouverture du bloc C 1-2	Planche N° 5
- Plan de liquidation de la carrière	Planche N° 6

## INTRODUCTION

Les granulats constituent un matériau couramment utilisé dans l'industrie des matériaux de construction. En effet, ce matériau trouve un large champ d'application dans le bâtiment et l'infrastructure routière et ferroviaire.

" - Les calcaires qui lui donnent naissance peuvent selon leurs caractéristiques chimiques être utilisés outre dans l'industrie cimentière, dans l'industrie chimique pour la fabrication :

- de carbonate de sodium ( verre, détergents );
  - de l'hypochlorite de chaux ;
  - de carbure de calcium ( acétylène );
  - de carbone précipité pur ( papier, caoutchouc, pharmacie )
- ( Tableau N° 1 )

**Tableau N°1: Critères chimiques exigés selon les utilisations pour les calcaires .**

Utilisation	CaO %	MgO %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	SiO <sub>2</sub> %
Sidérurgie	> 51	< 2	< 1	< 1	< 6
Chimie	> 50	< 1	< 0,2	< 0,3	ε
Charges	> 55	-	< 0,2	< 0,2	ε
Verrerie	> 55	-	< 0,2	< 0,1	< 0,3

NB : ε: traces de l'ordre du P.P.M.

- La dolomie calcinée ou filtrée entre dans la fabrication des réfractaires magnésiens pour les fours d'aciérie et de fonderie. (Tableau N° 2) " [ 4 ].

**Tableau N°2:** Critères chimiques exigés selon les utilisations par les Dolomies.

Destination	CaO %	MgO %	Al <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	Fe <sub>2</sub> O <sub>3</sub> %	SiO <sub>2</sub> %
Sidérurgie:					
- Haut fourneau	> 18	> 28	6	4	-
- Convertisseur	> 19	> 29	< 1,6	< 0,8	< 0,8
Réfractaires	> 19	> 29	< 1	$\Sigma = 2$	
Charges	> 20	> 29	$\epsilon$	< 0,1	< 0,1
Verrerie	> 19,5	> 29	< 0,3	< 0,1	< 0,1

Les préoccupations de l'exploitant de carrière en roches massives sont de découvrir le matériau dans son gisement, de l'extraire et de le transporter dans les conditions les plus favorables vers les ateliers de traitement.

Ces stations, en plusieurs stades de fractionnement, vont élaborer le véritable granulat.

Ainsi l'ensemble des opérations en amont du traitement sont considérées comme étant les travaux d'extraction.

La demande croissante sur le marché national, nécessite la réalisation de nouvelles carrières, pour satisfaire les besoins nationaux en granulats.

En particulier pour la région de DJELFA, le lancement du projet de cimenterie, va augmenter sans doute, les besoins en granulats dans cette région.

La situation actuelle de cette région donne des besoins de l'ordre de  $575.000 \text{ m}^3$  alors que la production est estimée à  $320.000 \text{ m}^3$ .

Ce qui justifie, l'implantation d'une carrière dans le secteur de MLILIHA qui pourra assurer une production de 500.000 tonnes d'agrégats / an (  $193050 \text{ m}^3$  / an ) et alimentera cette Wilaya et au besoin celle de BOU-SAADA .

Le but de notre projet est de proposer une méthode d'exploitation rationnelle pour le gisement de calcaire-dolomitique de MLILIHA, caractérisée par une étude du prix de revient prévisionnel de la tonne de minerai arrivée au concasseur.



## GENERALITES

Les granulats sont des matériaux grenus de dimensions comprises entre 0 et 80 mm (  $0\text{mm} < d < 80\text{mm}$  ), obtenus à partir d'un concassage d'une roche naturelle .

Le domaine d'application des granulats est défini en fonction de son utilisation à savoir:

- granulats destinés à la fabrication de différentes sortes de bétons, ( bétons : lourd, léger, bitumineux, réfractaire, ... );
- granulats destinés aux travaux routiers;
- granulats destinés pour ballastage des voies ferrées.

Les caractéristiques des granulats sont déterminées à partir des essais de laboratoires : physiques, chimiques, minéralogiques et mécaniques, conformément aux normes en vigueur ( AFNOR , GOST.... ).

Les différents essais de laboratoire pour les granulats ci-dessus cités sont:

### **a) Granulats pour béton**

#### **Essais physique et chimique:**

- teneur en sulfate et sulfure
- teneur en chlorure
- teneur en silice
- teneur en matière organique
- teneur en élément coquiller
- masse volumique
- absorption d'eau

- porosité
- équivalent de sable
- coefficient de forme
- propreté des gravillons

**Essais mécaniques:**

- essai d'usure Los- Angeles ( L - A )
- essai Micro - Deval
- essai de broyabilité
- résistance à la compression
- influence mécanique

**b) Granulats pour travaux routiers:**

En plus des différents essais cités pour les granulats destinés pour le béton, il y a lieu de compléter par :

- coefficient de polissage accéléré ( C.P.A)
- Deval ( sec et humide )

**c) Granulats pour ballastage des voies ferrées:**

En plus des essais cités pour les granulats destinés pour les travaux routiers, un autre essai est effectué par une machine appelée " BELIER " pour déterminer la résistance au choc des granulats.

CHAPITRE I

GEOLOGIE  
DU  
GISEMENT

## **1 -1) Généralités régionales: [ 7 ]**

### **1 -1-1) Aperçu géographique:**

#### **a) Situation géographique et administrative: ( Fig N°1 )**

Le gisement de calcaires dolomitiques se situe à 2 Km de la commune de MLILIHA et à 50 Km à l'Est de DJELFA (chef lieu de wilaya ). La région d'étude est située dans la partie centrale de l'Atlas Saharien dans les monts de OULED NAILS.

Elle constitue une zone de transition entre le Tell et la plate-forme saharienne.

Les wilayates limitrophes sont: MEDEA au Nord, M'SILA à l'Est, LAGHOUAT au Sud et TIARET à l'Ouest.

#### **b) Géomorphologie:**

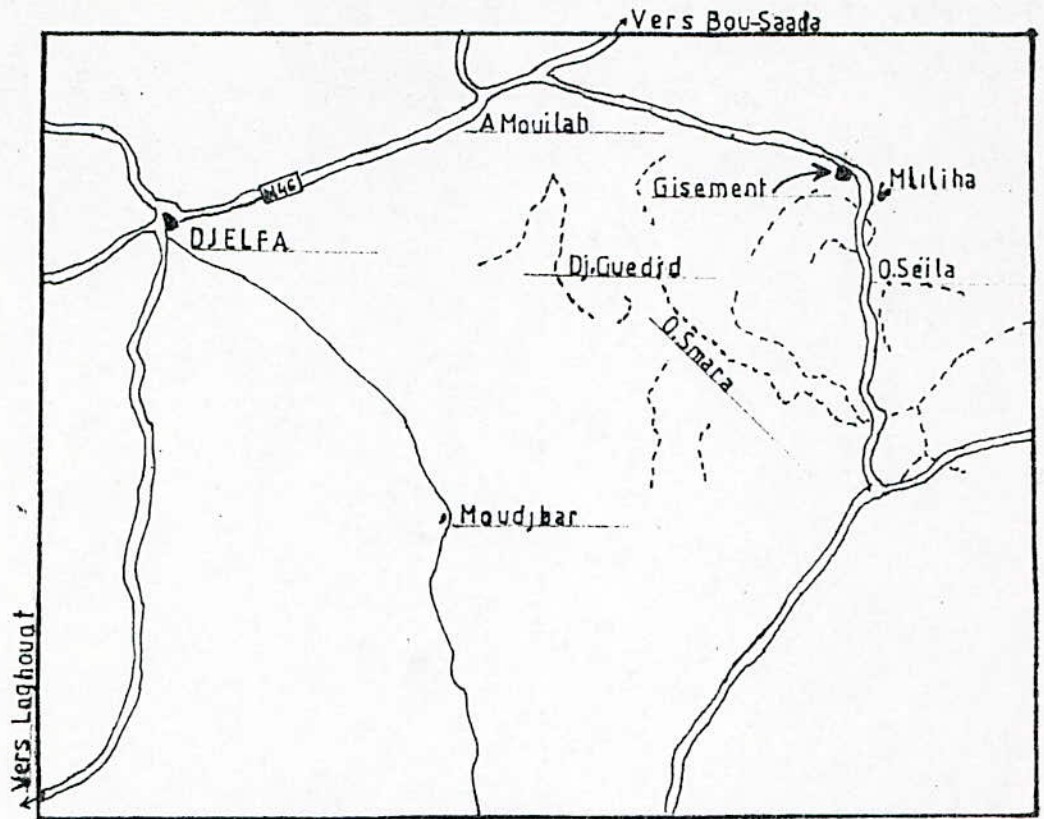
Morphologiquement, la région de DJELFA est caractérisée par un relief contrasté, il appartient en même temps à l'Atlas Saharien au Sud et aux hauts plateaux au Nord.

La partie Sud est représentée par une succession de crêtes dont l'altitude varie de 1200 à 1500 m.

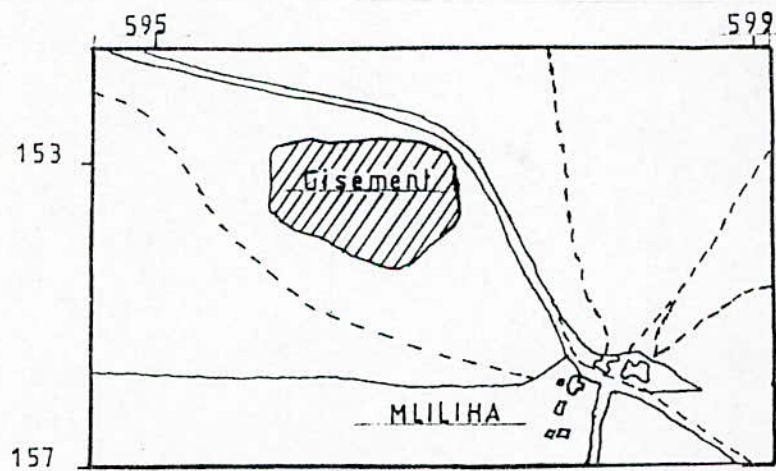
La partie Nord présente d'une manière générale, un relief plat.

#### **c) Orohydrographie:**

Le réseau hydrographique, dans la partie atlassique, est représenté par un ravinement assez prononcé, donnant naissance à de petits oueds, pour la plupart secs à longueur d'année. La partie plane se caractérise par un réseau d'oueds peu développé.



Extrait de la carte routière au 1 / 500.000



Extrait de la carte topographie au 1 / 50.000

fig N° 1 : Carte de situation

#### **d) Le climat:**

Le climat de la région est de type continental au Nord et semi-désertique au Sud. L'hiver est rigoureux et peu pluvieux (300 mm/an) avec des températures atteignant souvent le zéro et parfois moins. L'été par contre est chaud, sec, les températures enregistrées à l'ombre atteignent 38 °C et 42 °C à l'extérieur.

#### **e) Economie et infrastructure:**

La wilaya de DJELFA est dotée de quelques unités de transformation (limonaderie, menuiserie, ...).

Elle est reliée aux principales agglomérations par des routes goudronnées et constitue le terminal d'une voie ferrée, au départ de BLIDA.

Un gazoduc et une ligne de haute tension traversent la wilaya du Nord au Sud, alimentant les localités au passage.

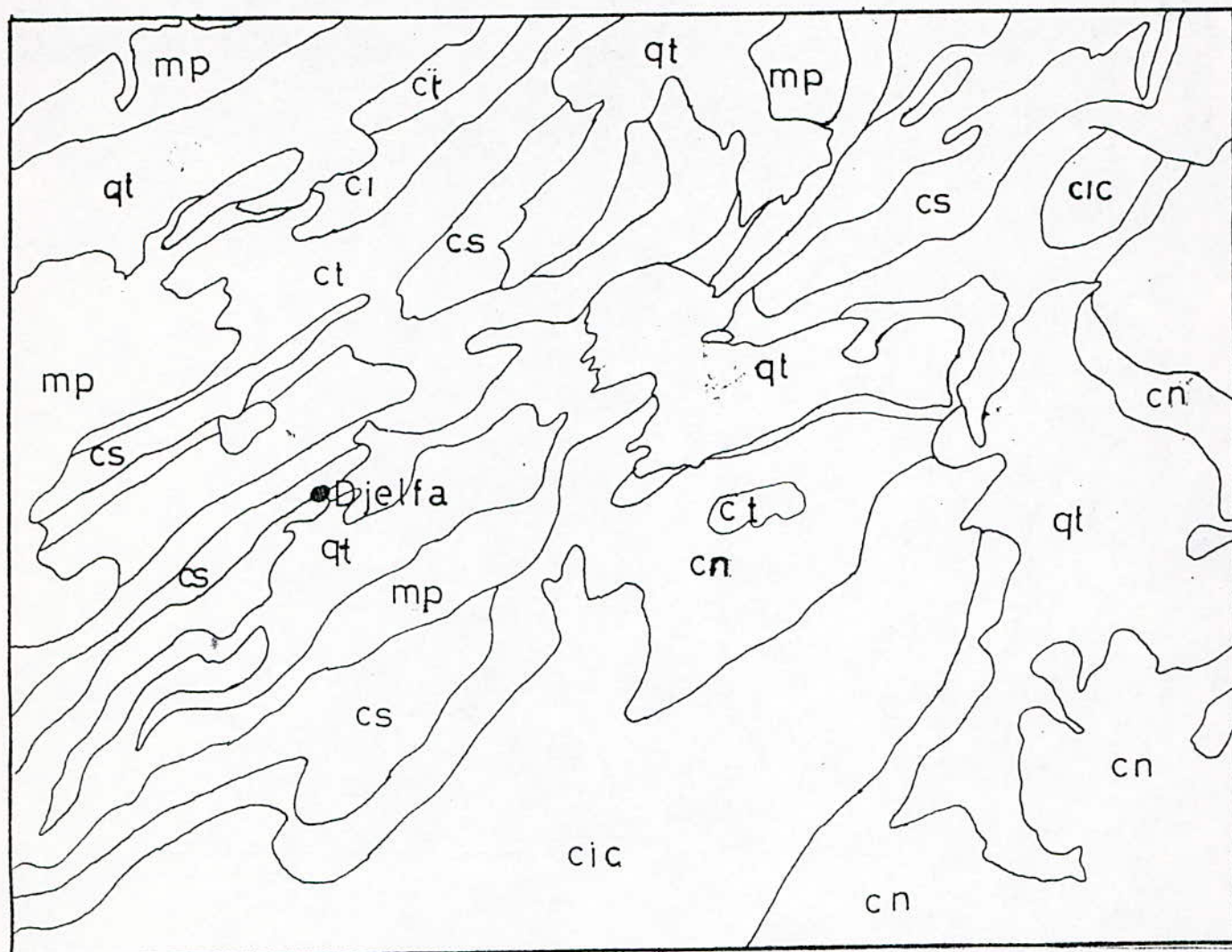
La majorité de la population est sédentaire, concentrée dans les centres urbains et le reste est constitué de nomades.

Un programme de mise en valeur de certains périmètres agricoles a été lancé ces dernières années.

### **I -1-2) Aperçu géologique de la région: ( Fig N° 2)**

#### **a) Lithostratigraphie:**

La région appartient à l'Atlas Saharien qui englobe, au Nord, toute la zone située au Nord de DJELFA et BOU-SAADA avant de s'envoyer sous le bassin Miocène du HODNA. Sa limite Sud est marquée par la flexure Sud-Atlassique.



Extrait de la carte géologique au 1 / 500.000

Légende	
qt	Quaternaire continental
mp	Pontien ( localement équivalent au miocène continental )
cs	Crétacé supérieur marin
ct	Turonien
cn	cenomanien
ci	crétacé inférieur. Faciès marins normaux
cic	crétacé inférieur. Faciès continental

Fig N° 2 : Carte géologique régionale

On remarque les formations géologiques suivantes:

- Lambeau de Trias ( T ) à l'Ouest et au Sud.
- Crétacé inférieur continental ou lagunaire ( CIC ), généralement teint par le faciès marin normal ( CI ) au centre Ouest et Sud-Ouest.
- Calcaires et marnes du Cénomanién ( Cn ) au Sud-Est, à l'Est , au Nord-Est et au Nord-Ouest.
- Calcaires du Turonien et Crétacé inférieur ( Ct ) en concordance avec le Crétacé supérieur marin ( Cs ) au Nord et au Nord-Ouest.
- Dépôt du Pontien ( Mp ) au Nord et à l'Ouest, localement équivalent au Miocène continental.
- Le quaternaire ( q ) affleure un peu partout sous forme de dépôts argilo-carbonatés, formant des terrains relativement plats parfois salifères: c'est le domaine des chotts.

#### **b) Tectonique régionale:**

Les formations mésozoïques ont été fortement plissées au cours des phases orogéniques et on admet que la flexure Sud-Atlasique, limitant l'Atlas Saharien au Sud, s'est probablement dessinée au cours de la même période, s'est accentuée durant l'Eocène et a rejoué au post-Miocène.

Deux étages structuraux remarquables caractérisent la région, il s'agit du pré-Néogène et du Néogène Quaternaire. Le premier regroupe les dépôts du Trias-Jurassique et Crétacé, le second ceux du Mio-Pliocène et Quaternaire. Ces deux ensembles reposent en discordance angulaire de faible amplitude.

#### **c) Paléogéographie:**

Au début du Crétacé se produit une intense érosion des massifs sahariens provoquant des dépôts sur de vastes étendues. Des dépôts



Néocomiens à dominante détritique débutent la série carbonatée puis juste après, viennent les grès continentaux du Barremien.

Ce faciès va se poursuivre jusqu'à l'Albien inférieur gréseux, traduisant une régression marine ayant débuté au Jurassique supérieur, avec un bref retour des dépôts marins carbonatés à l'Aptien.

L'intercalation de ce faciès est subordonnée à l'absence d'apports détritiques.

L'Albien supérieur ( calcaires, marnes à lumachelles ) annonce la transgression cénomaniène d'Est en Ouest.

Le Cénonanien se traduit par une subsidence active (dépôts carbonatés épais ) puis momentanément arrêtée ( banc de gypse et d'anhydrite ).

Au Turonien, l'approfondissement du fond marin et le calme orogénique entraînent la formation de calcaires lithographiques.

Le Sénonien est caractérisé par les alternances de calcaires, marnes et calcaires à silex. Des lentilles de gypse indiquent la baisse du niveau marin.

L'Eocène et l'Oligocène sont pratiquement inconnus dans la région ce qui laisse supposer une émergence anté-miocène à sénonienne des Ouled Nails.

#### **d) Formations potentielles:**

Les formations intéressantes dans la région de DJELFA sont essentiellement des calcaires et des calcaires dolomitiques. On notera que les intercalations stériles sont absentes ou négligeables.

#### **I -2) Généralités sur le gisement: [ 7 ]**

##### **I -2-1) Situation:**

Le gisement en question se situe sur une colline bien individualisée allongée d'Est en Ouest dans la partie extrême orientale du Djebel Kenouire à 2 Km environ du village MLILIHA ( chef lieu de commune ).

### **I -2-2) Lithostratigraphie: ( Fig N° 3 )**

Le gisement représente un monoclinal sublatitudinal, à pente relativement douce ( 10° à 15° ) vers le Sud. La longueur de ce monoclinal est de 1400 m et sa largeur de 400 m à la base. Les altitudes absolues varient de 1150 m à 1276 m.

La série lithologique du gisement comprend les formations suivantes ( de la base au sommet ):

- \* Dolomies gréseuses de couleur beige à noirâtre sur environ 2 m.
- \* Calcaires dolomitiques et dolomies en alternances , de couleur beige à gris, plus ou moins ferrugineuse, à fissures subverticales.
- \* Faibles niveaux argileux et / ou marneuse, servant de joints entre les bancs.

