

وزارة التعليم العالي

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

ΛEX

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : **GENIE MINIER**

PROJET DE FIN D'ETUDES

Pour l'obtention du Diplôme d'Ingenieur d'Etat en Mines

S U J E T

**Determination du Coefficient de
Decouverte des Gisements de
Mineraux Utiles dans les Conditions
du Gisement de Gypse de Medea**

Proposé par :

U. R. E. G.

Etudié par :

ABDOULAYE MOUSSA

Dirigé par :

Dr Mohamed AGUID
BACHAR

PROMOTION : 1984 — 1989

وزارة التعليم العالي

MINISTRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : **GENIE MINIER**

PROJET DE FIN D'ETUDES

Pour l'obtention du Diplôme d'Ingenieur d'Etat en Mines

S U J E T

**Determination du Coefficient de
Decouverte des Gisements de
Mineraux Utiles dans les Conditions
du Gisement de Gypse de Medea**

Proposé par :

U. R. E. G.

Etudié par :

ABDOULAYE MOUSSA

Dirigé par :

Dr Mohamed AGUID
BACHAR

PROMOTION : 1984 — 1989

*
* E D I C A C E S. *
* *
* *
* *
* Je dédie ce modeste document à : *
* mon père et à ma mère *
* mes frères et soeurs *
* et à mon très chère correspondant NGAIDE IBRAHIMA *
* *

REMERCIEMENTS.

Je remercie très sincèrement :

Mr. LE DOCTEUR MOHAMED AGUID BACHAR; mon propoteur qui malgré ses multiples préoccupations m'a apporté une assistance appréciable, en plus de ses sages conseils, de son soutien moral et de son concours tant au niveau des moyens logistiques qu'au niveau de la documentation.

Mr. LES DOCTEURS KOH et WENDA; enseignants à l'E.N.P. pour leurs sages conseils et leurs orientations.

Mr. SALHI; sous directeur à l'U.R.E.G. pour son concours tant documentaire que matériel.

Mr. PETROWSKI; à la direction d'exploitation de l'E.R.C.C. pour son aide documentaire et ses sages conseils.

Mr. LE DIRECTEUR de la carrière de Médéa pour son concours tant au niveau des moyens logistiques qu'au niveau de la documentation.

Pour ne citer que ceux là tout en remerciant ceux qui de près ou de loin ont collaboré à la réalisation de cet ouvrage.

 COMMAIRE.

INTRODUCTION:.....	1
<u>CHAPITRE. I.</u>	
<u>CONDITIONS GEOLOGIQUES ET MINIERES</u> :	2
1.1. Historique et situation géographique et d'accès :	3
1.1.1. Historique :	
1.1.2. Situation géographique et d'accès :	
1.2. Importance du gypse et de l'anhydrite :	5
1.2.1. Présentation du gypse et de ses propriétés physiques : ..	
1.2.2. Analyses et méthodes d'essai du gypse :	6
1.2.3. Recherche d'impuretés et méthodes de valorisation :	8
1.2.4. Utilisation du gypse et de l'anhydrite :	10
1.3. Circonscription du gisement :	15
1.3.1. Reconnaissance du gisement par les tranchées :	
1.3.2. Reconnaissance du gisement par les sondages :	17
1.4. Géologie du gisement :	19
1.4.1. Géologie régionale :	
1.4.2. Structures géologiques :	21
1.5. Hydrogéologie du gisement :	22
1.6. Echantillonnage :	24
1.6.1. Prélèvement des échantillons :	
1.6.2. Teneur du gypse :	25
1.6.3. Densité apparente :	
1.6.4. Metallogenie :	
1.7. Paramètres physiques, mécaniques et technologiques:.....	28
1.7.1. Prélèvement des échantillons :	
1.7.2. Préparation des échantillons :	
1.7.3. Analyse des éprouvettes :	29
1.7.4. Interprétation des résultats :	31
1.7.5. Détermination des autres paramètres :	34

CHAPITRE II.