### **I -2-3) Hydrogéologie:**

Les conditions hydrogéologiques du gisement sont favorables à son exploitation, il n'y a pratiquement aucun risque de venues d'eau. Les sondages n'indiquent pas la présence de l'eau jusqu'au niveau 110 m , donc le projet d'exploitation ne prévoit pas de mesures spéciales.

### **I -2-4) Evaluation des réserves géologiques: ( Fig N° 4 )**

Le calcul des réserves géologiques a été fait sur un plan topographique, au 1/2000, par la méthode des coupes géologiques parallèles pour délimiter les différents blocs.

Les réserves en catégorie C-1 occupent 80 % des réserves totales Elles sont limitées par les coupes ( B - B' ; C - C' ; D - D' ; E - E' ) et situées dans la partie centrale du gisement.

Les réserves en catégorie C-2 correspondent aux extrémités du gisement et sont délimitées par les coupes ( A - A' ; B - B' ) et ( E - E' ; F - F' ) .

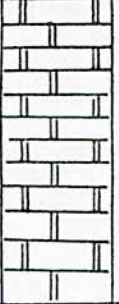
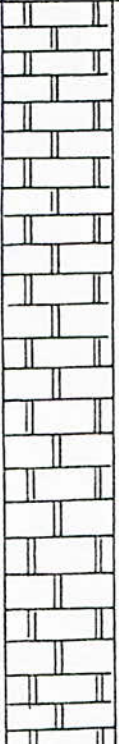
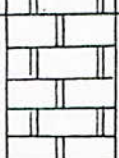
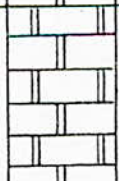

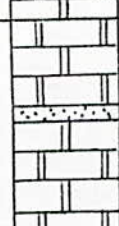
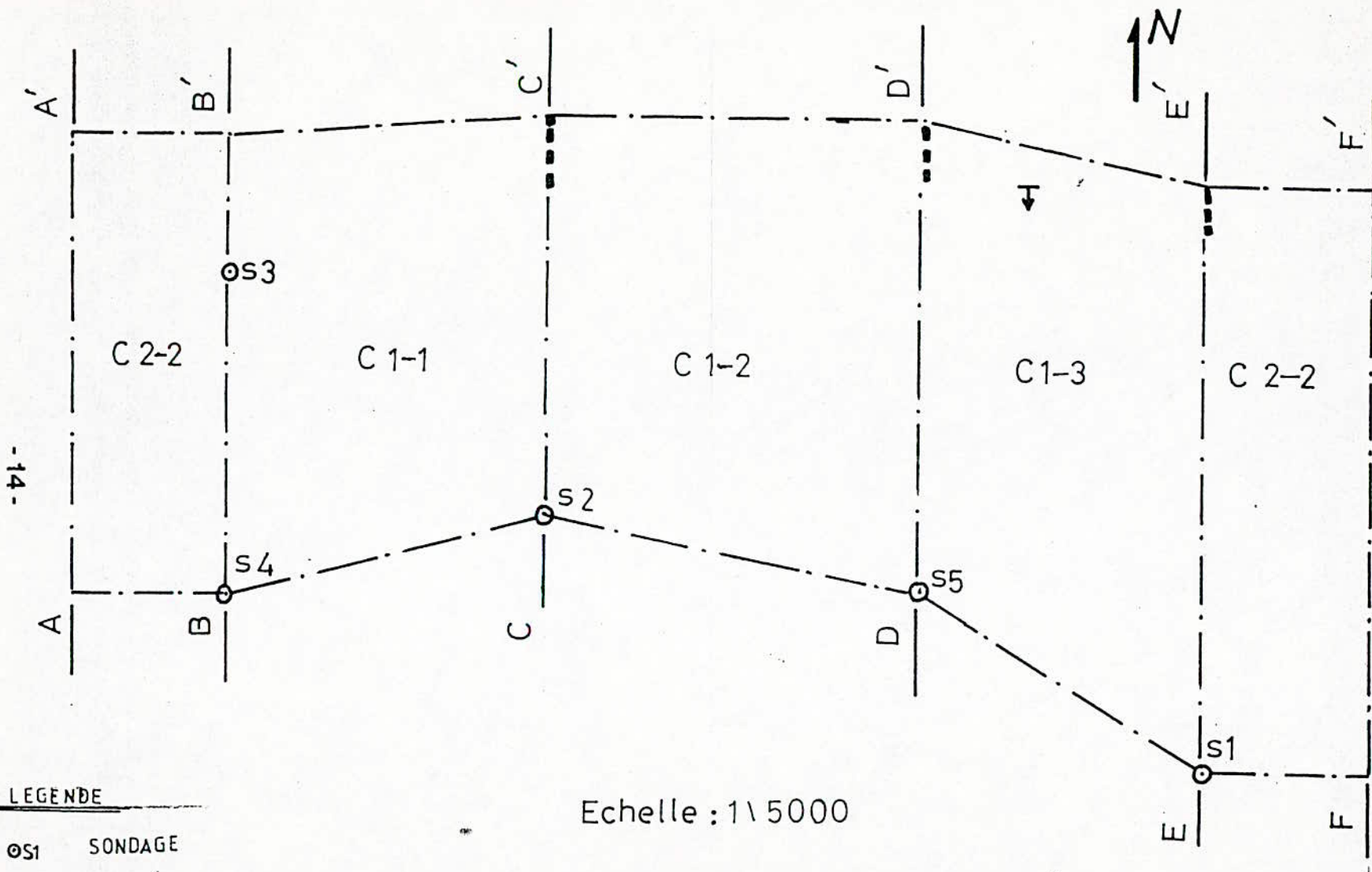
Puissance (m)	Lithologie	Long (m)	Description
3 à 4		3-4	Dolomie gris claire massive à dendrite fissurée longitudinalement
9 à 10		12-14	Dolomie massive gris claire à dendrite et peu caverneuse
1 à 2		13-16	Dolomie gris claire caverneuse à fissures longitudinales et lits de limonite
2 à 2,5		17-21	Dolomie claire gréseuse dure
2 à 2,5		19,5 - 24	Dolomie claire et gris claire gréseuse tendre à nuances rosâtre vers le mur intercallée par l'argile
2,5 à 3		15 - 18,5	Dolomie gris claire massive dure intercallée par de la dolomie gréseuse tendre

fig N° 3 : Log synthétique



LEGENDE

- S1    SONDAGE
- SAIGNÉE

Echelle : 1 \ 5000

Fig N° 4: Schéma d'implantation  
des sondages

Les réserves géologiques s'élèvent à :

- En catégorie C - 1 : 30.427.676,63 tonnes.

- En catégorie C - 2 : 5.008.425,76 tonnes.

Les réserves en catégorie C - 2 ont été délimitées par extrapolation .

Le recouvrement et la terre végétale sont pratiquement inexistantes.

**I -2-5) Eléments du gisement :**

Les couches de calcaire dolomitique ont un pendage de  $10^{\circ}$  à  $15^{\circ}$  du Nord au Sud.

La puissance du gisement est variable ( de 0 à 126 m ), on prendra une moyenne égale à 60 m.

## CHAPITRE II

CARACTERISTIQUES  
DE LA MATIERE  
PREMIERE

## **II) Caractéristiques de la matière première: [1],[6],[7],[9],[13]**

Les travaux réalisés dans le secteur de MLILHA dans le cadre du projet agrégats DJELFA se résument à:

- Cinq (5) sondages totalisant 166,3m:

\*Un (1) sondage pilote (S-1) profond de 20,15m a été réalisé au pied du versant sud dans la partie orientale du gisement.

\*Quatre (4) sondages inclinés à 15° Nord ont été réalisés. Ils ont été répartis suivant l'accessibilité du terrain à savoir:

. Trois (3) sondages au pied du flanc Sud espacés de 250-300m ( S-2, S4, S5 );

. Un (1) sondage au sommet (partie occidentale) à 260 m au Nord de (S-4).

\*Trois (3) saignées ponctuelles représentant le flanc Nord.  
( Planche N° 1 ).

De ces différents ouvrages 72 échantillons, tous types confondus ont été prélevés et soumis à des essais et analyses divers.

## II -1) Composition chimique de la roche:

Les résultats de la composition chimique de la matière sont donnés dans le tableau N°3, ci-dessous:

Tableau N° 3: Composition chimique de la roche

Eléments	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
Composition moyenne (%)	1,75	0,59	0,70	29,33	20,44	1,28	0,29	0,13

**Remarque:** Le tableau indique que:

- Les formations carbonatées sont riches en magnésie
- Le taux de silice est faible (1,06% 2,44) donc la roche n'aura pas d'effets négatifs sur le matériel de concassage, de roulage et de manutention ( non abrasive ).

## II -2) Propriétés physico-mécaniques:

### II -2-1) Propriétés physiques:

#### a) Poids volumique: $\gamma$

C'est le poids de l'unité du sol, il est donné par la formule suivante:

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

P: poids de l'échantillon ; ( g )

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

Les résultats des essais établis ont donné une valeur maximale égale à 2,6285 g / cm<sup>3</sup> une valeur minimale de 2,57 g / cm<sup>3</sup>.



Le poids volumique moyen est de :  $2,59 \text{ g / cm}^3$

**b) Poids spécifique:  $\gamma_s$**

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

$$\gamma_s = P_s / V \text{ (g/cm}^3\text{) où}$$

$P_s$  : poids de la phase solide (g)

$V$  : Volume de l'échantillon ( $\text{cm}_3$ )

Les résultats des essais établis ont donné, une valeur maximale égale à  $2,8227 \text{ g / cm}^3$  et une valeur minimale de  $2,7994 \text{ g / cm}^3$ .

Le poids spécifique moyen est de  $2,8054 \text{ g / cm}^3$

**c) 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:

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

$P_s$  : poids de la phase solide (g)

$P_w$  : poids de l'eau (g)

Les résultats des essais établis ont donné une valeur maximale égale à 3,8 % et une valeur minimale de 2,125 %.

L'absorption d'eau moyenne est de 2,71 %

**d) Porosité totale:  $n_t$**

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

$$n_t = (V_v / V) \times 100 ; (\%)$$

$V_v$  : Volume des vides ( $\text{cm}^3$ )

$V$  : Volume total ( $\text{cm}^3$ )

Les résultats des essais établis ont donné, une valeur maximale égale à 6,415 % et une valeur minimale de 10,54 %.

La porosité totale est en moyenne de 8,49%

## II -2-2) Propriétés mécaniques:

### a) Résistance à la compression simple: $R_c$

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

$$R_c = \delta \text{ max} = F_{\text{max}} / s ; (\text{Kgf} / \text{cm}^2) \text{ où}$$

$F_{\text{max}}$  : L'effort de compression maximale (Kgf)

$S$  : Surface sur laquelle est appliquée l'effort ( $\text{cm}^2$ )

Les résultats des essais établis ont donné, une valeur maximale égale à 791,175  $\text{Kgf} / \text{cm}^2$  et une valeur minimale de 466,6  $\text{Kgf} / \text{cm}^2$ .

la résistance à la compression est de  $R_c = 566,39 \text{ Kgf} / \text{Cm}^2$ .

### b) Résistance à la traction: $R_t$

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 exprimée par la formule suivante:

$$R_t = \delta \text{ max} = F_{\text{max}} / s ; (\text{Kgf} / \text{cm}^2) \text{ où}$$

$F_{\text{max}}$  : L'effort de traction maximale (Kgf)

$S$  : Surface sur laquelle est appliquée l'effort ( $\text{cm}^2$ )

Les résultats des essais établis ont donné une valeur maximale égale à  $776,3 \text{ Kgf} / \text{cm}^2$  et une valeur minimale de  $42,5 \text{ Kgf} / \text{cm}^2$ .

la résistance à la traction est de  $R_c = 53,29 \text{ Kgf} / \text{Cm}^2$ .

### c) Résistance au cisaillement: $R_{\text{cis}}$

La résistance de cisaillement est déterminée par la formule empirique, à partir de la résistance à la compression par la formule suivante:

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

$$\text{Soit une valeur de: } R_{\text{cis}} = 218,79 \text{ Kg/cm}^2$$

## II -3) Propriétés intrinsèques:

### II -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:

$$BR = ( P' / P ) \times 100; (\%) \text{ où}$$

$P'$ : poids des particules fines de granulométrie inférieure à 1,6 mm; (g).

$P$  : poids initial de l'échantillon ayant une granulométrie de 4 à 6,3 mm ; (g).

Les résultats des essais établis ont donné une valeur maximale égale à 19,82 % et une valeur minimale de 12,55 %.

Le coefficient de broyabilité est en moyenne de 18,8 %.

D'après l'échelle de broyabilité on peut dire que cette dernière est très faible donc la roche est résistante.

**Tableau N°4: Echelle de broyabilité**

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

### **II -3-2) Coefficient Los-Angeles: LA**

L'essai Los-Angeles (L.A) 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 ; 25 / 50) et suivant la granularité 7 à 12 boulets d'acier de 430 g.

Après 500 rotations (1000 pour le 25 / 50) à 35 tr /mn, le passant à 1,6 rapporté à la masse de départ, exprime en % le coefficient L.A.

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

$$L.A = (M'/M) \times 100 \quad (\%)$$

où

M': Masse des particules fines inférieures à 1,6 mm (g)

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

Les résultats des essais établis ont donné, une valeur maximale égale à 37,34 et une valeur minimale de 21,95.

le coefficient Los-Angeles moyen est de: L.A = 26,43.

#### **II -4) Propriétés dimensionnelles:**

L'analyse de fractionnement a été réalisée sur cinq (5) échantillons provenant du sondage S-3.

Les résultats des classes granulaires sont donnés dans le tableau N°5.

**Tableau N° 5: Classes granulaires**

Fraction granulaire ( mm )	> 40	25 / 40	15 / 25	8 / 15	< 8
Pourcentage moyen en fractions ( % )	2,67	34,59	28,37	16,01	18,34

#### **II -5) Propriétés technologiques:**

##### **II -5-1) Dureté de la roche: f**

La dureté de la roche est déterminée par la relation établie par le professeur PROTODIAKONOV.

$$f = R_c / 100$$

$R_c$  : Résistance à la compression

Le calcul donne  $f = 6,56$  ; ce qui nous permet de classer ce calcaire en classe des roches dures d'après l'échelle de dureté de PROTODIAKONOV Catégorie IV a.

### II -5-2) Indice de forabilité: Df

Il définit le degré de forabilité de l'outil de foration sur la roche, l'indice de forabilité est donné par la formule suivante (d'après RJEVSKY.V).

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

$R_c$  : Résistance à la compression ( $Kg / cm^2$ )

$R_{cis}$ : Résistance au cisaillement ( $Kg / cm^2$ )

$\tau$  : masse volumique de la roche ( $g / cm^3$ )

$$Df = 7,93$$

Ce qui nous permet de classer la roche dans la catégorie des roches d'une forabilité facile

Tableau N° 6: Indice de forabilité

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

## II -6) EXIGENCES INDUSTRIELLES :

D'après les normes "GOST", la résistance à la compression et le coefficient de broyabilité au cours de l'écrasement dans le cylindre sont des facteurs déterminants dans le choix de la matière première.

Tableau N°7 : Les propriétés de la roche

Propriétés	Symbole	Unité	Valeur moyenne
Poids volumique	$\gamma$	$\text{g/cm}^3$	2,8054
Poids spécifique	$\gamma_s$	$\text{g/cm}^3$	2,5977
Teneur en eau	W	%	2,71
Porosité totale	nt	%	8,49
Rc ( compression )	Rc	$\text{Kg/cm}^2$	656,39
Rt ( traction )	Rt	$\text{Kg/cm}^2$	53,29
Rcis ( cisaillement )	Rcis	$\text{Kg/cm}^2$	218,79
Broyabilité	BR	%	18,8
Los Angeles	L.A	%	26,43
DEVAL	DE	%	-
Micro DEVAL	MDE	%	-
Dureté PROT.	f	-	6,56
Indice de forabilité	IF	-	7,93

D'après la valeur de la résistance à la compression, on peut classer la roche qui constitue le massif de MLILHA dans la classe 600.

**Tableau N° 8: Classification d'après la résistance à la compression**

Résistance à la compression Kg/cm <sup>2</sup>	Classe
200 - 300	200
300 - 400	300
400 - 600	400
600 - 800	600
800 - 1000	800
1000 - 1200	1000
1200 - 1400	1200
> 1400	1400

D'après la valeur du coefficient de broyabilité on peut classer l'agrégat dans la classe 600 suivant le tableau N°9.

**Tableau N° 9 : Broyabilité de l'agrégat en cours de l'écrasement:**

Résistance mécanique de la roche ( Kg/cm <sup>2</sup> )	Broyabilité des agrégats %
200	28 - 35
300	24 - 28
400	19 - 24
600	15 - 19
800	13 - 15
1000	11 - 13
1200	< 11



le coefficient de Los Angeles nous permet de classer l'agrégat de MLILIHA dans la classe U-II. ( Tableau 10 )

**Tableau N° 10: Coefficient de Los Angeles**

Essai Los Angeles (classes)	Perte de poids d'après l'essai de Los Angeles %
U-I	< 25
U-II	25 - 35
U-III	35 - 45
U-IV	45 - 6

#### **II -7) Conclusion:**

Les résultats enregistrés sont satisfaisants et ils nous ont permis d'évaluer les classes et utilisations correspondantes en l'occurrence : les essais Los Angeles, de broyabilité et la résistance à la compression confirmant le produit obtenu dans la classe 600 de la catégorie II.

Il peut être utilisé surtout dans la construction (ceci d'après les essais Los Angeles et broyabilité).

Les essais Deval et Micro - Deval n'ont pas été réalisés .

La fissuration qui affecte les roches dans le sens subverticale devient un paramètre favorable pour l'abattage des roches et faciliterait probablement leur concassage.

**CHAPITRE III**

MODALITES  
D'EXPLOITATION

### **III ) Modalités d'exploitation:**

#### **III -1) Capacité et régime de fonctionnement de la carrière: [7],[12]**

Notre étude prévoit l'installation d'une unité de production de 500.000 tonnes d'agrégats par an. Pour atteindre cet objectif, il est nécessaire d'extraire une plus grande quantité en matière première pour satisfaire la station de concassage.

Il faudra donc arrêter une production qui tiendra compte des:

- Taux des fines : 10%
- Taux de pertes dues à l'abattage et au transport : 3%

La production annuelle sera donc de :  $A = 574.713$  tonnes par an

Le régime de fonctionnement de la carrière est arrêté comme suit:

**Tableau N° 12: Régime de fonctionnement  
de la carrière**

Nombre de jours ouvrables par an	220 jours
Nombre de jours ouvrables par semaine	5 jours
Nombre de postes par jour	1 poste / jour
Nombre d'heures de travail par poste	8 heures / poste

#### **III -1-1) Production par poste:**

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

$$A_p = A / N_p$$

où A : production annuelle en produits finis (Tonnes / an);

$$A = 574713 \text{ tonnes}$$

Np : Nombre de postes de travail par an (Postes / an);

$$N = 220 \text{ postes}$$

$$\text{soit: } Ap = 2612 \text{ tonnes / poste}$$

### III -1-2) Production horaire:

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

$$Ah = Ap / Nh$$

où:

Nh : Nombre d'heures de travail effectif par poste

$$Nh = N \times K$$

N : durée du poste ; N = 8 h

K : coefficient d'efficience ; K = 90 %

$$Nh = 7 \text{ h / poste.}$$

$$Ah = 373 \text{ tonnes / heure}$$

Le régime de fonctionnement de la carrière se résume dans le tableau suivant:

**Tableau N°13: Tableau de production**

Production	Tonnes	m3
Annuelle	574.713	221.897
Par poste	2.612	1.010
Horaire	373	144

### **III -2) Détermination des limites et de la durée de vie de la carrière :**

Les contours de la carrière tracés par ce projet sont déterminés en tenant compte de l'extraction maximale de matière première ( calcaire-dolomitique ) , le contour ou les limites de la future carrière coïncident avec les limites géologiques.