DETERMINATION DU COEFFICIENT DE DECOUVERTURE :38

2.1. Méthodes de détermination du coefficient de découverte :.39

2.2. Délimitation des réserves géologiques :.....42

 2.2.1. Estimation des réserves géologiques :.....44

 2.2.2. Evaluation du stérile de recouvrement :.....48

 2.2.3. Calcul du coefficient de découverte :.....

2.3. Appréciation de la stabilité des talus des bords :50

 2.3.1. Détermination de l'angle des talus des bords de la
 carrière :51

 2.3.2. Détermination de la surface de glissement :52

 2.3.3. Détermination du coefficient de sécurité :55

2.4. Délimitation des réserves exploitables :59

 2.4.1. Délimitation en fonction des facteurs teneur et puis-
 sance minimales exploitables :.....

 2.4.2. Délimitation d'après le principe de l'homogénéisation :68

 2.4.3. Détermination du coefficient de découverte des réserves
 exploitables :71

CHAPITRE III.

INFLUENCE DU COEFFICIENT DE DECOUVERTURE SUR LE SYSTEME D'EXPLOITA-
 TION, LA MECANISATION COMPLEXE ET LE COUT D'EXPLOITATION :.....79

3.1. Généralités :.....80

3.2. Influence du coefficient de découverte sur le système
 d'exploitation :.....82

 3.2.1. Appréciation de l'indice d'exploitabilité du gisement
 de gypse de Médéa :.....86

 3.2.2. Production et régime de travail de la carrière :.....88

 3.2.3. Système d'exploitation de la carrière :89

 3.2.4. Travaux d'ouverture de la carrière :.....95

 3.2.5. Travaux de découverte :96

3.2.6. Formation des terrils :	97
3.2.7. Travaux d'extraction :	
3.3. Influence du coefficient de découverte sur la mécanisation complexe :	97
3.3.1. Influence de la découverte :	99
3.3.2. Influence de la puissance du gypse :	
3.4. Influence du coefficient de découverte sur le coût d'ex- ploitation :	103
3.4.1. Coût de la découverte :	107
3.4.2. Coût de l'extraction du gypse :	
3.4.3. Rentabilité de la carrière :	109
3.4.4. Projet d'implantation d'une platrière :	119
<u>C O N C L U S I O N</u> :	

INTRODUCTION .

L'évaluation d'un gisement ne se limite pas seulement à la géométrisation qualitative et quantitative du corps minéral mais également à l'étude géologique, hydrogéologique, physico-mécanique et structurale du minéral et des roches encaissantes.

La recherche des gisement de matériaux de construction est basée sur la presque totalité de leur affleurement à la surface du sol; Autrement dit leur couverture doit être faible, ceci est en relation directe avec la valeur marchande du minéral.

Le coefficient de découverte qui est le rapport des masses minières de stérile et de minéral joue un rôle important sur le choix de la technologie d'exploitation ce qui revêt une influence certaine sur les dépenses consenties pour l'exécution des processus technologiques.

Contrairement aux gisements métallifères, la matière première des gisements de matériaux de construction à une valeur marchande faible c'est pourquoi leur évaluation et leur processus technologiques ne nécessitent pas un investissement élevé dont la main-d'oeuvre et la mécanisation complexe constituent les principaux éléments.

Les réseaux routiers et l'habitat dont les matériaux de constructions sont partie intégrante jouent un rôle important dans l'économie de tout pays.

Le gypse est une roche destinée aux matériaux de construction notamment à la fabrication du plâtre et du ciment qui constituent les principaux usages.

Notre étude se limitera à l'étude des propriétés mécaniques du gypse et à l'appréciation des indices technologiques et technico-économiques du gisement en vue de la détermination du coefficient de découverte.

CHAPITRE. I.

CONDITIONS GEOLOGIQUES ET MINIERES DU GISEMENT
DE GYPSE DE MEDEA.

1.1. Historique et situation géographique :

1.1.1. Historique .

- Avant 1973

Le gypse de Médéa était destiné à la production du plâtre dont l'usine faiblement mécanisée et à four traditionnel était située sur la route Alger-Blida-Médéa ou un téléphérique long de 400m servait de transport du minéral de la carrière à l'usine de plâtre.

- Après 1973

. La platrière fut abandonnée au profit des cimenteries de MEFTAHA et de RAIS HAMEDOU.

. Le système de l'exploitation s'effectuait par gradins de 10 à 90 m de hauteur ce qui ^{est} contraire à la réglementation en vigueur.

. L'angle de talus des gradins a été admis et égale à 70° car les propriétés mécaniques des roches dont il dépend n'ont pas été déterminées lors de l'évaluation du gisement.

- Actuellement le projet d'exploitation prévoit.

- . les moyens plus efficaces de mise à terril.
- . l'implantation d'une platrière pour la production du plâtre de construction et de moulage.

Il paraît que le gisement de gypse de Médéa a été exploité en 1900 et que l'exploitation totale s'élève à 900 000 T.

1.1.2. Situation géographique et d'accès :

Le gisement du gypse de Médéa est situé à, environ 78 Km d'Alger, 10 Km de Médéa, sur des altitudes approximatives de 480 à 620 m dans une région de collines peu boisées orientées Nord-Ouest,

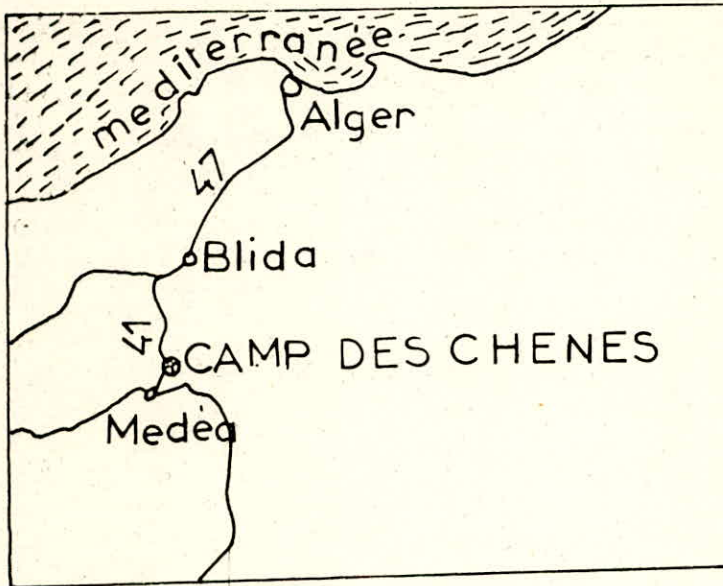


Figure :1-1

SITUATION GEOGRAPHIQUE ET D ACCES

GISEMENT DE GYPSE DES CAMP DES CHENES

Echelle 1:2.000.000

Sud-Est accessoirement Sud-Ouest, Nord-Est et qui constitue la liaison avec l'atlas tellien et les hauts plateaux.

On y accède par la route Alger-Médéa puis par une longue piste d'environ 800 m (voir figure 1.1.).

1.2. Importance du gypse et de l'anhydrite :

1.2.1. Présentation du gypse et ses propriétés physiques :

Le sulfate de calcium est une roche rencontrée sous deux formes :

- L'anhydrite, assez rare ou sulfate de calcium anhydre répondant à la formule = CaSO_4 .
- Le gypse très abondant répondant à la formule = $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$ et qui correspond à 79,03% de sulfate de calcium associé à 20,93% d'eau.

Le gypse se présente sous plusieurs variétés qu'on peut grouper en :

- gypse cristallisé en cristaux distincts (selenite) souvent gros généralement aplatis ou prismatiques et allongés en mâcles lamellaires et transparents.
- gypse fibreux, agrégats cohérents avec une structure fibreuse massive ou saccharoïde (albatre) ou gris fin blanc et délicatement ombré souvent coloré et pouvant contenir des traces d'argile, d'oxydes de fer, de la calcite (carbonate de calcium) ou d'anhydrite (CaSO_4).