#### **III -2-1) Besoins en matière première :**

L'objet de notre étude est d'assurer une production de 500.000 tonnes/an pour une durée de vie de 50 ans. Les besoins s'élèvent à 25.000.000 tonnes.

Les pertes d'exploitation étant évaluées à 13%, la production de la carrière sera de 574.713 tonnes / an : d'où des besoins totaux de : 28.735.650 tonnes.

#### **III -2-2) Réserves disponibles et méthodes de calcul: ( Planche N° 1 )**

Le gisement de MLILIHA a été subdivisé en deux catégories bien distinctes Il s'agit en l'occurrence de:

- la catégorie C 1, composée de 3 blocs ( C 1-1 ; C 1-2 ; C 1-3 );
- la catégorie C 2 composée de deux blocs ( C 2-1 ; C 2-2 ).

#### **Méthode :**

La méthode employée pour le calcul des réserves est celle des coupes parallèles .Les surfaces des coupes ont été calculées :

- Par la méthode des moyennes arithmétiques pour celles qui présentent un rapport (  $S2 / S1 < 40 \%$  ) la formule utilisée est :

$$S = ( S1 + S2 ) / 2$$

- Par la méthode Soviétique ( utilisée à l'UREG ) pour celles qui présentent un rapport (  $S2 / S1 > 40\%$  ) la formule utilisée est:

$$S = ( S1 + S2 + ( S1 + S2 )^{1/2} ) / 3$$

Le poids volumique est de  $2,59 \text{ g / cm}^3$

Les résultats sont représentés dans le tableau N°11

**Tableau N° 11: Réserves exploitables par bloc**

Bloc	Volume $\text{m}^3$	Réserves ( tonnes )	%
C 1-1	2.577.187,60	6.674.915,90	22
C 1-2	4.141.588,40	10.726.636,00	35
C 1-3	3.602.380,00	9.330.164,20	31
C 2-1	610.250,86	1.580.549,70	5
C 2-2	791.185,92	2.049.171,50	7
	11.722.563	30.361.438	100

Les réserves exploitables, estimées à 30.361.438 tonnes , sont largement suffisantes pour une durée de vie de 50 ans .

### III -2-3) Durée de vie de la carrière:

La durée de vie est donnée par la formule suivante:

$$T = Q / A \quad T = 30.361.438 / 574713$$

$$T = 52,8 \text{ soit } T = 53 \text{ ans.}$$

### **III -3) Système d'exploitation arrêté: [1],[9],[12],[14]**

Etant donné que le gisement de calcaire dolomitique de MLILHA affleure en surface, ne présente pas de couverture et fait partie des matériaux de carrières, le mode d'exploitation à adopter est à ciel ouvert, avec la méthode dite avec transport.

L'exploitation proprement dite se fera par des gradins de 15 m. Les niveaux d'exploitation arrêtés étant : Niv 1230 m, Niv 1215 m, Niv 1200 m, Niv 1185 m.

Selon les caractéristiques physico-mécaniques de la roche et en particulier la résistance à la compression (  $R_c = 656,39 \text{ Kg / cm}^2$  ) et la dureté selon l'échelle de PROTODIAKONOV (  $f = 6.56$  ), l'abattage se fera à l'explosif permettant l'ameublement de la substance utile.

L'exploitation se fera en chassant exceptionnellement après l'ouverture à l'aide de deux fronts d'abattage orientés l'un vers l'Est et l'autre vers l'Ouest, alors que le front de taille se développera vers le Sud.

Après la première passe, la direction du seul front d'abattage maintenu, sera orientée tantôt vers l'Est, tantôt vers l'Ouest et s'évoluera toujours perpendiculairement au pendage des couches plongeants à  $10^\circ$  du Nord au Sud.

L'angle de talus du gradin en exploitation est de  $80^\circ$  par rapport à l'horizontale.

L'angle de talus du gradin en liquidation est de  $70^\circ$  par rapport à l'horizontale.

Le plancher final de la carrière est arrêté au niveau 1185 m, auquel la durée de vie de la carrière dépasse 50 ans ( 52,8 ans ), mais il est possible d'aller encore plus bas ( jusqu' au niveau 1170 ) dans la mesure où la production sera augmentée, seulement les conditions d'exploitation seront plus difficiles.

*CHAPITRE IV*

*EXPLOITATION  
DE LA  
CARRIÈRE*



#### **IV) Exploitation de la carrière:**

##### **IV -1) Accès et ouverture du gisement: ( Planche N° 3 ). [1],[9],[12]**

l'accès et l'ouverture de la carrière constituent les travaux préparatoires qui permettent, d'une part l'accès des engins miniers jusqu'au niveau fixé pour l'exploitation ( niveau 1230 m ) et d'autre part l'exploitation de la substance utile.

L'ouverture d'une carrière est une opération très déterminante pour le déroulement du processus d'exploitation. En effet, si l'ouverture est bien choisie et réalisée convenablement , elle facilite la tâche à l'exploitant. Si au contraire elle est mal choisie, l'exploitant sera confronté à beaucoup de problèmes, dont :

- risque d'écrémage du gisement et réduction de la durée de vie ,
- l'inaccessibilité aux gradins inférieurs ou supérieurs ,
- usure rapide des engins miniers,
- beaucoup de travaux supplémentaires.

Tous ces problèmes vont influencer directement sur le prix de revient de la tonne extraite et ce dernier ira en augmentant .

Plusieurs schémas d'ouverture ont été étudiés et envisagés, le schéma retenu présenté sur la planche N° 3, présente le plus d'avantages à savoir:

- le lieu d'ouverture est situé dans la partie du gisement la mieux étudiée ( Bloc C 1-1 ) délimitée par trois sondages : S2, S3, S4 et une saignée .
- la station de concassage est située près de la route de desserte et de la ligne électrique .

#### **IV -1-1) La piste d'accès au gisement :**

Avant de procéder à l'ouverture du gisement, on devra aménager une piste principale ( A - B ) pour accéder au niveau 1230 m( niveau d'exploitation dans le bloc C1-1 ) à partir de la station de concassage située à proximité de la route .

A cet effet la piste d'accès doit être soigneusement tracée et entretenue pendant toute la durée de vie de la carrière . Elle devra aussi répondre aux normes de circulation des engins pour faciliter les conditions de travail et éviter l'usure rapide des engins .

Les paramètres de la piste d'accès sont :

- longueur de transport :

la piste est tracée sur une longueur de 720 m ( A - B )

- Largeur de la piste:

la piste aux 12 m de large, sera à double sens permettant le croisement aisé des camions .

- la pente

La piste aura une pente qui ne dépassera pas 10% ( pente  $\leq$  10%)

#### **IV -1-2) Ouverture de la carrière:**

L'ouverture du niveau 1230 m sera réalisée à l'aide d'une tranchée de découpage qui permettra de dégager une plate-forme de travail de dimensions 50 m x 50 m permettant les manoeuvres des camions et le chargement de la matière.

Vu les propriétés physico-mécaniques de la roche, on aménagera la plate forme à l'aide de marteaux et d'explosifs, avec une pente de 2% vers le Nord permettant le drainage des eaux pluviales.

#### **IV -1-3) Préparation des accès pour la sondeuse:**

De petites plates formes seront exécutées au Bulldozer et au pétardage pour les gros blocs pour permettre l'évolution de la sondeuse.

#### **IV -1-4) Plate forme de travail: ( Fig N° 5 ). [6],[11]**

Sur la plate-forme de travail, doivent avoir lieu les opérations suivantes: l'excavation des roches abattues, le chargement, les manoeuvres des machines etc ... . C'est pourquoi il est nécessaire de déterminer sa largeur minimale.

La largeur minimale de la plate-forme est donnée par la formule suivante:

$$L = Z + T + C + X + A.$$

où

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

T : Largeur de la voie de transport ( m ), T = 12 m ;

C : Distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport ( 2 m à 2,5 m ), on prend C = 2 m ;

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure ( m ), X = 22,5 m ;

A : Largeur de l'enlevure ( m ) ;

La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H ( \text{Cotg } \gamma - \text{Cotg } \alpha )$$

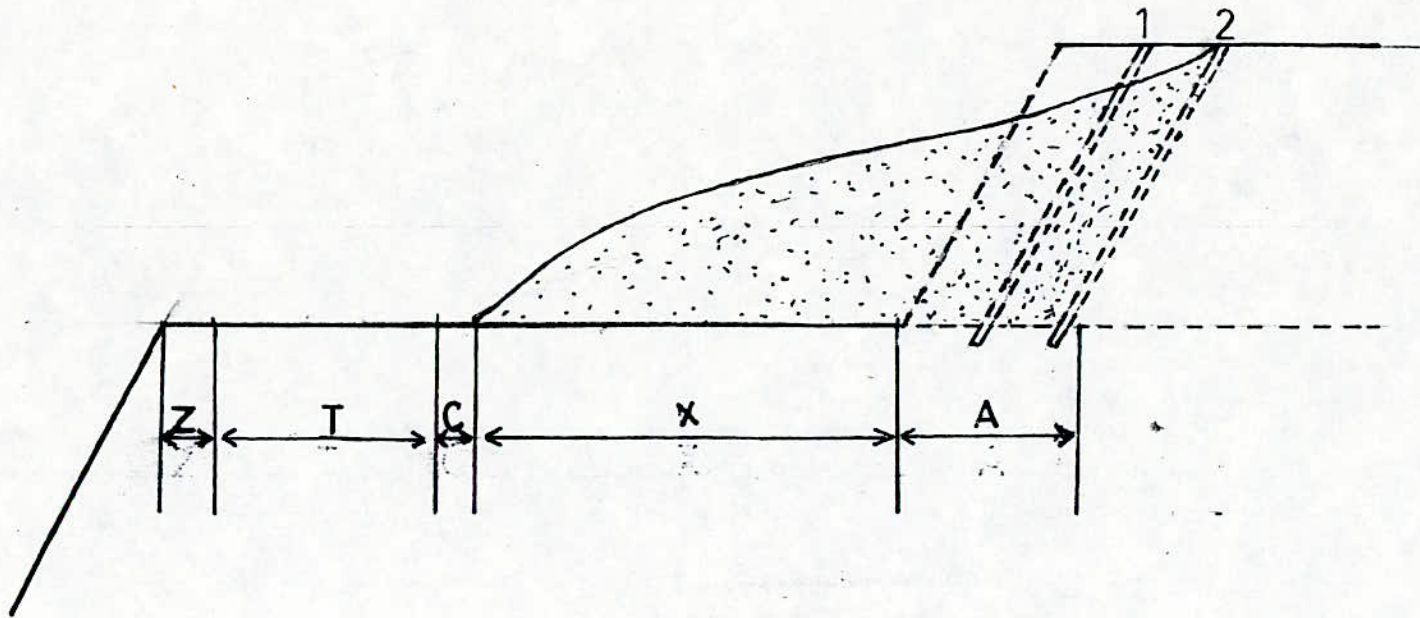
où

H : hauteur du gradin ;

$\alpha$  : angle de talus du gradin en exploitation,  $\alpha = 80$  degré ;

$\gamma$  : angle de talus du gradin en liquidation,  $\gamma = 70$  degré.

On aura : Z = 2,81 m



Echelle : 1/400

Fig N° 5 : Schema de la plate forme  
de travail

La valeur de A est donnée par la formule suivante :

$$A = 2 \times a \quad (\text{m})$$

où a : espacement entre deux trous de mine.

$$A = 9,18 \text{ m}$$

La largeur minimale de la plate forme sera donc:

$$L = 46,49 \text{ m} ; \text{ on prendra } 50 \text{ m.}$$

#### **IV -1-5) Bulldozer:**

Le bulldozer est un engin de terrassement, comportant un tracteur sur chenilles et possédant une lame verticale qui monte et s'abaisse.

Dans une carrière les principales tâches du bulldozer sont :

- Formation des tas et stockage du minerai.
- Déplacement des gros blocs.
- Nivellement des gradins.
- Nettoyage du toit du gîte.
- Travaux annexes:
  - \* Entretien des pistes.
  - \* Entretien des plates-formes.
  - \* Accès des sondeuses.

#### **Caractéristiques du bulldozer:**

- Type : Caterpillar D-8K.
- Puissance du moteur : 300 CV.
- Longueur de lame : 4 m .
- Hauteur de la lame : 1,5 m .
- Masse totale : 31,7 tonnes .
- Vitesse de déplacement : 10 Km / h.

#### **IV -2) Ordre d'exploitation: ( Diagramme N° 1 ). [5],[9],[12],[14]**

L'exploitation du gisement se fera par blocs et chaque bloc sera exploité par des gradins de 15 m . Les niveaux d'exploitation arrêtés dans chaque bloc sont successivement les niveaux 1230 m , 1215 m, 1200 m, 1185 m.

Le premier bloc à être exploité est le bloc C 1-1 du fait qu'il présente le meilleur degré d'étude ( 3 sondages : S -2, S -3, S -4 , et *une saignée* ).

Dans notre étude nous nous intéresserons en particulier à ce bloc, son exploitation passera par les étapes suivantes:

##### **IV-2-1) Phases d'exploitations du bloc C 1-1:**

###### **Phase 0 : Ouverture - ( Planche N° 3 )**

Elle correspond à l'ouverture de la carrière au niveau 1230 m ( voir accès et ouverture de la carrière ) .

###### **Phase 1 : Niveau 1230 m - ( Planche N° 4 )**

Après l'ouverture du gisement, cette phase prévoit le développement du niveau 1230 m.

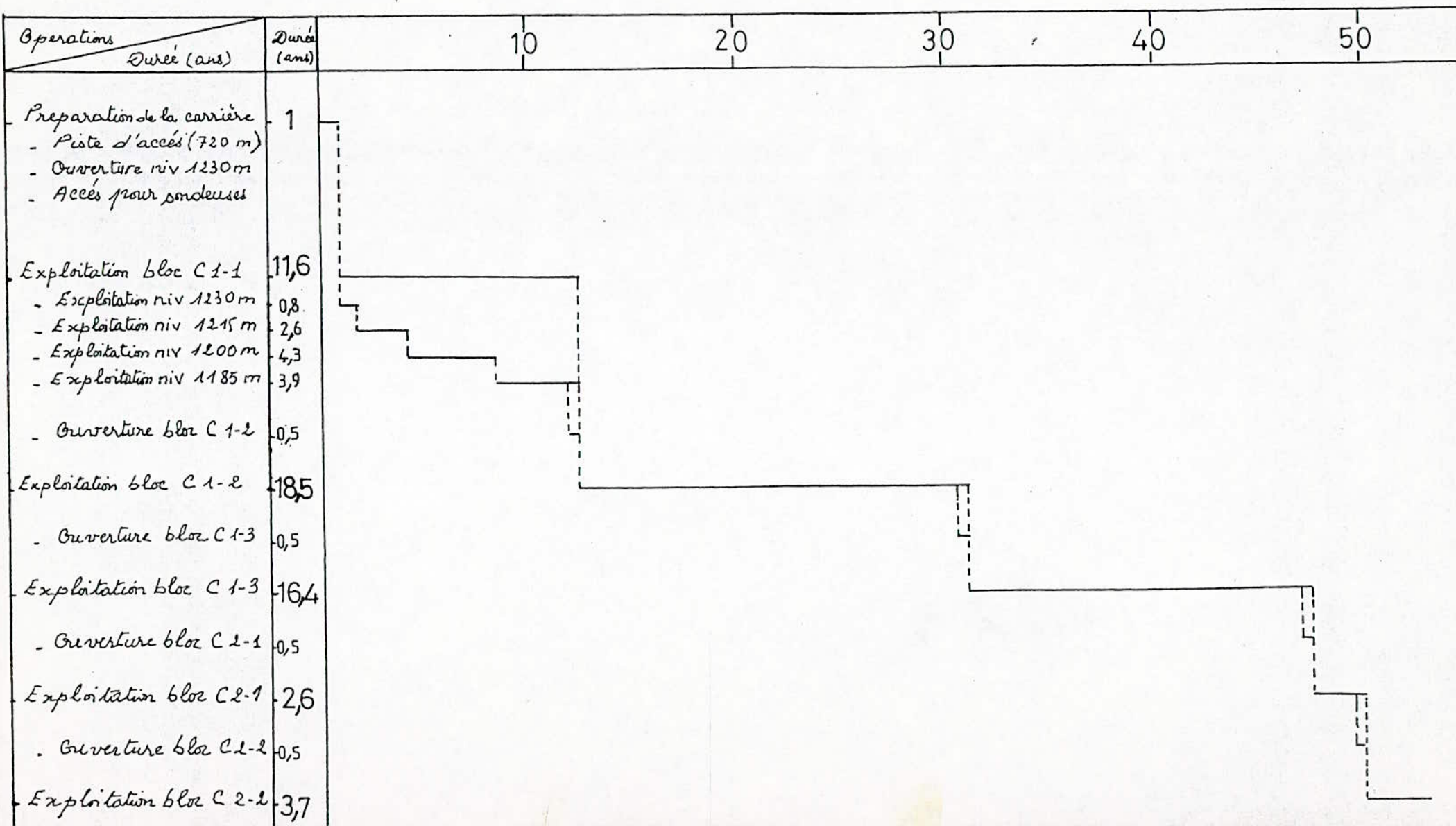
Vers la fin de cette opération, on procédera en parallèle à l'ouverture du niveau 1215 m à partir de la piste principale ( A - C ).

Les réserves exploitables de cette phase s'élèvent à 464.928,83 tonnes et nécessitent une exploitation durant 0,81 an.

###### **Phase 2: Niveau 1215 m - ( Planche N° 4 )**

Durant cette phase on procédera au développement du niveau 1215 m jusqu'aux limites du niveau 1230 m en laissant une berme de sécurité de 10 m des cotés Est et Ouest délimitants les blocs C 1-1 et C 1-2.

Diagramme N° 1 : Planning des travaux



Vers la fin de cette opération, on procédera en parallèle à l'ouverture du niveau 1200 m à partir de la piste principale ( A - D ).

Les réserves exploitables de cette phase s'élèvent à 1482436,23 tonnes et nécessitent une exploitation durant 2,58 ans.

### **Phase 3 : Niveau 1200 m ( Planche N° 4 )**

Pendant cette phase, se déroulera le développement du niveau 1200 m jusqu'aux limites du niveau 1215 m en laissant une berme de sécurité de 10 m.

L'ouverture du niveau 1185 se fera vers la fin de l'exploitation du niveau 1200, grâce à une demi tranchée puis une tranchée : ( E-F ). Les paramètres de cette tranchée sont:

- Longueur : 280 m
- Largeur : 12 m
- Pente : 10 degré

Les réserves exploitables de cette phase s'élèvent à 2469896,52 tonnes et nécessitent une exploitation durant 4,30 ans

### **Phase 4 : Niveau 1185 - ( Planche N° 4 )**

Elle représente l'exploitation du dernier niveau : niveau 1185 m donc la liquidation du premier bloc ( bloc C 1-1 ) .

Le développement de ce niveau se fera jusqu'aux limites du niveau 1200 en laissant une berme de sécurité de 10 m.

Les réserves exploitables de cette phase s'élèvent à 2.257.654,31 tonnes et nécessitent une exploitation durant 3,93 ans.



#### IV -2-2) Accès et ouverture du Bloc C 2-1 : ( Planche N° 5 )

Avant de procéder à l'ouverture du bloc C 1-2, on doit aménager une demi tranchée qui va permettre d'accéder au niveau 1230 m du bloc C1-2 à partir du niveau 1200 du bloc C 1-1. Les paramètres de cette demi tranchée sont les suivants:

- Longueur :350 m
- Largeur : 12 m
- Pente : 10 %

L'ouverture de ce bloc se fera, au niveau 1230 m, par une tranchée de découpage qui permettra de dégager une plate - forme de travail de dimensions 50 m x 50 m .

Notons que l'ouverture des autres blocs se fera de la même manière que celle du bloc C 1-2, soit par demi - tranchées montantes.

Le tableau suivant montre les réserves exploitables et la durée de vie de chaque bloc.