Le gypse est une substance blanche de dureté 1,5 à 2 dans l'échelle de MOHS (2 dans l'échelle de PROTODIAKONOV).

La densité du gypse est de 2,32 g/ cm³ (2,30 aux rayons X).

Sa dureté dépend de l'orientation des faces cristallines et du clivage.

La solubilité exprimée en gramme de CaSO_4 pour mille grammes de solution est de 1,75 g/l à 0°C, 2,1 g/l. au environ de 38°C et 1,69 g/l à 100°C.

1.2.2. Analyses et méthodes d'essai du gypse .

La présence souvent massive d'impuretés et d'additifs dans le gypse fait que l'échantillonnage doit se faire minutieusement, il s'agit de connaître la valeur d'une carrière, d'un camion livré à une cimenterie ou une plâtrière du produit.

1.2.2.1. Recherche d'additifs et méthodes d'analyse :

a) Analyses quantitatives effectuées par voies chimiques.

- perte au feu à 1000 °C.

calcination pendant une heure d'un creuset muni d'un couvercle.

- Recherche de CO_2 .

méthode du calcimètre attaqué par Hcl dilué dans un flacon relié à un appareil capable de mesurer le CO_2 dégagé à 350 °C.

- Recherche de MgO .

dosage complexométrique avec virage suivi éventuellement par une photocolorimètre = méthode du phosphate ammoniac-magnésien.

- Recherche de SiO_2 (grains de quartz).

attaque par Hcl dilué.

- SiO_2 total (grains de quartz + silice de silicate et silicate soluble dans Hcl).

attaqué par Hcl concentré et insolubilisation par évaporation à sec.

- Recherche de Fe_2O_3 = possibilité de dosage par le pherranthrolène.

- $\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3$.

Attaqué par Hcl dilué, filtration puis précipitation par NH_4OH .

La différence $(\text{Fe}_2\text{O}_3 + \text{Al}_2\text{O}_3) - (\text{Fe}_2\text{O}_3)$ donnera Al_2O_3 .

Le même dosage effectué sans la précipitation par NH_4OH donne un résidu insoluble intéressant pour analyse rapide.

- Recherche de Na_2O , K_2O .

plus ces éléments peuvent être obtenus avec une bonne précision par le photomètre de flamme.

- Recherche de P_2O_5 .

ces phosphates donnent des réactions colorées très caractéristiques et très sensibles; L'intensité de la teinte, comparée au photocolomètre avec celle des solutions étalons donne un dosage très précis. (phosphomolybdate).

- Recherche de chlorures (Cl^-).

La méthode du titrage mécanique est directe, après extraction des chlorures solubles dans l'eau.

Les chlorures peuvent être également dosés par addition en milieu nitrique de nitrate d'argent en excès.

Le chlorure d'argent précipité, après filtration; L'excès de sel d'argent est dosé par le thiocyanate de potassium.

On peut aussi sans filtration mesurer la turbidité de la suspension d' AgCl au moyen de spectrophotomètre.

- Recherche du pH .

Le pH est obtenu par mesure dans une suspension de la poudre telle quelle ou du produit broyé; le pH est pris après trois minutes d'agitation de 5 grammes d'échantillonnage dans 100 m^3 d'eau distillée préalablement bouillie et refroidie = élimination de CO_2 dissout.

Valeur habituelle du pH du gypse naturel = 7 pH 8,5.

1.2.2.2. Essais qualitatifs :

D'autres ajouts sont utilisés communément, mais ne sont pas accessibles à l'analyse chimique simple, car il s'agit de produits ajoutés à des doses très faibles et ne présentant pas de réactions caractéristiques à ces concentrations.