**tableau N° 12: Réserves exploitables et durée de vie de chaque bloc**

Bloc	Réserves exploitables ( Tonnes )	Durée de vie ( an )
C 1-1	6.674.915,9	11,62
C 1-2	10.726.636	18,48
C 1-3	9.330.164,2	16,36
C 2-1	1.580.549,7	2,64
C 2-2	2.049.171,5	3,70
	30.161.438	52,80

#### **IV - 2-3) Liquidation de la carrière:**

La liquidation de la carrière est représentée sur la planche N° 6 .  
C'est la dernière phase de l'exploitation. à ce stade les réserves  
extraites seront de l'ordre de 30.361.438 tonnes.

Notons que dans la mesure où la production sera augmentée, il est  
possible d'exploiter le niveau 1170 m . Seulement l'exploitation sera  
plus difficile.

#### **IV -3) TRAVAUX DE FORATION ET D'ABATTAGE:**

Diverses méthodes générales d'abattage des roches à ciel ouvert ont été utilisées dans le passé, en particulier avec des trous de mine horizontaux. Mais ces techniques sont presque définitivement abandonnées pour des raisons de sécurité, de granulométrie et de nuisance.

Pour cette raison, l'analyse qui sera présentée se limitera aux conditions de tir en gradins à trous de mines verticaux et inclinés.

L'élaboration d'un plan de tir doit aboutir à la détermination des paramètres suivants:

- la blocométrie,
- la foration,
- le choix de l'explosif,
- le type d'amorçage,
- les paramètres géométriques du schéma de tir.

Il sera présenté dans ce qui suit d'une manière générale comment choisir ou déterminer les paramètres d'élaboration d'un plan de tir.

#### **V-3-1) Dimension maximale des blocs abattus:**

En pratique cette dimension se détermine en fonction des paramètres des engins miniers.

a) Capacité du godet de l'excavateur ( $C_E$ ):  $C_E = 5,4 \text{ m}^3$

$$d_{\max} \leq 0,8 \times (C_E)^{1/3} \text{ (m)}, \quad d_{\max} \leq 1,4 \text{ m.}$$

b) Dimension d'ouverture de la trémie de réception ou celle du concasseur ( $Z$ ):  $Z = 1000 \text{ mm}$

$$d_{\max} \leq 0,8 \times Z \text{ (m)}, \quad d_{\max} \leq 0,8 \text{ m}$$

c) Capacité de benne du camion  $C_b$ :  $C_b = 35 \text{ t}$

$$d_{\max} \leq 0,5 \times (C_b)^{1/3} \text{ (m)}, \quad d_{\max} \leq 1,6 \text{ m}$$

Tous les blocs qui seront de dimensions supérieures à 0,8 m seront considérés comme des blocs hors gabarits

#### **IV -3-2) La foration:**

L'emplacement de la charge explosive par rapport aux surfaces libres et son confinement joue un rôle primordial pour le rendement des tirs. Il est donc nécessaire de forer les trous de mine à partir du bon endroit avec une bonne orientation, une longueur et un diamètre adéquats.

##### **a) Choix du matériel de foration :**

Le matériel de foration est généralement choisi en fonction de :

- La forabilité de la roche : qui dépend de la nature et des caractéristiques de cette dernière.
- la structure du massif : hétérogénéités et discontinuités,
- des caractéristiques d'exploitation : granulométrie recherchée, objectif de production.
- de l'environnement: présence d'habitations, vibrations, bruits, poussières.

##### **b) Paramètres caractérisant l'engin de foration:**

Le matériel de foration à utiliser peut être caractérisé par:

- diamètre de foration,
- profondeur à forer,
- quantité de matériaux

### **c) Téchniques de foration :**

Toutes les techniques de forage existants actuellement utilisent:

- un mouvement de rotation,
- un mouvement d'avancement accompagné ou non d'un mouvement de percussion,
- un soufflage d'air comprimé destiné à permettre la remonté des débris de foration.

A partir de là, on distingue quatre techniques de foration:

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

### **IV -3-3) L'explosif:**

Un explosif industriel est une substance ( ou mélange de substances ) capable de libérer de très fortes quantités d'énergie sous un faible volume. Cette énergie est libérée par décomposition de l'explosif dont on distingue deux régimes :

- la détonation sous l'effet de l'onde de choc : elle constitue le régime de décomposition le plus rapide, c'est donc celui qui donne les effets mécaniques les plus importants,
- la déflagration : par rayonnement thermique.

Lors de la détonation, les explosifs libèrent leur énergies sous deux formes principales:

- une énergie de choc véhiculée par une onde de choc ,
- une énergie des gaz qui se manifeste sous forme d'un gaz à très hautes températures et pressions.

Le mécanisme d'abattage résultant s'effectue selon divers processus :

- fissuration, sous l'effet de l'onde choc, de la roche à divers niveaux,
- accentuation sous l'effet de la pression des gaz, créant une fragmentation de la roche en place,
- étalement sous l'effet de la poussée exercée par les gaz résiduels, des roches fragmentées.

#### **IV-3-4) Amorçage :**

Pour provoquer la détonation d'un explosif, il est nécessaire de lui apporter un minimum d'énergie dite "énergie d'activation". La réaction de décomposition de l'explosif étant amorcée, l'énergie dégagée amorce une particule voisine et la réaction peut se développer de proche en proche, dans la substance explosive.

L'amorçage est donc un élément essentiel car il conditionne la fiabilité, la quantité et la sécurité de la détonation et constitue la dernière opération de validation de la mise à feu.

#### **Différents systèmes d'amorçage:**

Les systèmes les plus utilisés sont les détonateurs, électriques ou non, associés ou non, à des cordons détonants.

#### **V-3-5) Analyse des paramètres géométriques lors de la conception d'un schéma de tir:**

##### **a) Diamètre du trou de mine:**

Le diamètre du trou de mine est aussi choisi en fonction :

- du volume de production par tir,
- de la hauteur du gradin,
- du niveau de vibrations et de bruit admis,
- du coût de la foration.

**b) Hauteur du gradin:**

Ce paramètre dépend :

- du volume de production ,
- des performances des engins de chargement,
- de l'engin de foration, par sa compatibilité avec la hauteur du gradin,
- de l'environnement qui limite parfois la charge du trou,
- de la nature de la roche

**c) Banquette :**

Elle dépend :

- de l'explosif, car elle varie proportionnellement avec l'énergie de la charge d'explosif,
- des objectifs technico-économiques, car elle constitue le facteur clé de la consommation d'explosif et du résultat du tir.

**d) Longueur de la surforation:**

La surforation favorise la sortie du pied du gradin et assure la planéité de la surface de travail ou plate-forme, ce qui améliore les conditions de travail des engins de chargement et de roulage. La longueur de la surforation augmente avec la profondeur du trou de mine.

**e) Longueur et nature du bourrage :**

L'objectif du bourrage est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet des gaz des explosifs. Les plus grandes valeurs de la longueur de bourrage correspondent aux roches de faible résistance au tir. L'efficacité du bourrage dépend de sa nature. Très fréquemment, les produits de foration sont employés pour le bourrage. On utilise aussi des matières inertes comme le sable ou l'argile.

La tendance actuelle est à l'utilisation de matériaux plus grenus, comme les gravillons, afin de favoriser une certaine porosité au gaz due à l'explosion et éviter ainsi un dégagement brutal du bourrage en empêchant la fissuration des zones en tête du trou.

**f) Inclinaison du trou:**

L'inclinaison des trous, notamment la première rangée peut apporter les avantages suivants:

- meilleur découpage du front,
- allongement du trou, donc des charges explosives,
- moins de blocs en tête, avec moins d'effets arrières sur le bord du gradin. L'inclinaison du trou est ainsi liée au mode de foration et à la qualité du foreur.

**IV -3-6) Détermination des paramètres du schéma de tir**

**a) Diamètre du trou:**

Dans le cas général, le diamètre devrait être choisi en fonction de l'objectif de production, de granulométrie et du coût global. Pour notre cas on propose un diamètre :  $D= 90$  mm.

**b) Longueur du trou:**

La longueur du trou est déterminé à l'aide de la formule suivante:

$$L = (H / \sin b ) + l_s$$

où      H : hauteur du gradin ( m ),  
          b : angle d'inclinaison du trou par rapport  
          à l'horizontale (degré)



$l_s$  : longueur du sous forage ( m )

la longueur du sous forage est donnée par la formule suivante:

$$l_s = K_s \times D \quad \text{avec} \quad K_s = ( 10 \text{ à } 15 )$$

avec  $H = 15 \text{ m}$  ,  $b = 70^\circ$  ,  $l_s = 1 \text{ m}$

on a  $L = 17 \text{ m}$

**c ) Ligne de moindre résistance:**

La ligne de moindre résistance est déterminée d'après la consommation spécifique d'explosif et la capacité d'un mètre de trou de diamètre déterminé. On la détermine d'après la formule suivante:

$$W = (( 0,5 \times P^2 + 4 \times m \times q \times P \times H \times L )^{1/2} - 0,75 \times P) / 2 \times m \times q \times H.$$

où  $H$  : hauteur du gradin ( m ) ,

$L$  : Longueur du trou , ( m )

$m$  : Coefficient de rapprochement des trous ( 1,4 à 1,6 ) ,  
on prendra  $m = 1,5$

$q$  : consommation spécifique d'explosif ,  $q = 0,4 \text{ Kg} / \text{m}^3$

$m$  et  $q$  sont déterminés pour une dureté de 6 à 8 d'après  
l'échelle de protodiakonov.

$P$  : capacité d'un mètre de trou ( Kg / m )

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

$$P = 785 \times D^2 \times \Delta$$

où  $\Delta$  : densité d'explosif. (Kg / dm<sup>3</sup>)

\* L'explosif adopté est :

- Anfomil:

$$\Delta_1 = 0,9 \text{ Kg / dm}^3$$

$$P_1 = 5,72 \text{ Kg / m}$$

- Marmanit-2 :

$$\Delta_2 = 0,98 \text{ Kg / dm}^3$$

$$P_2 = 6,23 \text{ Kg / m}$$

\* Longueur de charge du trou:

Elle est donnée par la formule suivante :

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

où  $l_b$  : longueur du bourrage ( m )

$$l_b = ( 20 \text{ à } 30 ) \times D$$

$$l_b = 2,5 \text{ m}$$

on a donc  $l_{ch} = 17 - 2,5$

$$l_{ch} = 14,5 \text{ m}$$

\* Longueur de charge de fond:

On considère d'après la pratique que la longueur de la charge de fond est de 20% de la charge totale.

$$l_f = 0,2 \times l_{ch} ,$$

$$l_f = 2,9 \text{ m}$$

\* Longueur de charge de colonne :

$$l_c = l_{ch} - l_f$$

$$l_c = 14,5 - 2,9$$

$$l_c = 11,6 \text{ m}$$

Vérification:

$$L = L_b + L_f + L_c$$

$$L = 2,5 + 2,9 + 11,6 \text{ soit } L = 17 \text{ m.}$$

\* Poids de la charge de colonne :

$$Q_1 = P_1 \times l_c$$

$$Q_1 = 66,35 \text{ Kg}$$

\* Poids de la charge de fond :

$$Q_2 = P_2 \times l_f$$

$$Q_2 = 18,06 \text{ Kg}$$

\* Poids total d'explosif dans un trou :

$$Q = Q_1 + Q_2$$

$$Q = 84,41 \text{ Kg}$$

La capacité d'un mètre de trou sera donc

$$P = Q / l \text{ ch}$$

$$P = 5,82 \text{ Kg / m}$$

avec  $H = 15 \text{ m}$  ,  $L = 17 \text{ m}$  ,  $m = 1,5$  ,  $q = 0,4 \text{ Kg / m}^3$  ,  $P = 5,82$

$$\text{on aura : } W = 3 \text{ m}$$

**d) Distance ménagée entre deux trous:**

La distance ménagée entre deux trous d'une même rangée qui porte le nom espacement peut être déterminée d'après la relation suivante:

$$a = m \times W \text{ ( m )}$$

$$a = 1,5 \times 3$$

$$a = 4,5 \text{ m}$$

**e) Distance entre les rangées:**

Elle dépend du schéma de disposition des trous sur le gradin. Pour le schéma en quinconce:

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

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

**f) Volume abattu par trou de mine :**

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

$$V = a \times b \times H$$

$$V = 4,5 \times 4 \times 15$$

$$V = 270 \text{ m}^3 \text{ soit } V = 699,3 \text{ tonnes.}$$

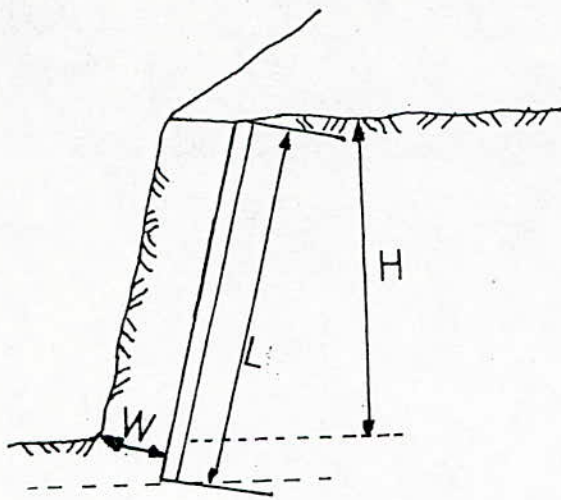


Fig N° 6 : Ligne de moindre résistance ( W )

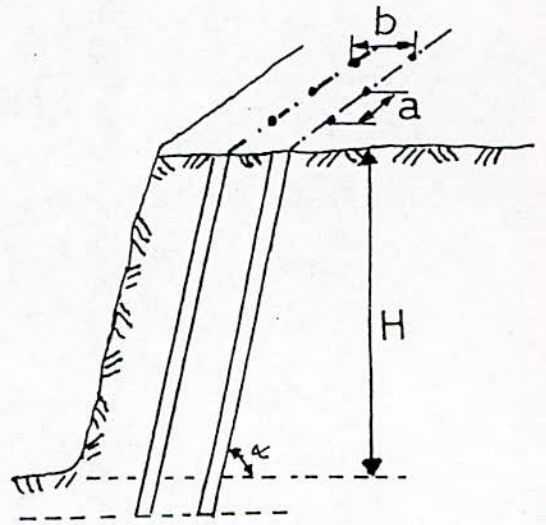


Fig N° 7 : Espacement des trous ( a ) et des rangées ( b )

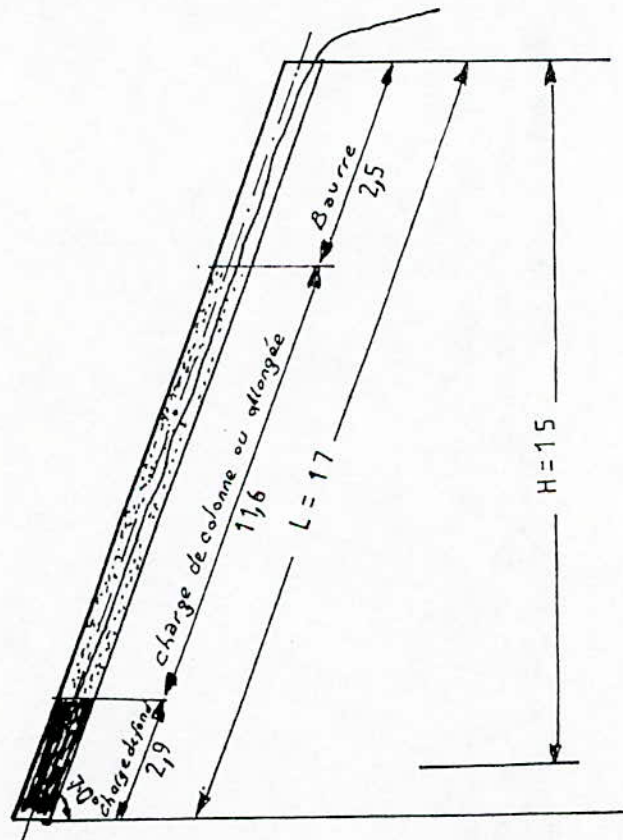
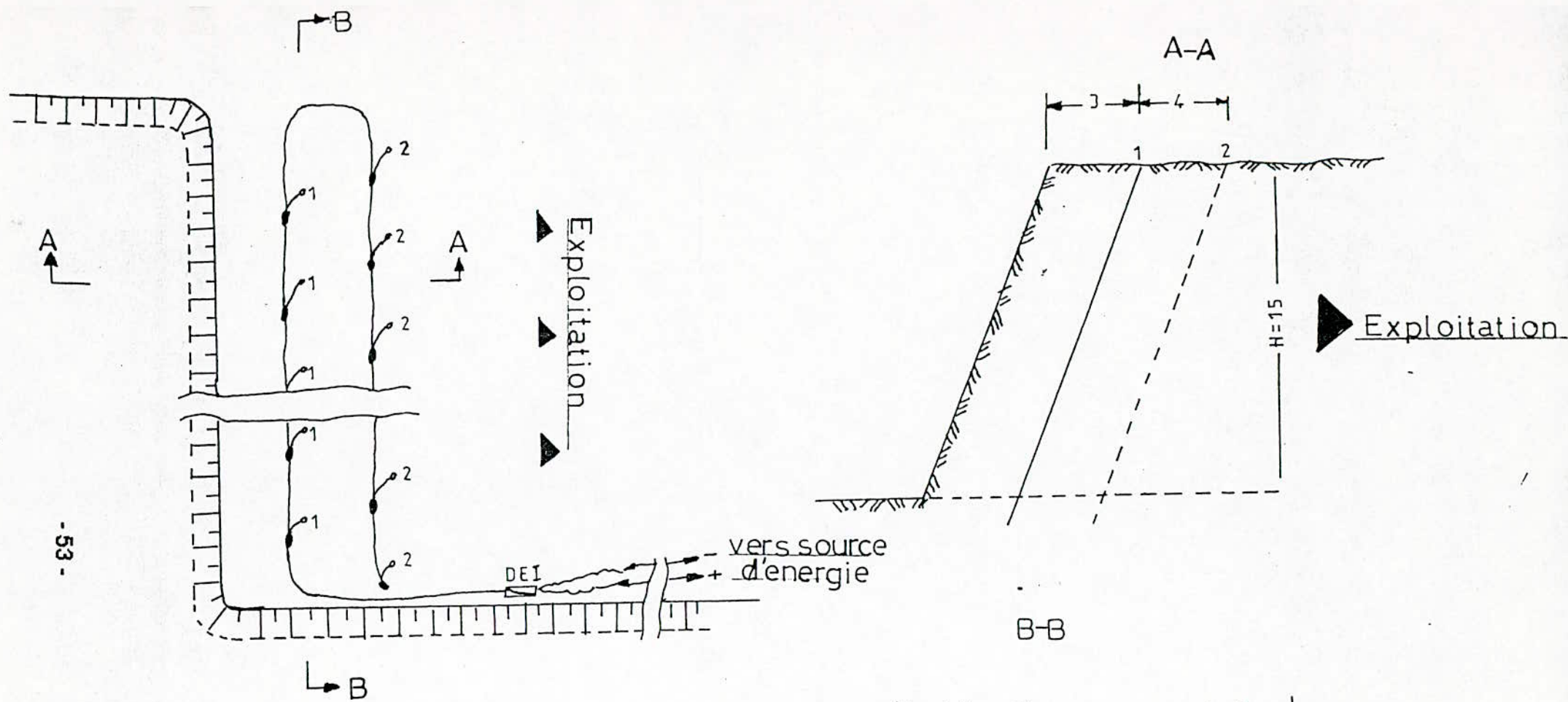
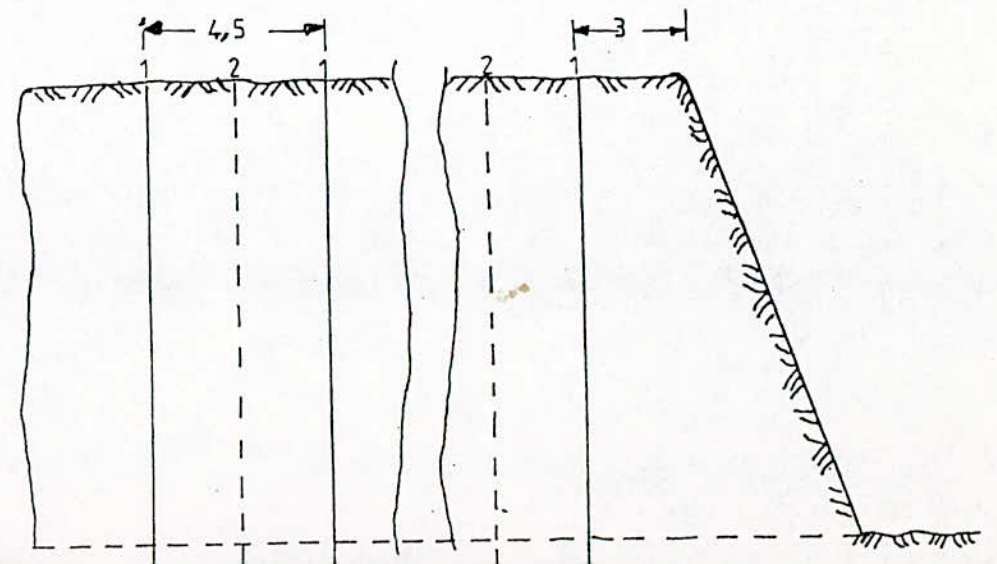


Fig N° 8 : Tir au front ( hors échelle )



- 53 -

Fig N° 9 : Plan de tir  
(hors échelle)



**g) Nombre de trous :**

On envisage la réalisation d'un tir au 5<sup>ème</sup> poste de travail, après quatre postes de foration, soit une semaine.

La production journalière étant de 2612 T donc elle correspond à 13060 T par semaine ( $Q_s = 13060 \text{ T}$ ).

Le volume abattu par un trou étant :  $V = 699,3 \text{ T}$ .

Le nombre de trous nécessaire sera donné par la formule suivante :

$$n = Q_s / V$$

$$n = 18,67 \quad \text{donc} \quad n = 19 \text{ trous}$$

**IV -3-7) Foration des trous:**

La foration des trous de mine se fera à l'aide de sondeuses travaillant à l'air comprimé et utilisant un mouvement roto-percutant.

**a) Nombre de sondeuses :**

**- Rendement des sondeuses:**

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

$$R_p = R_t \times T \times K_u \quad (\text{m} / \text{poste})$$

où  $R_t$  : rendement technique

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

$K_u$  : coefficient d'utilisation du matériel par poste,

$K_u = (0,8 \text{ à } 0,9)$ , on prendra  $K_u = 0,85$

Le rendement technique est donné par la formule suivante:

$$R_t = L / ( ( L / V_f ) + t_p + t_{au} + t_d )$$

où

$t_p$  : temps des opérations préparatoires pour le forage  
( 15 mn -30 mn )

$$t_p = 20 \text{ mn.}$$

$t_d$  : temps de déplacement d'un trou à un autre

$$t_d = 15 \text{ mn}$$

$t_{au}$  : temps des opérations auxiliaires

$$t_{au} = 30 \text{ mn}$$

$V_f$  : vitesse de foration

$$V_f = 0,08 \text{ m / mn}$$

$$\text{on aura : } R_t = 0,064 \text{ m / mn.}$$

le rendement de la sondeuse sera donc :

$$R_p = 26 \text{ m / poste}$$

**Nombre de sondeuses:**

Il est donné par la formule suivante:

$$n_s = ( l \times K_2 ) / R_p$$

où

$l$  : longueur totale de sondage foré par poste ( m )



$K_2$  : coefficient de réserve de travail ( 1,2 - 1,3 )

$$K_2 = 1,3$$

$l$  est déterminée par :

$$l = (Q \times L) / (a \times N_j \times A \times N_p \times H)$$

où

$Q$  : production annuelle  $m^3 / an$

$$Q = 221897 m^3 / an$$

$a$  : espacement entre les trous

$$a = 4,5 m$$

$N_j$  : nombre de jour de travail dans une année

$$N_j = 220 j$$

$N_p$  : nombre de poste par jour

$$N_p = 1 \text{ poste par jour}$$

$A$  : largeur de l'enlevure

$$A = 9 m$$

$H$  : hauteur du gradin

$$H = 15 m$$

$$\text{on trouve : } l = 28.22 m / \text{poste}$$

le nombre de sondeuses sera donc :

$$n = 1,41 \quad \text{soit } n = 2 \text{ sondeuses}$$

**b) Matériel de foration utilisé:**

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

- 02 wagons : Crawlair Drill L-M 100 A  
caractéristiques:  
vitesse de rotation : 0 - 300 t / mn  
diamètre du taillant : 90 - 105 mm  
puissance de traction maximale : 40 KN
  
- 04 marteaux perforateurs
  
- 02 compresseurs XAS 350  
débit d'air libre : 350 l / s
  
- 02 compresseurs XA 85  
débit d'air libre : 60 l / s

**IV -3-8) Le tir:**

**a) L'explosif et accessoires :**

**a -1 ) Type d'explosif**

- **Anfomil**: en vrac comme explosif de la charge allongée. L'explosif en vrac présente l'avantage de pouvoir occuper totalement le volume du trou.
  
- **Marmanit-2** : en cartouche comme explosif de la charge de fond

**a -2) Accessoires**

- a) Cordeau détonant de type MILACORD1
- b) Détonateurs électriques instantanés
- c) Détonateurs électriques micro-retard ( 25 ms )
- d) Fil électrique
- e) Exploseur électrique

**b) Consommation d'explosif et accessoires:**

La réalisation d'un tir nécessite une consommation de :

**- Explosif :**

- \* Anfomil : 1261 Kg
- \* Marmanit-2 : 343 Kg

**- Cordeau détonant : 235 m**

**- Détonateurs :**

\* Instantané : 11 dont:

- 1 : Pour créer la détonation du cordeau
- 10 : pour la première rangée

\* Micro-retard : 9 Pour la deuxième rangée.

#### **IV -3-9) Débitage secondaire:**

Après le tir, on prévoit des gros morceaux de roches dont les dimensions influent négativement sur les opérations de chargement, de transport et de concassage. Ces blocs hors gabarits ( $d \leq 0,8 \text{ m}$ ) nécessitent un débitage secondaire qui consiste à réduire ces roches en fragments désirés.

La séparation des gros blocs de la masse abattue, se réalise lors des travaux de chargement. Ces derniers sont regroupés dans une aire pour foration et sautage.

Des trous de petits diamètres  $d = 32 \text{ mm}$  (correspondant au diamètre des cartouches  $d_c = 30 \text{ mm}$ ) et une longueur de 250 mm, s'effectueront aux marteaux perforateurs alimentés par des compresseurs. La profondeur du trou ne doit pas dépasser  $1/3$  de la taille du bloc et la charge doit être au centre du bloc.

Le circuit sera monté en série. Vu la proximité des blocs et la faible profondeur des trous, il est recommandé d'opter pour une mise à feu à l'aide de fils électriques avec dans la charge un détonateur électrique.

Notons que l'utilisation du micro-retard pour la deuxième rangée, diminue le taux des blocs hors gabarit, par entrechoc entre les roches de la première et la deuxième rangée.

#### **IV -4) Processus de chargement et de transport:**

##### **IV -4-1) Processus de chargement:**

Cette opération est assurée par une chargeuse sur pneu, qui présente les avantages suivants:

- Grande capacité du godet par rapport à la masse de la chargeuse
- Grande vitesse de déplacement
- Grande manoeuvrabilité permettant de faire le chargement dans des conditions défavorables
- Les chargeuses sont capables de surmonter de grandes pentes.

##### **a) Calcul des paramètres de chargement:**

La capacité de production par poste d'un engin de chargement est donné par la formule suivante:

$$Q = T \times 60 / T_c \times V_g \times (K_{ch} \times K_1 \times K_2) / K_f \quad m^3 / \text{poste}$$

où

T	: durée d'un poste de travail	T = 8 h = 480 mn
T <sub>c</sub>	: durée d'un cycle de chargement	T <sub>c</sub> = 55 s
V <sub>g</sub>	: volume du godet ( m <sup>3</sup> )	V <sub>g</sub> = 5,4 m <sup>3</sup>
K <sub>ch</sub>	: coefficient de chargement du godet	K <sub>ch</sub> = 0,8
K <sub>1</sub>	: coefficient tenant compte des facteurs technologiques	K <sub>1</sub> = 0,9
K <sub>2</sub>	: coefficient tenant compte de l'organisation de travail	K <sub>2</sub> = 0,85
K <sub>f</sub>	: coefficient de foisonnement	K <sub>f</sub> = 1,35

on aura:  $Q=1282 \text{ m}^3 / \text{poste}$  soit  $Q = 3320 \text{ tonnes} / \text{poste}$

**b) Capacité du godet de la chargeuse:**

La capacité du godet de la chargeuse est donné par la formule suivante:

$$E = ( Vg \times Kr \times \gamma ) / Kf$$

Kr : coefficient de remplissage Kr = 0,9

on aura : E = 9,32 tonnes

**c) Caractéristiques de la chargeuse :**

Type : KOMATSU WA 600 -1

Capacité du godet : 5,4 m<sup>3</sup>

Puissance au volant : 415 CV - 310 KW

Hauteur de déversement : 3775 mm

Rayon de braquage : 8105 mm

**V-4-2) Processus de transport :**

Le but du transport est le déplacement de la masse minière du chantier jusqu'au concasseur .

Le transport de la matière sera effectué par des camions de 35 tonnes.

**a) Calcul des paramètres de transport**

- La distance de transport de la station de concassage ( trémie de déversement ) jusqu'au front de taille est d'environ 1000 m.

- Temps du cycle d'un camion:

Etant donné que l'engin de chargement et les camions travaillent ensemble, le calcul des paramètres du camion vont être calculés en fonction de ceux de l'engin de chargement.

$$T_{cam} = T_{ch} + (60 / V_1 + 60 / V_2) \times L + T_{dech} + T_{at}$$

$T_{ch}$  : temps de chargement du camion ( mn );

$T_{dech}$  : temps de déchargement du camion  $T_{dech} = 1$  mn ;

$T_{at}$  : Temps d'attente et de manoeuvre  $T_{at} = 3$  mn ;

$V_1$  : Vitesse du camion à vide  $V_1 = 30$  Km / h ;

$V_2$  : Vitesse du camion en charge  $V_2 = 15$  Km / h ;

$L$  : Distance de transport

Le temps de chargement est donné par la formule suivante:

$$T_{ch} = T_c \times N_g$$

$T_c$  : Temps d'un cycle de chargement  $T_c = 55$  s

$N_g$  : Nombre de godets pour charger le camion

$$N_g = C / E$$

$C$  : Capacité de la benne du camion  $C = 35$  tonnes

$E$  : Capacité du godet du chargeur  $E = 9,32$  tonnes

On aura :  $N_g = 4$  godets et  $T_{ch} = 3,66$  mn

Donc le temps du cycle d'un camion est égal à :

$$T_{cam} = 13,66 \text{ mn}$$

**b) Rendement du camion par poste:**

Le rendement d'un camion par poste est donné par :

$$R_{cam} = ( C \times T_p \times K_{ut} ) / T_{cam}$$

C : capacité de la benne du camion ( tonnes ) ;

T<sub>p</sub> : temps d'un poste T<sub>p</sub> = 480 mn ;

K<sub>ut</sub> : coefficient d'utilisation du camion ;

$$K_{ut} = 0,9$$

$$R_{cam} = 1106,88 \text{ tonnes / poste.}$$

**c) Nombre de camions:**

$$N_{cam} = P / R_{cam}$$

P : Production de la carrière par poste

$$P = 2612 \text{ tonnes / poste.}$$

$$N_{cam} = 3 \text{ camions}$$

**d) Caractéristiques du camion :**

Type : EUCLID R-35

moteur : CUMMINS KT-1150 -L

Puissance: 336 KW - 450 CV.

Poids brut de la charge utile : 35000 Kg

Hauteur de charge: 3150 mm.



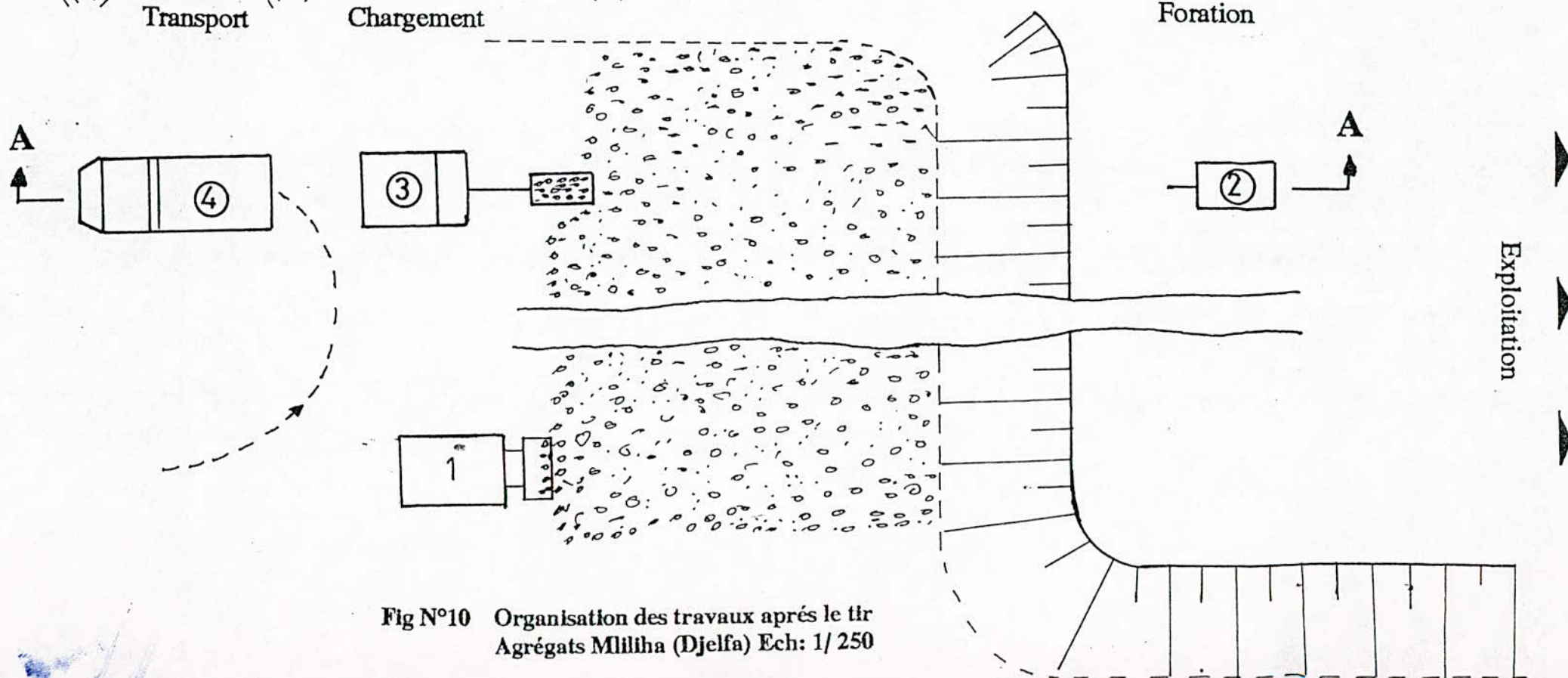
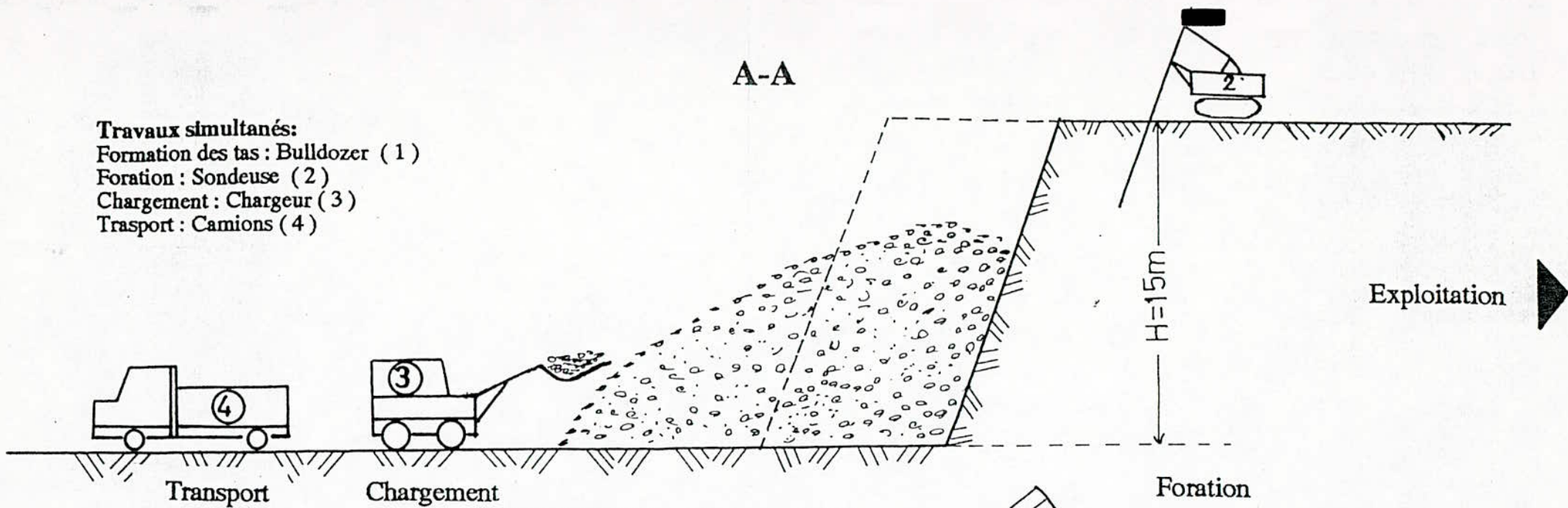


Fig N°10 Organisation des travaux après le tir  
 Agrégats Miliha (Djelfa) Ech: 1/ 250

#### IV -5) Concassage primaire:

Sachant que :

- La production journalière est de:  $A_J = 2612$  tonnes par jour
- Le Nombre d'heures de fonctionnement de la station de concassage (  $N_s$  ) est de:

$$N_s = N_h \times K$$

où  $N_h$  : durée du poste.  $N_h = 8$  h  
 $K$  : Coefficient d'efficience.  $K = 0,85$

$$N_s = 8 \times 0,85$$

$$N_s = 6,8 \text{ h}$$

Le rendement horaire moyen du concasseur sera donné par la formule suivante:

$$R_c = A_J / N_s$$

$$R_c = 2612 / 6,8$$

$$R_c = 384,11 \text{ tonnes / h}$$

Donc le concasseur à choisir , doit avoir une production horaire de 400 tonnes / h.

L'ouverture de la trémie est de l'ordre de : 1000 mm

L'implantation du concasseur doit se réaliser sur une dénivelée de 7,5 m à 10 m .

#### **IV -6) Sécurité dans le travail**

Les mesures générales de sécurité sur le chantier doivent être définies par des consignes précises et détaillées établies par le responsable.

##### **IV -6-1) Sécurité individuelle**

\* Le personnel de la carrière doit être doté d'un équipement de sécurité prévu par la réglementation en fonction du poste occupé ( casques, bottes, gants ... ).

\* Seules les personnes ayant acquis une formation spéciale et en possession d'un document approprié sont autorisées à exécuter les tirs et à conduire les engins.

\* Il est interdit au personnel de s'approcher du bord du gradin.

\* Il est interdit d'abandonner les engins, le moteur en marche.