- Accélérateurs de prise : gypse broyé K_2SO_4 .
- Retardateurs de prise : acide citrique, acide tartrique et protéines dégradées.
- Tensio-actifs mouillants = dérivés sulfonés.
- Entraîneur d'air = dérivés sulfonés.
- fongicides.

Certaines substances peuvent être décelées par d'autres méthodes mais de façon qualitative.

- chaux-ciment = pH.
- reteneur d'eau (retention d'eau).
- produits épaississants.
- produits hydro-fugeants.

1.2.3. Recherche d'impuretés et méthodes de valorisation :

Il arrive que le gypse ne soit pas directement utilisable dans l'industrie à laquelle il est destiné à cause d'énormes quantités d'impuretés qu'il renferme, (par exemple le plâtre qui nécessite 75% en gypse).

Dans ce cas il faut procéder à une revalorisation du brut ce qui augmente le coût des industries plâtrières.

1.2.3.1. Traitement en liqueur dense :

Cette méthode est utilisée à l'usine ROBERT BRIDGE de british gypsum.

Composition de la liqueur dense.

C'est un mélange d'eau, de magnétite et de ferro-silicate. Suivant la pureté recherchée la densité de la liqueur varie entre 2,2 et 2,5.

Pour cette méthode on sépare le gypse des marhes (impuretés insolubles).

La condition de séparation est la suivante :

$$\gamma_{\text{gypse}} < \gamma_{\text{liqueur}} < \gamma_{\text{steril}} \quad (\text{marne par exemple}).$$

TABLEAU 1.1. Analyse des impuretés et additifs accessibles par voie chimique.

composés étrangers au CaSO ₄	Analyse à effectuer	perte à feu 1000°C	CO ₂	MgO	SiO ₂	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	HO ₂ O	K ₂ O	P ₂ O ₅	Cl ⁻	pH
1) impuretés naturelles possibles												
CaCO ₃		X	X									
MgCO ₃		X	X	X								
Chlorure.....								X	X		X	
Silicates (argiles).....				X	X	X	X	X	X			
Silice sable.....					X							
2) Additifs usuels												
a) actifs												
phosphate.....										X		
sulfate												
(F ₂ SO ₄).....						X						
(K ₂ SO ₄).....									X			
chaux												X
chlorure											X	
b) Neutres												
CaCO ₃		X	X									
Silice					X							

1.2.3.2. Traitement par lixiviation en tas :

Pour cette méthode on sépare le gypse des sels contenus (impuretés solubles). La méthode est utilisée à la carrière KINGSCOURT en Irlande.

Elle permet d'éliminer les sels contenus, mais l'opération doit se faire rapidement car le gypse comme les sels est soluble. Mais on profite du fait que les sels (NaCl) sont plus solubles que le gypse et mieux encore avec de l'eau chaude car l'augmentation de la température entraîne l'augmentation de la solubilité des sels par contre celle du gypse diminue.

Le tableau 1.1. nous donne, en fonction des impuretés on ajoute les plus fréquemment rencontrés dans les sulfates de calcium, les éléments qu'il est possible de doser quantitativement par voie chimique.

1.2.4. Utilisations du gypse et de l'anhydrite :

Le gypse et l'anhydrite sont essentiellement destinés aux matériaux de construction (fabrication du plâtre et du ciment). Dans le monde entier on peut estimer que les utilisations du gypse et de l'anhydrite se répartissent comme suit :

- plâtres et produits en plâtre	45%
- ciment	45%
- Amendement et correction des sols	4%
- Acide sulfurique et sulfate d'ammonium.....	4%
- Autres usages	2%

1.2.4.1. Fabrication du plâtre et liants :

Le plâtre est obtenu par deshydratation du gypse en le faisant cuire dans un four.

En France les plâtrières demandent du gypse dont la teneur est d'au moins 75%.