##### **IV -6-2) Sécurité collective:**

\* Les travaux de " chargement - déchargement " doivent se faire sur une aire horizontale,

\* Les conducteurs d'engins doivent agir conformément aux consignes et les conducteurs de camions doivent respecter le code de la route. L'excès de vitesse et le dépassement sont interdits dans la carrière.

\* La foreuse en action ne doit pas être placée à une distance inférieure à trois mètres du bord du gradin. Après le forage, les trous sont à fermer par des moyens convenables.

\* Le transport des explosifs sera réalisé par camion spécial.

\* Pour les travaux de tir, des signaux ou des coups sonores sont à prévoir sur le chantier:

- Premier coup prolongé :

Pour l'évacuation du personnel de la zone dangereuse.

- Deuxième coup prolongé :

Le personnel exécutant le tir doit se mettre à l'abri.

- Des coups brefs :

Signifient la fin du tir.

\* La faible puissance de l'Anfomil ne permet que rarement d'obtenir une découpe franche du terrain. Aussi, nous recommandons de procéder à un purge du front minutieuse et organisée avant la reprise du travail.

#### **IV -6-3) Consigne de sécurité relative à la surveillance du dépôt d'explosif:**

\* Tout dépôt doit être fermé par des portes de construction solide et surveillé par un vigile.

\* Les chambres de dépôt et les passages leur donnant accès doivent avoir des dimensions et une disposition telles qu'il soit toujours possible d'y circuler et d'y transporter les caisses d'explosif.

\* Il est notamment interdit d'introduire dans le dépôt des objets métalliques et des matières inflammables ou susceptible de produire des étincelles.

\* Il est interdit de laisser des mèches et d'emmagasiner des matières facilement inflammables tel que : le foin, la paille, le bois, le papier et le coton dans un rayon de 50 m.

\* Des mesures spéciales doivent être prises pour préserver l'explosif contre l'humidité.

**IV -7) Moyens de réalisation:**

**IV -7-1) Moyens matériels:**

**Tableau N°12 : Moyens matériels**

Engin	Nombre
Chariot de foration	2
Compresseur chariot	2
Marteau perforateur	4
Compresseur marteau	2
Camion R-35	4
Chargeuse	1
Bulldozer	1
V.T.T	2
Camion arroseur	1

**IV -7-2) Moyens humains:**

**Tableau N° 13 : Moyens humains**

Fonction	Nombre
Ingénieur responsable des travaux de la sécurité	1
Chef de carrière	1
Sondeur	2
Mineur	2
Conducteur chargeuse	1
Conducteur Bulldozer	1
Conducteur camion R -35	3
Conducteur camion arroseur	1
Mécanicien	2

*CHAPITRE V*

*ASPECT  
ECONOMIQUE*

## V) Aspect économique: [2], [6], [11]

Dans cette partie, nous calculerons le prix de revient prévisionnel d'une tonne de minerai extraite, chargée et transportée jusqu'au concasseur, que nous noterons : tonne de minerai arrivée au concasseur

Le prix de revient se détermine selon les éléments suivants:

- Frais du personnel.
- Amortissement des fonds fixes.
- frais de fourniture.
- Frais de maintenance.
- autres dépenses.

### - Données de base:

- Production annuelle : 574.713 tonnes / an.
- Production mensuelle : 47.892,75 tonnes / mois.
- Consommation :

\* Pour une volée correspondante à 13.286,7 tonnes, nous avons les consommations :

- 1261 Kg d'Anfomil à un prix de 12,10 DA / Kg
- 343 Kg de Marmanit-2 à un prix de 44,89 DA / Kg
- 235 m de cordeau détonant à un prix de 10 DA / m
- 11 détonateurs instantanés à un prix de 19 DA / U
- 9 détonateurs micro- retard 25 ms à un prix de 23 DA / U



\* consommation en gas-oil:

Le tableau suivant résume la consommation horaire de chaque engin, celle-ci a été calculée à la base de la formule suivante:

$$C = \text{Pui} \times q \times \text{Ku} \quad (\text{l} / \text{h})$$

où Pui : puissance de l'engin ( cv )  
 q : consommation spécifique ( Kg / ch.h )  
 Ku : Coefficient d'utilisation

Pour engin DIESEL :

$$CI = C / 0,86 \quad \text{l} / \text{h}$$

Tableau N° 14 : Frais de consommation en carburant

Engin	Consommation l / h	Nombre	Frais DA / an
Chariot	76,53	2	339425,85
Compr XA 85	21,19	2	93981,88
Compr XAS 350	62,63	2	277776,57
Bulldozer	75,35	1	167096,16
Chargeuse	97,72	1	216703,87
Camion R35	105,96	4	939907,58
V.T.T	4,7	2	20845,44
Camion arroseur	10,59	1	23484,38
		<b>Total</b>	<b>2079221,73</b>

1) Frais du personnel

Tableau N°15 : Frais du personnel

Fonction	Salaire brut	Charges	Nbr	Frais en DA / mois
Ingénieur	15500	3650	1	19150
Chef de poste	11000	493	1	14610
Sondeur	9400	2260	2	23320
Aide sondeur	8250	1980	2	20460
Cond- chargeur	9800	2352	1	12152
Bulliste	9800	2352	1	12152
Cond- camion R35	9400	2260	4	46640
Cond- camion	9400	2260	1	11660
Mécanicien	9400	2260	2	23320
			Total	183464

La valeur retenue est de : 3,83 DA / t

2) Amortissement des fonds fixes:

Tableau N°16 : Amortissement des engins

Matériel	Nombre d'engins en			FA en KDA	n en An	A = FA / n en ( DA / an )
	Service	Réserve	total			
Chariot	2	1	3	1036	6	518.000
Compresseur	2	-	2	1419	8	354.750
Marteau	4	-	4	148	6	120.000
Compresseur	2	-	2	54	6	180.000
Bulldozer	1	-	1	8600	8	1.075.000
Chargeuse	1	-	1	7350	8	918.750
Camion R35	3	1	4	6720	8	3.360.000
V.T.T	2	-	2	512	5	102.400
Camion	1	-	1	799	8	99.875
Total						67.287.75

La valeur retenue : 11,70 DA / t

**3) Frais de fourniture :**

**Tableau N°17 : Frais de fourniture**

Consommables	Consommation Unitaire ( unité / t )	Prix unitaire ( DA / unité )	Coûts d'une tonne de granulat ( DA / t )
Carburant ( Gasoil )	1,12 l / t	3 DA / l	3,61
Marmanite	0,026 Kg / t	44,89 DA / Kg	1,16
Anfomil	0,096 Kg / t	12,10 DA / Kg	1,16
Cordeau détonant	0,018 m / t	10 DA / m	0,18
Mico retard	0,0007 pièce / t	23 DA / pièce	0,0161
Instantané	0,00084 pièce / t	19 DA / pièce	0,0160
		<b>Total</b>	<b>6,14</b>

**La valeur retenue des frais de fournitures est : 6,14 DA / t**

**4) Frais de maintenance:**

**a) Lubrifiants:**

Ils représentent 10 % des dépenses en gas-oil:

$$(10 \times 3,61) / 100 = 0,361 \text{ DA / t}$$

**b) Pièces détachées :**

Les dépenses en pièces de rechanges représentent 10 % du prix des engins utilisés: soit 6728775 DA / an .

Le prix des pièces de rechange sera :

$$(6728775 \times 10) / 100 = 672877,5 \text{ DA / an .}$$

soit **1,17 DA / t**

La valeur retenue pour les frais de maintenance est de **1,53 DA / t**

**5) Autres dépenses:**

On prévoit des dépenses supplémentaires qui seront estimées à 10% des dépenses totales:

$$(23,2 \times 10) / 100 = 2,32 \text{ DA / t}$$

La valeur retenue pour les dépenses supplémentaires est de:

**2,32 DA / t**

**Tableau N°18 : Prix de revient prévisionnel.**

Elément du P.R	Prix de la tonne (DA)	%
Frais du personnel	3,83	15,01
Amortissement	11,70	45,85
frais de fourniture	6,14	24,06
Maintenance	1,53	5,99
Autres dépenses	2,32	9,09
Prix de revient	25,52	100

**Interprétation :**

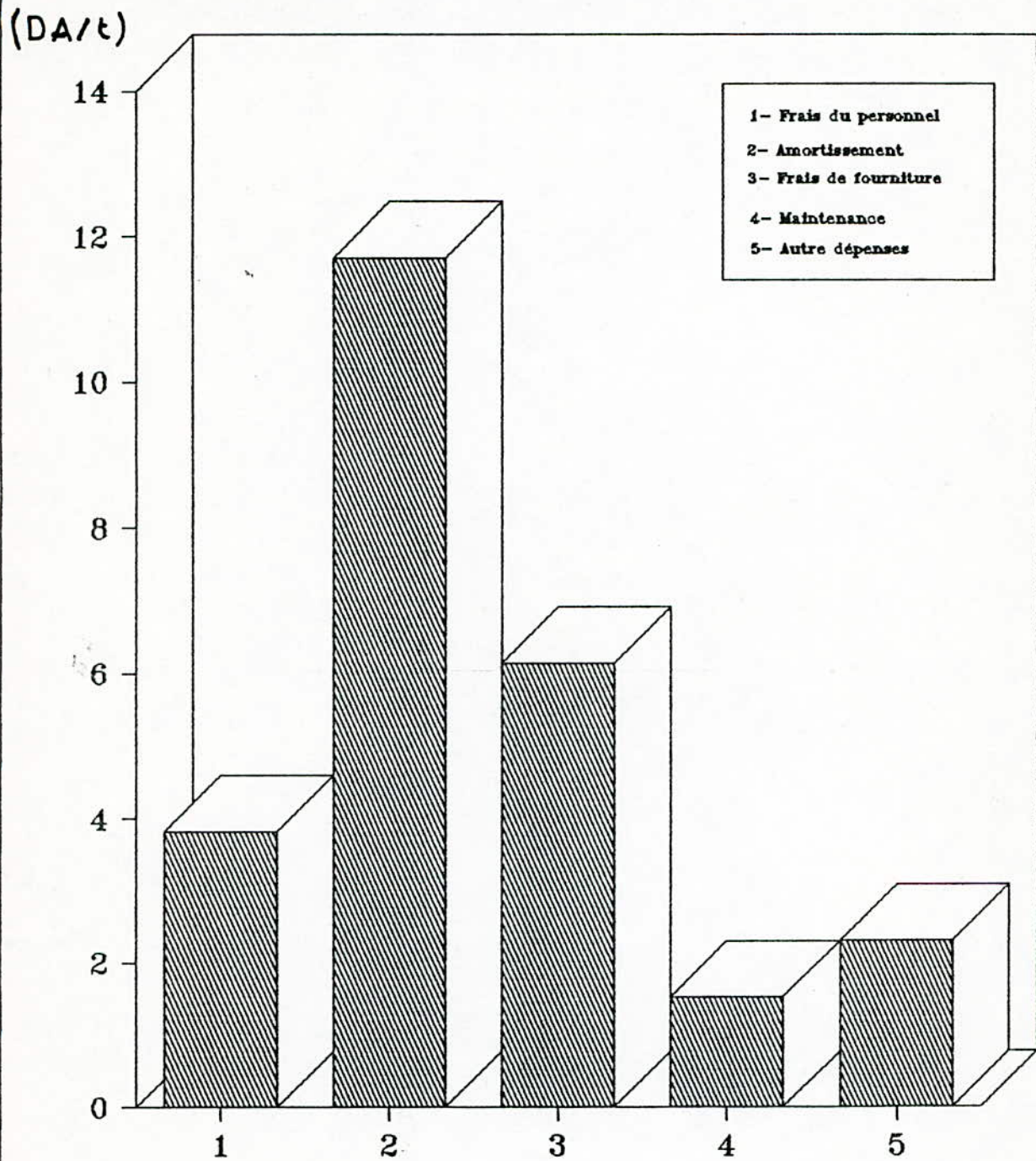
Le tableau N° 18, nous donne le prix de revient prévisionnel d'une tonne de granulat arrivée au concasseur, calculé pour la première année.

D'après les sources de l'E.N.G, le prix de revient moyen d'une tonne de granulats, selon les carrières, varie de 25 à 27 DA.

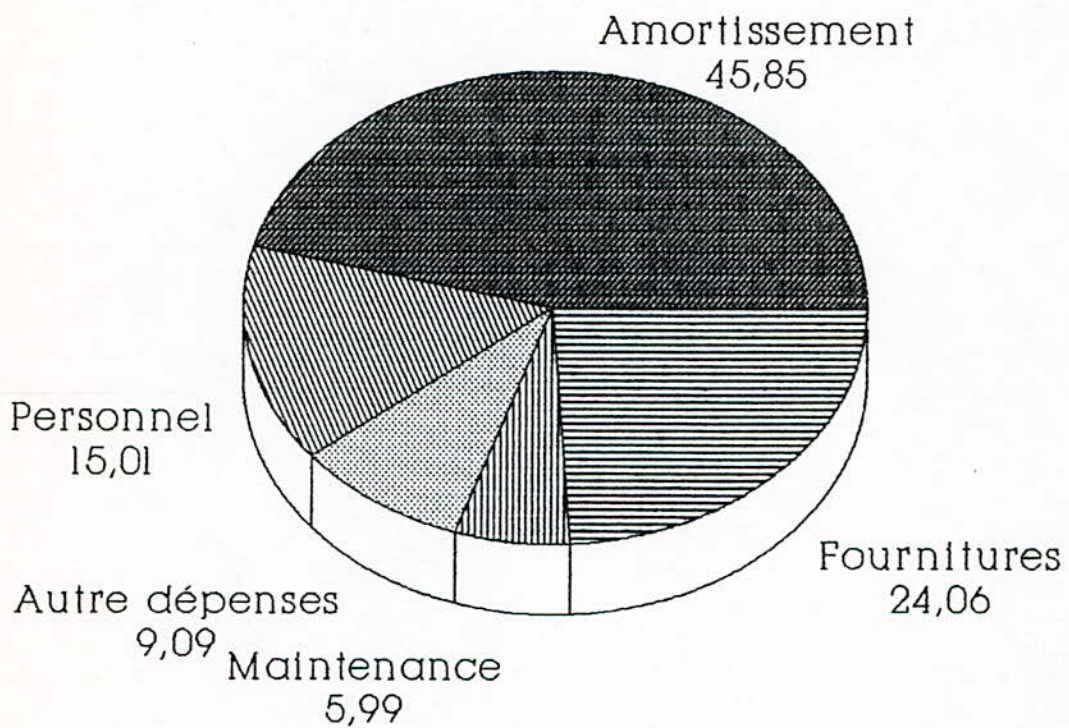
Ceci donne que le prix de revient trouvé est dans les normes.

La plus grande part du prix de revient est celle de l'amortissement vu les grands engins nécessaires pour réaliser cette tâche ( Bulldozer et chargeuse etc ... ).

# ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT



# ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT





## CONCLUSION.

L'exploitation du gisement de MLILIHA ne présente pas de particularités majeures quant à son évolution, les conditions technico-minières sont favorables à savoir :

- absence de découverte;
- route goudronnée de 150 à 200 m Nord du flancs;
- ligne électrique parallèle à la route goudronnée;
- espace suffisant pour l'installation d'une station de concassage
- à proximité de la localité de MLILIHA d'où une main-d'oeuvre sur place.

Les réserves exploitables sont suffisantes pour répondre aux besoins de la station de concassage. La durée de vie de l'unité dépasse les 50 ans conventionnels.

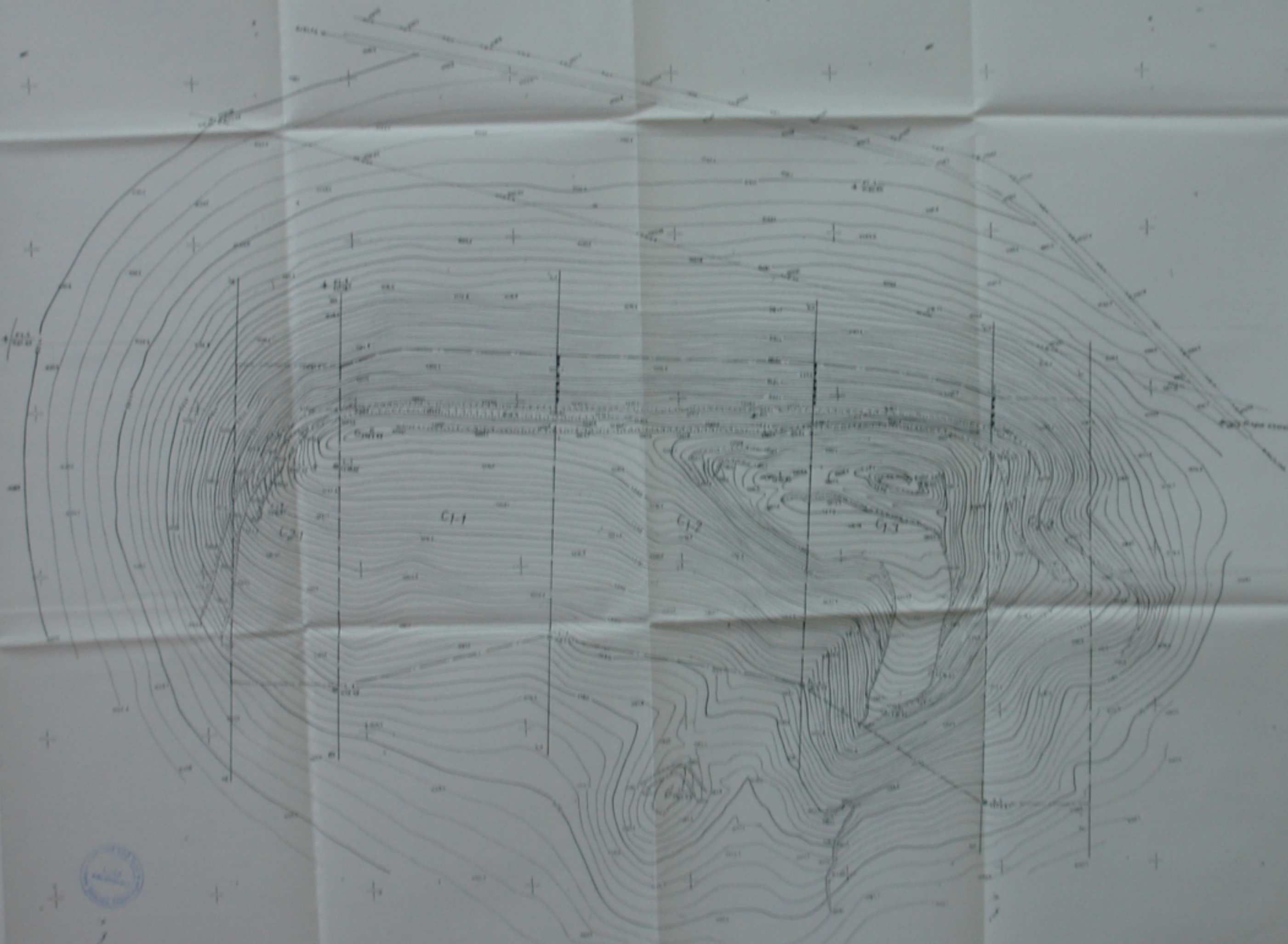
Les débouchés existent dans la région; il faut signaler à cet effet que plusieurs pistes au départ de MLILIHA vers d'autres localités sont appelées à être goudronnées d'autant qu'il s'agit de pistes déjà aménagées. Au besoin la station pourrait alimenter la région de BOU-SAADA .

L'investissement étant relativement faible par rapport à d'autres activités ( briqueteries, usines à chaux ... ), donc accessible, nous estimons que le projet de production d'agrégats de MLILIHA pourra se concrétiser dans un proche avenir. Il y a lieu de signaler la relance du projet de la cimenterie de DJELFA qui aura à son tour des effets induits sur toute la région en matière de développement de toutes les activités liées à l'utilisation du ciment.

A cet effet, nous donnons conseil d'ores et déjà au futur exploitant ( entreprise ou autre ) de suivre l'évolution de la carrière en y prélevant périodiquement des échantillons à des fins d'analyses et d'essais. Ceci pourrait constituer une fiche technique de l'utilisation des différentes fractions des granulats extraits.

## BIBLIOGRAPHIE

- [1] M-AGUID BACHAR, cours d'exploitation des mines à ciel ouvert, E.N.P, 1991 - 1992. (non édité)
- [2] A-AIT YAHIA TEN, cours d'économie minière, E.N.P, 1992 - 1993. (non édité)
- [3] M-BENCHOUK, modèle mathématique du plan de tir dans le gisement de SLMUSTAPHA, mémoire en Génie Minier, E.N.P, juin 1990.
- [4] Y-BERTON et P-LEBERE, Guide de prospection des matériaux de carrières, B.R.G.M, manuels et méthodes N° 5, 1983
- [5] B-BOCKY, exploitation des mines, MIR, 1968.
- [6] K-FOUIAL, projet d'exploitation de la carrière de granulat de djebel BOUZEGZA, mémoire en Génie Minier, E.N.P, juin 1992.
- [7] M-E HADAD, rapport géologique final (projet agrégat Djelfa, gisement de MLILIHA), UREG, 1989.
- [8] K-HARMANN, précis de forage des roches, DUNOD, 1971.
- [9] KOVALENKO, exploitation des carrières, O.P.U, 1986.
- [10] Mines et carrières, les techniques, mai - juin, 1988.
- [11] T-MAKHLOUFI, influence de la mécanisation sur le prix de revient du calcaire de MEFTAHA, mémoire en Génie Minier, E.N.P, 1989.
- [12] M-SALHI, projet d'exploitation, gisement d'agrégat de ADILA (TEBESSA), UREG, 1983.
- [13] G-SANGLERAT, J-COSTET, cours pratique de mécanique des sols, DUNOD, 1981.
- [14] VIDAL, exploitation des mines, DUNOD, 1962.



ÉCHELLE : 1/50 000  
 PROJETÉ : UTM  
 ZONE : 48N  
 DATUM : NAD 83  
 UNITÉ : MÈTRES  
 DÉTAILS : voir plan de situation  
 ÉLÉMENTS DE COORDONNÉES : voir plan de situation  
 DÉTAILS : voir plan de situation  
 ÉLÉMENTS DE COORDONNÉES : voir plan de situation

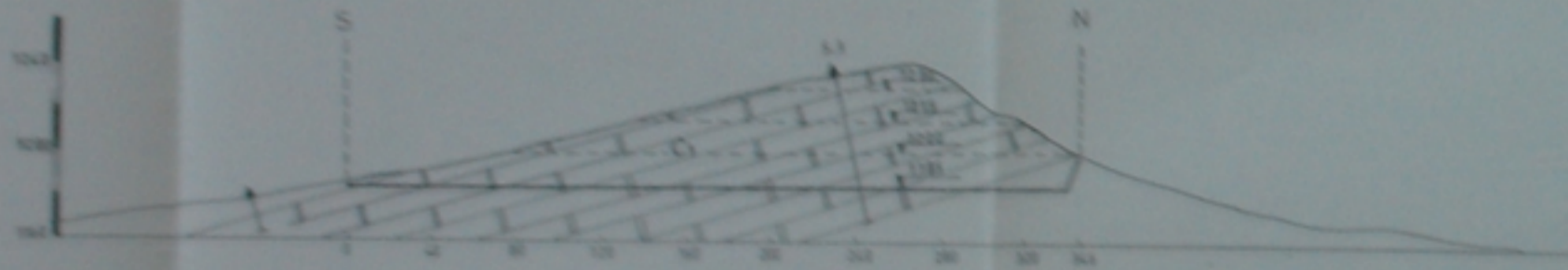
PLAN DE CALCUL DES RÉSERVES  
 AGREGAIS DELTA

--	--	--	--

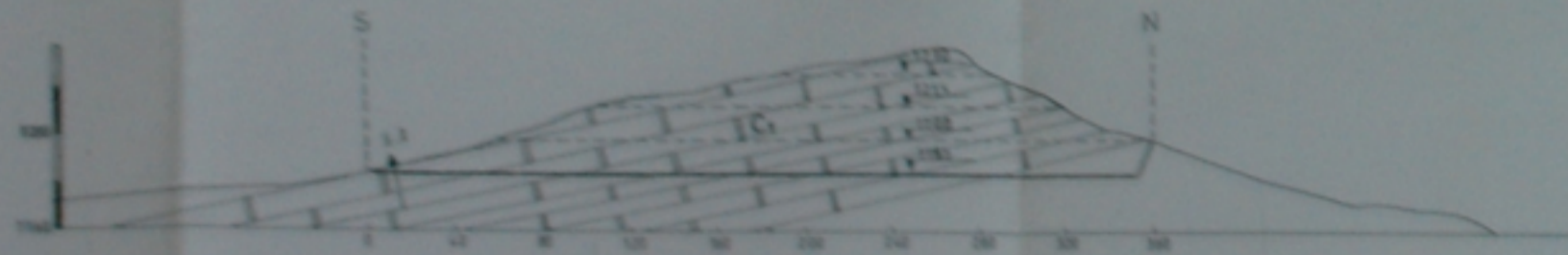
COUPE A.A'



COUPE B.B'



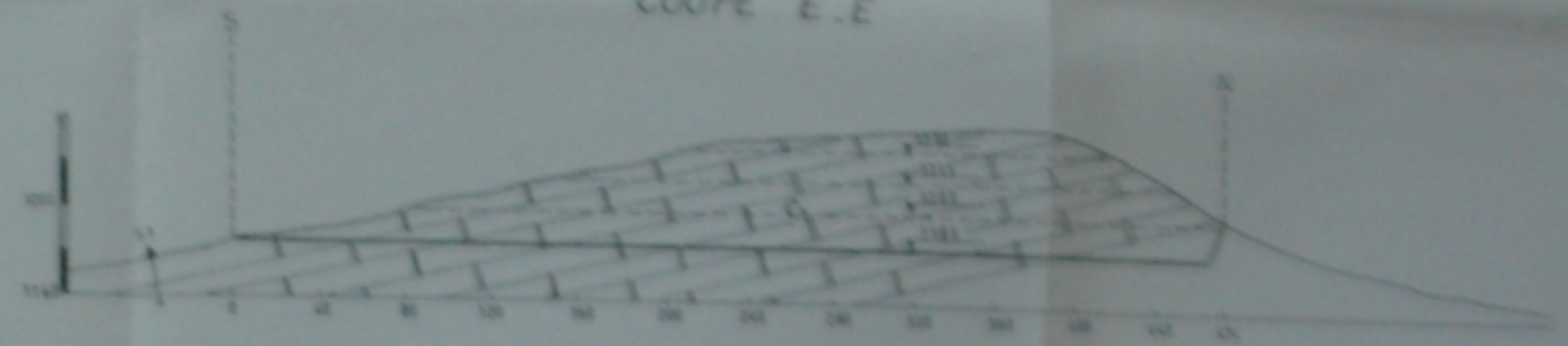
COUPE C.C'



COUPE D.D'



COUPE E.E'



COUPE F.F'



P5004 85

-2-

- LEGÈRE
- LIGNES DE DÉLIMITATION
  - LIGNES D'EXPLOITATION
  - ↑ SONNAGE
  - CARRÉ DE SONDAGE



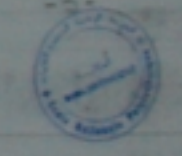
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE  
 Département Génie Minier

DATE		COUPES D'EXPLOITATION		
N° 1/80		OBJET : BARRAGE DE DELTA		
UNIVERSITÉ	CLASSE	TRONC	N° 1	PROFESSEUR
			2	APR 80
N° 1/80	N° 1/80	N° 1/80		



- LEGENDE**
- POINT DE POLYGONISATION
  - POINT TRIGONOMETRIQUE
  - BENCH
  - LIGNE ELECTRIQUE
  - LIGNE TELEPHONIQUE
  - ROUTE
  - TALUS NATUREL
  - Limite des reserves en C1
  - Limite des reserves en C2
  - Piste d'accès
  - Sens d'avancement du front de la carrière
  - Grade de matière première
  - Sens d'avancement du front d'abatage
  - Niveau d'exploitation

P6001 88

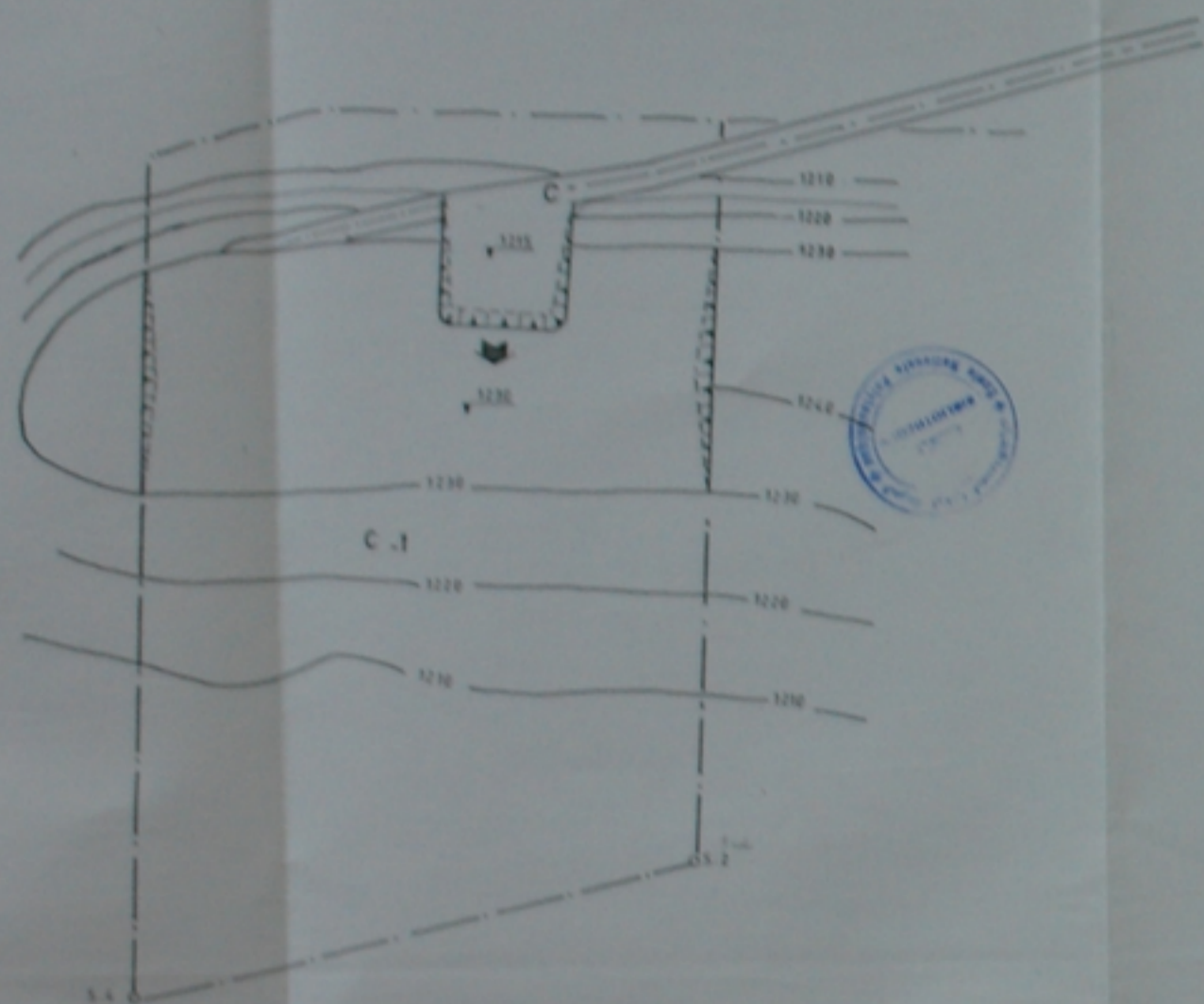


**ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE**  
 Département Génie Minier

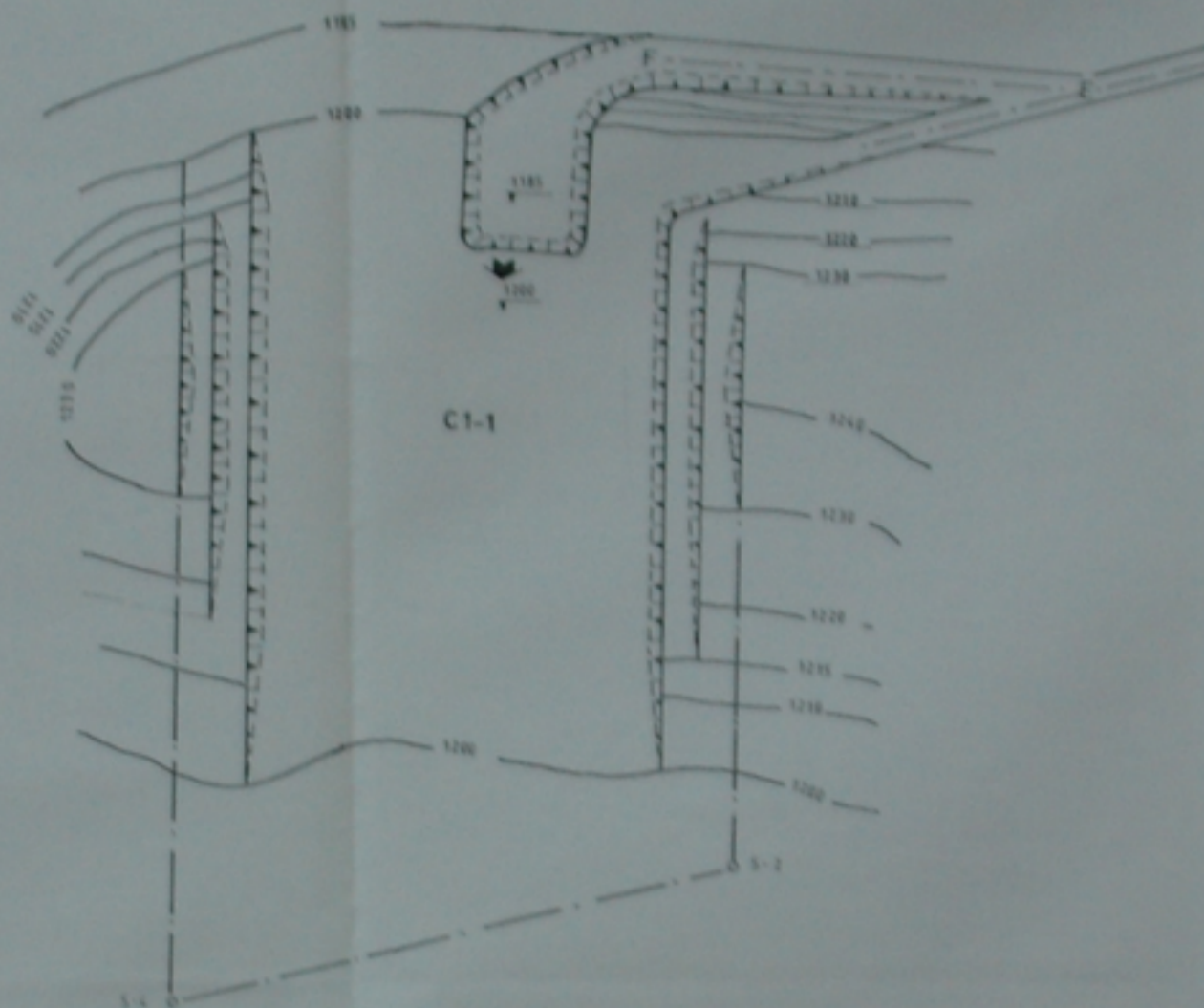
**OUVERTURE DE LA CARRIERE**  
 GISEMENT AGREGATS DIEVA