Le processus de fabrication du plâtre comporte :

a) Préparation du gypse :

Elle consiste à fragmenter les gros blocs en morceaux de plus faibles dimensions, on procède à cet effet par :

- Le concassage : les types de concasseurs utilisés sont :

- . le concasseur à mâchoires dans lequel les gros blocs sont écrasés entre deux mâchoires, l'une fixe et l'autre animée d'un mouvement alternatif à commande excentrique.
- . Le concasseur à cylindre : il écrase les gros blocs entre deux cylindres dentés tournant en sens inverse.
on utilise également d'autres types de concasseurs :
- . concasseur à cylindre unique et à mâchoires.
- . concasseur à percussion.

S'il est nécessaire de réduire la granulométrie des morceaux provenant du concassage on opère par un broyage primaire.

- Le broyage : On utilise deux types de broyeurs.

- . Le broyeur à percussion.
- . Le broyeur à marteau oscillant.

- Le criblage :

Il consiste à faire passer les particules fines à travers les mailles d'un crible (sorte de tamis) et recycler les grosses particules vers le concasseur.

b) La cuisson du gypse.

Elle permet par une deshydratation plus ou moins poussée du gypse d'obtenir les divers éléments constitutifs du plâtre.

On possède à la cuisson par deux procédés :

- Le chauffage direct dans lequel les gaz chauds (à haute température) d'un foyer sont dirigés à l'intérieur d'un four chargé de gypse.
- Le chauffage indirecte dans lequel la chaleur est transmise au gypse par la parois du four.

Actuellement on utilise la cuisson par chauffage direct que pour la fabrication du plâtre circuit.

Pour le four relatif horizontal fonctionnant en continu à équicourant ou à contre courant la capacité du four peut atteindre 15 à 30 tonnes par heure.

La cuisson par chauffage indirect emploie.

. Le four rotatif horizontal type BEAU, servant à la production de demi-hydrate en discontinu sa capacité peut atteindre 5 à 10 tonnes par heure.

. Autres fours.

- batterie à vis HOLOFLITE.
- fours autoclaves
- les marmites.

c) Elaboration du produit fini :

Cette série d'opérations a pour objet d'obtenir des produits conformes aux caractéristiques fixées et aux normes existantes par dosage convenable des constituants amenés à la granulométrie désirable et d'en permettre la distribution.

d) Mélange :

Les plâtres sont le plus souvent des mélanges de demi-hydrates et de circuit en proportion et granulométrie variable suivant la qualité demandée; De plus on y incorpore parfois des adjuvants.

On assure le mélange par un brassage mécanique ou pneumatique.

e) Stockage en usine

f) Distribution

Remarque .

Chaque opération de la fabrication du plâtre s'accompagne d'une opération de dépoussièrage.

1.2.4.2. Fabrication du ciment :

En France les cimenteries demandent du gypse et de l'anhydrite ayant une teneur d'au moyen 36% en SO_3 ; par ailleurs il doit être exempt d'impuretés susceptibles d'avoir une action sur la prise du ciment.

Le sulfate de calcium à une action retardatrice sur la prise du ciment et augmente sa résistance avec un pourcentage limite de 2 à 5% en gypse et 15 à 18% pour des ciments spéciaux.

Le principal et le seul constituant dans le cas des ciments PORTLAND est le CLINKER; celui-ci est obtenu en faisant cuire dans un four un mélange de calcaire et d'argile à des températures de 1500 °C.

Les calcaires sont constitués par le carbonate de calcium et les argiles par des silicates d'argile et de fer.

D'une façon plus précise les constituants essentiels du ciment sont :

- Le silicate tricalcique que les cimentiers désignent par C_3S (où C désigne la chaux et S la silice SiO_2)
- Le silicate bicalcique : désigné par C_2S .
- L'aluminate tricalcique : désigné par C_3A (ou A désigne l'alumine (Al_2O_3)).

- Le ferrosilicate tetracalcique désigné par C_4AF (ou F désigne l'oxyde de fer Fe_2O_3).

A ce mélange est ajouté 2 à 5% de gypse avant d'être introduit dans un four industriel pour la cuisson.