DATE	1988
PROJET	
PROFESSEUR	
ETUDIANT	
NUMERO	3
DATE	JUN 83

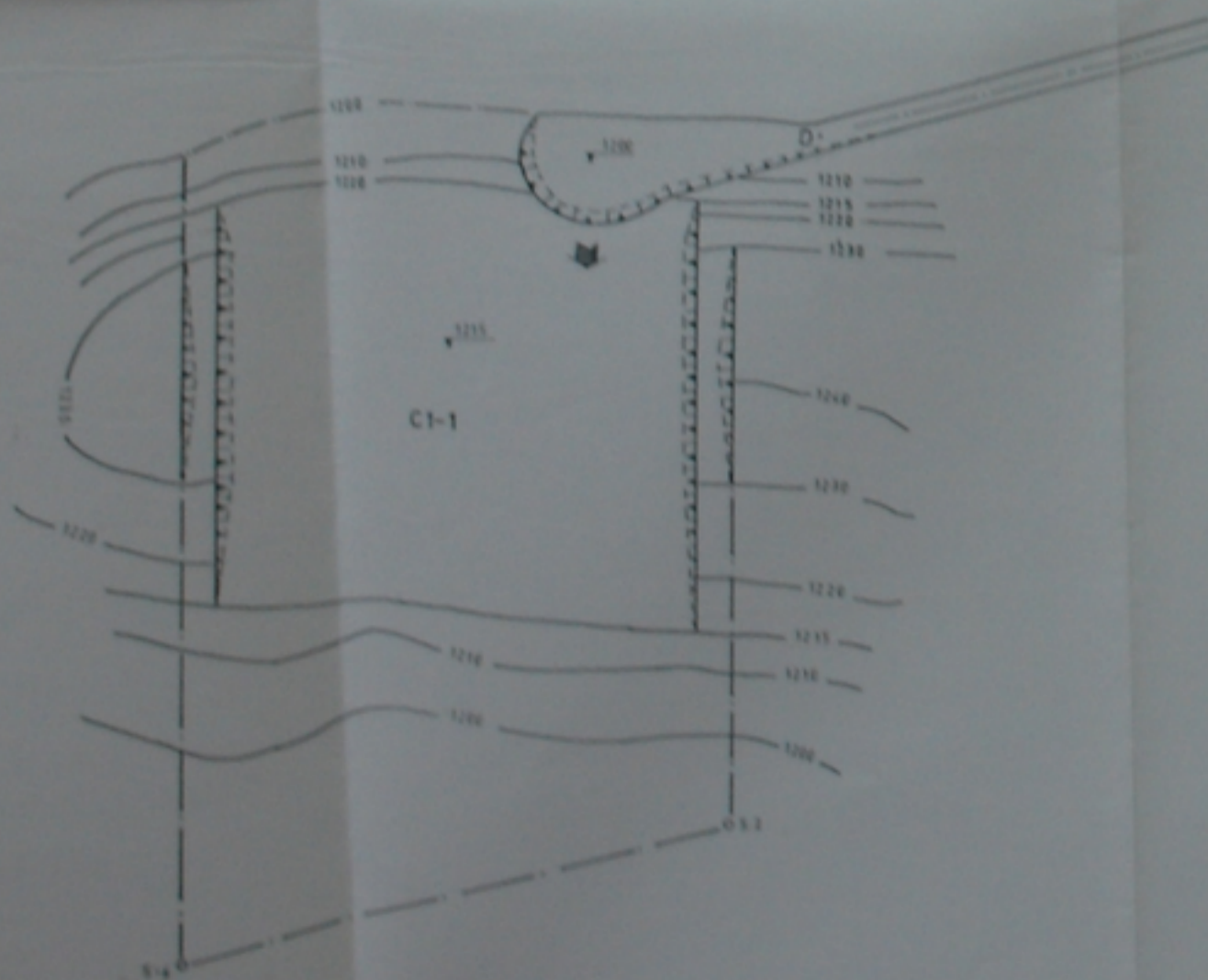
PHASE . 1



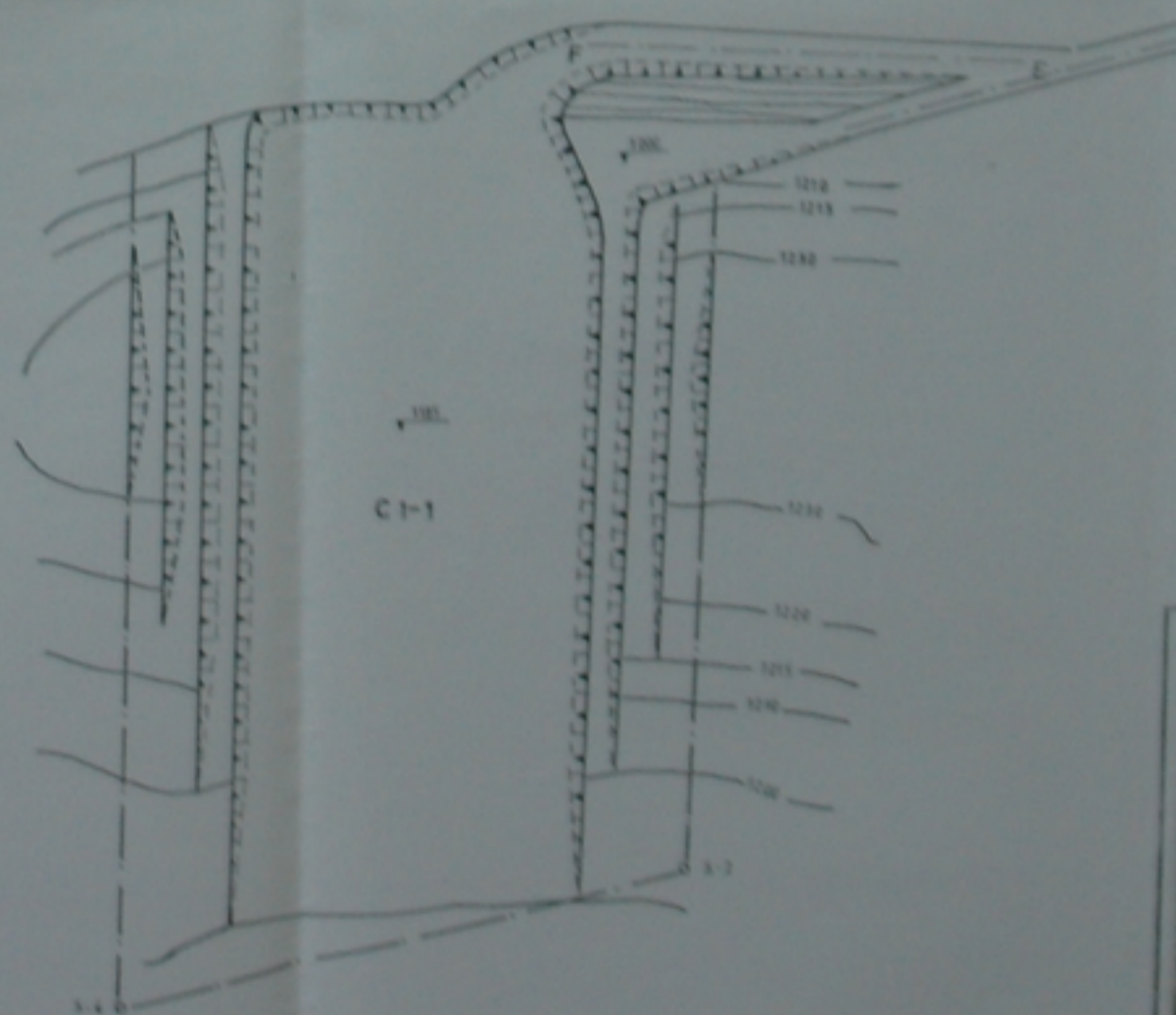
PHASE . 3



PHASE . 2



PHASE . 4

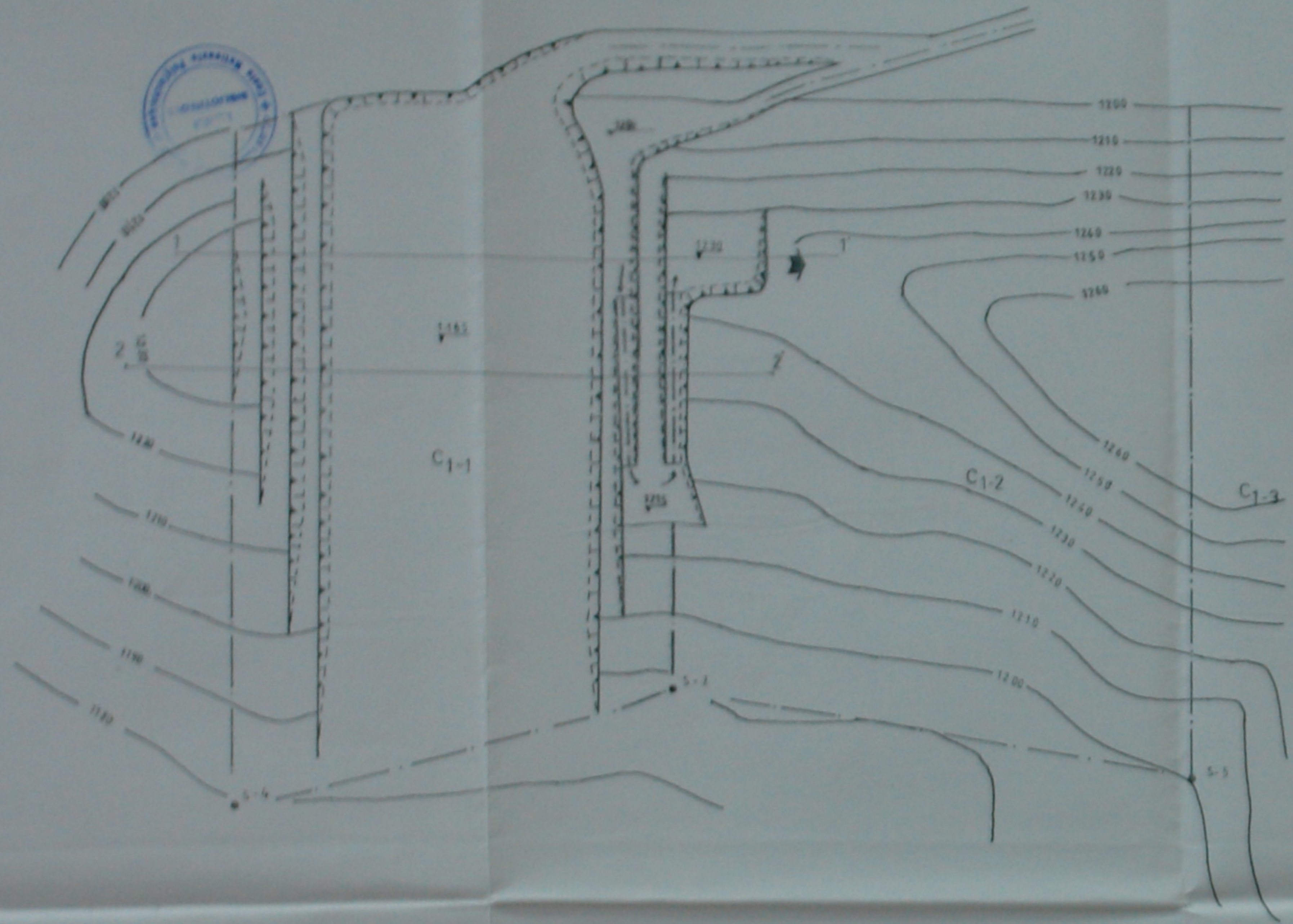


Plan 33

-4-

VOIR LEGENDE SUR PLAN N°2

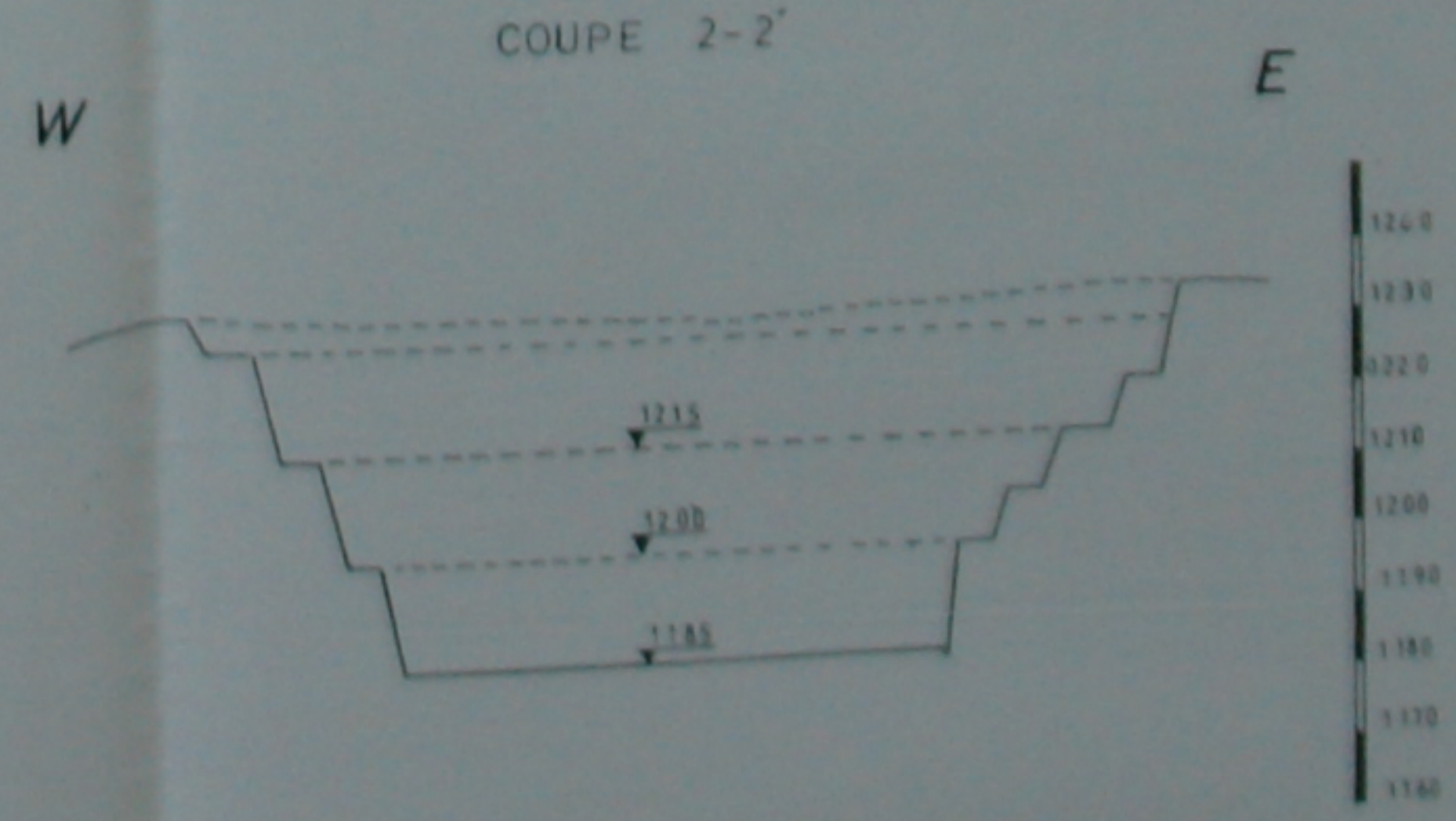
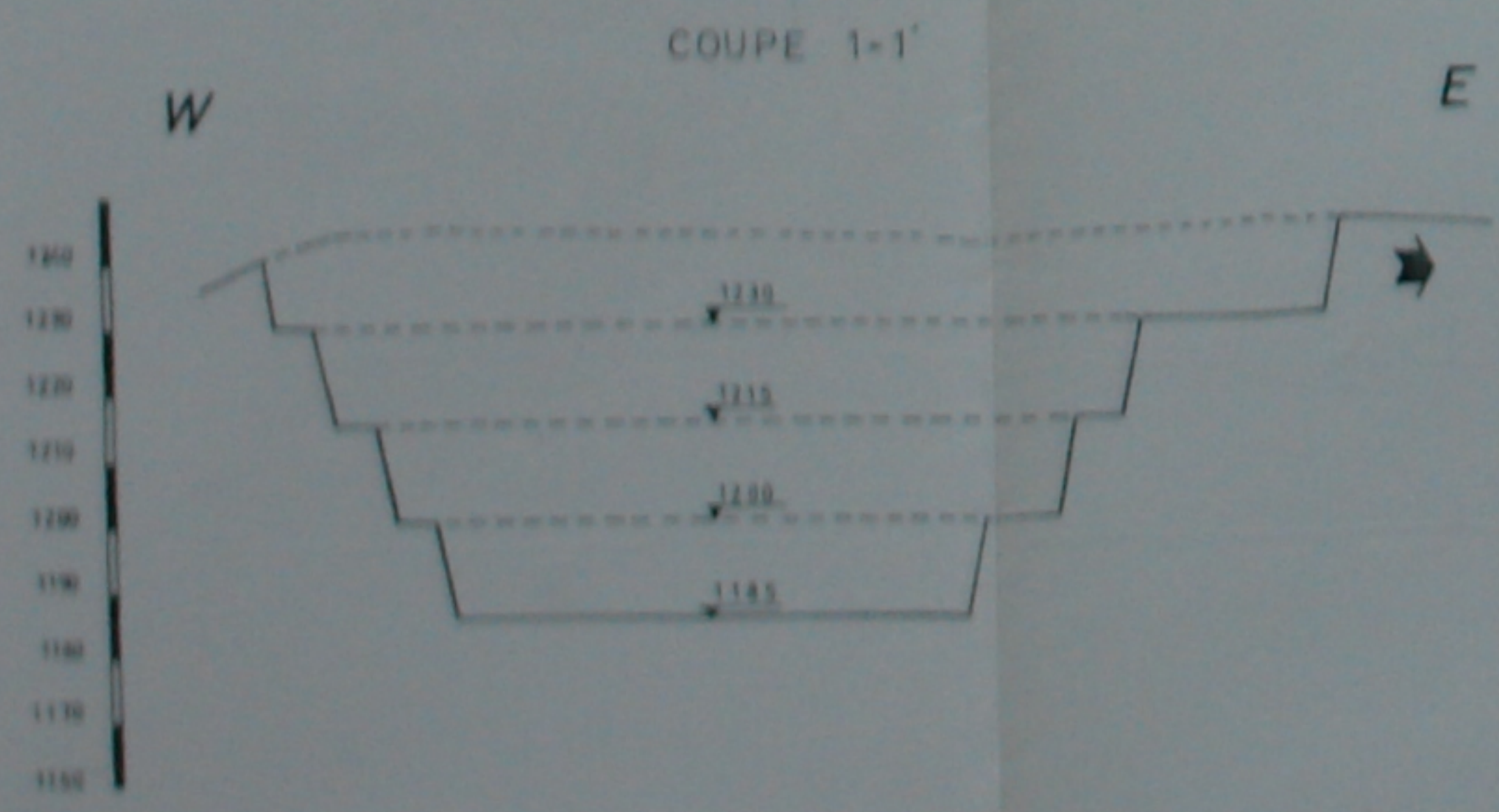
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE Departement Genie Minier				
DATE: MAY 1981 N°: 1380		DEVELOPPEMENT DES PHASES D'EXPLOITATION (BLOC C <sub>1</sub> -1) EQUIPEMENT AERODROME ALGERIA		
DESIGNER: M. K. KARA	ELABORE: M. K. KARA	TRACER: M. N. SALDI	PLAN N°: 4	PROJET: 03



PG. 001 98  
-5-

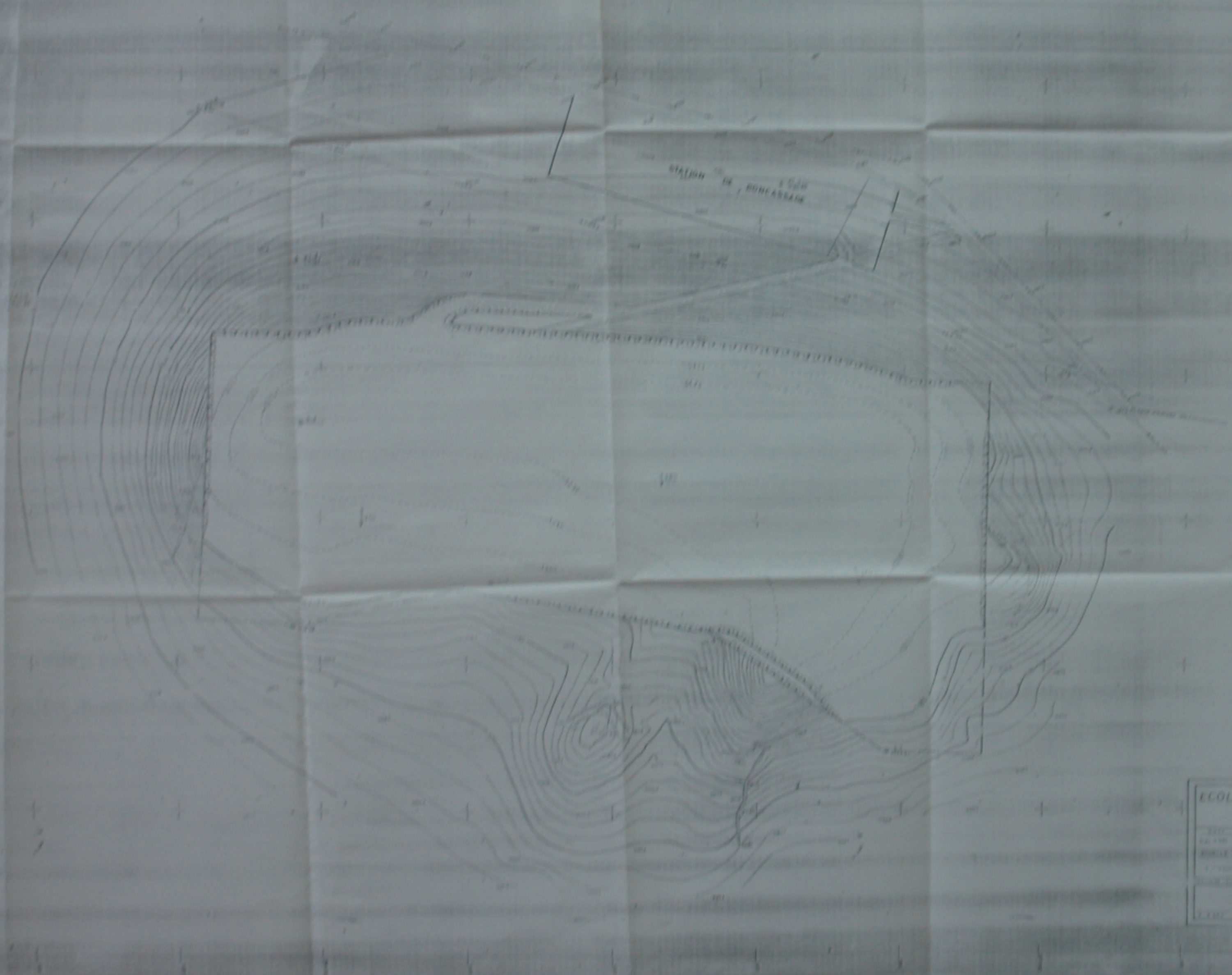


VOIR LEGENDE SUR PLAN N°3



ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE  
Departement Genie Minier

DATE	MAY 1993			
TITRE	ACCES ET OUVERTURE DU BLOC C1-2			
DATE	1/2000			
DESIGNÉ PAR	ELABORÉ PAR	PROJETÉ PAR	PLAN N°	PROJETÉ PAR
			S	JUN 93
D. SARA	D. SARA	H. SAÏW		



15-0-15  
 15-0-15  
 15-0-15  
 15-0-15

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE Département de Géométrie	
PLAN DE LIQUIDATION DE LA CARRIÈRE	
DÉSIGNATION: ...	
DATE: ...	
...	