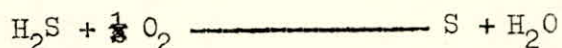
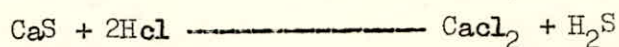
1.2.4.3. Autres usages du gypse :

- Usage dans l'industrie chimique :

Parmi les réactions chimiques qui ont connues une application industrielle on peut citer :

- . La fabrication du sulfure de calcium et du soufre.

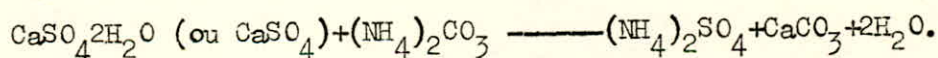
Ils s'obtiennent suivant les réactions



- . La fabrication d'acide sulfurique.

Il s'obtient par dissociation du sulfate de calcium.

- . La fabrication du sulfate d'ammonium.



- Usages agricoles :

- . Corrections des sols alcalins et acides.
- . Amendement des sols et production d'engrais.

- Autres usages industriels :

- . Dans, la peinture, la papeterie, les poudres insecticides et la confection de certains tissus.

. Industrie alimentaire, en médecine (plâtre) et en décoration.

L'anhydrite s'emploie comme charge avec les bitumes et les revêtements routiers et avec les cartons bitumés.

1.3. Circonscription du gisement :

Les travaux de recherche du gisement des camp. des chênes ont été effectués du 22 Août au 22 Novembre 1973 dans le but d'évaluer sa morphologie et ses réserves.

Les travaux effectués sont les suivants :

- Levés topographique.
- Levés géologiques préliminaires et détaillées.
- Une campagne de sondage effectuée par la S.O.N.A.R.E.M. dans la partie Est du gisement; par contre la moitié Ouest rendait sa reconnaissance par sondage coûteuse à cause du relief.

Il résulte des sondages que les échantillons de matière gypsifère ne sont représentatifs qu'à 58% et que l'estimation par défaut des bancs hétérogènes (gypse tendre, dolomie dure) a été augmenté.

- outre les sondages onze tranchées ont été effectuées.

1.3.1. Reconnaissance du gisement par les tranchées :

Les tranchées ont été effectuées dans le but de préciser les limites des affleurements sous une faible couverture et le prolongement de l'amas de gypse et de l'anhydrite en ces points.

Sur les onze tranchées ($T_1, T_2, T_3, T_4, T_5, T_6, T_7, T_8, T_9, T_{10}$ et T_{11}). Seules six ($T_4, T_5, T_7, T_8, T_{10}, T_{11}$) ont atteint leur objectif.

Les tranchées T_{10} et T_{11} sont des plates formes permettant d'échantillonner les affleurements à la base de la falaise.

Les cinq tranchées (T_1, T_2, T_3, T_6 et T_9) n'ont pas atteint le gypse.

N° de tranchée	Volume m ³	Description lithologique	N° Echan.	Dimensions rainure "mm"	SO ₃ %	CaO %	MgO %	SiO ₂ +Fe ₂ O ₃ +Al ₂ O ₃ %	P.E %	Total %
1	13.5	marnes								
2	6.3	deblai gypso-argileux								
3	36.0	deblai gypso-arg. et gypseux								
4	7.3	gypse gris clair altéré	273	10x10x200		E.	P			
5	24.4	gypse gris clair altéré	270	10x10x225		E.	P			
6	6.2	deblai gypso-arg. + arg. gypseuse								
7	12.2	gypse blanc altéré peu polué								
8	225.3	gypse altéré avec traces de pollution	272	10x10x150	38.84	29.62	14.00	5.42	17.95	97.83
9	4.3	brèche à dolomie ciment de gypse	271	10x10x190		E.	P			
10	1.0	gypse blanc avec pollution d'argile	275	10x10x200	29.46	7.60	7.60	1.02	30.37	100.41
11	1.0	gypse blanc avec pollution d'argile.	274	10x10x200	40.46	2.60	2.60	5.50	21.01	99.39

Tableau 1.4.

E.P. échantillon perdu

ANALYSES CHIMIQUES DES ECHANTILLONS PRELEVES DES TRANCHEES.

1.3.2. Reconnaissance du gisement par les sondages :

Dix sept sondages ont été effectués.

. maille de prospection.

- 50 et 100 m en principe en fonction du relief.

sondage structural E_4 . ($F_5; F_6; G_2; G_4; G_5; G_6; H_4; H_5$).

- 200 et 400 m environ pour les sondages limites $(A_3; E_2, I_3, E_6)$.

- Les sondages $G_7; E_7; E_8$ et C_8 ont reconnu l'extention Sud du gisement avec des intervalles de 31 à 110 m.

Cette maille a été projetée sur les lignes de sondages.

AA, BB, CC; DD; EE, FF, GG; HH, II

11, 22, 33; 44; 55; 66.

Les sondages I_3 et A_3 devant être implantées en fonction des affleurements, après l'implantation des sondages.

On a été conduit à déplacer certaines sondages de quelques mètres, pour les raisons suivantes.

- Travaux d'exécution de plate-forme trop coûteux .

- Renseignement de l'exploitation E_2 .

- Résultats de sondages voisins G_2 .

- Habitation.

- Coordination sur une piste et un affleurement qu'elle avait révélé E_8 .

Les sondages E_8 et C_8 ont été dénomées par erreur d'ou les nouvelles lignes BB' ; DD' ; FF', HH'.

sondage	puissance (m)	teneur moyenne				
		caso ₂ H ₂ O % ⁴	SO ₃ % ³	SiO ₂ Fe ₂ O ₃ Al ₂ O ₃ %	CaO %	MgO %
H ₄	40,25	70,67	32,87	10,89	29,52	3,43
H ₅	45,10	85,00	39,57	6,96	30,82	2,15
G ₂	15,30	82,26	38,26	4,10	32,19	2,37
G ₄	56,80	80,47	37,43	5,17	32,30	2,22
G ₅	71,10	87,63	40,76	4,53	32,43	1,73
G ₆	76,00	89,23	41,53	5,60	30,71	2,04
F ₅	72,90	81,72	38,01	13,39	29,32	2,30
F ₆	100,90	86,92	40,43	6,79	32,71	2,47
E ₂	9,90	79,00	36,79	7,01	30,09	2,45
E ₆	110,60	85,80	39,91	10,15	31,12	2,14
E ₇	79,30	88,28	41,06	6,80	33,42	2,45
E ₈	95,05	93,40	43,44	10,72	29,48	1,99
A ₃	12,70	87,90	40,90	6,77	31,61	1,28

Tableau:1-5

ANALYSES CHIMIQUES DES
ECHANTILLONS DES CAROTTES

Sondage	métrage	calibre
nombre	17	108; 93 et 76 mm.
longueur total	1083,15	
maximum	120,65	
moyenne	63,70	
minimum	15,00	
métrage total	1083,15 m	
Deblai	78,90 m	
gypse	825,25 m	
Dolomie	32,55 m	
Marne	164,45 m	

Taux de récupération

Deblai + Marne + Dolomie	64,40%
gypse	58,20%

REMARQUE :

Ces faibles taux de récupération ne résultent que chez certains sondeurs d'une technique de battage trop souvent substituée à la technique normale de rotarie de crainte de coincer le carotier. Il en résulte que :

- les échantillons ne sont représentatifs qu'à 58,20%.
- certains bancs de faible dureté transformés en boue de mélange au volant du bout du fond du sondage n'ont pas été échantillonnés.

1.4. Geologie du gisement :

1.4.1. Géologie régionale :

Cette région est constituée par un bassin miocène-marno-argileux reposant sur une série crétacée marno-calcaire-argileux.

COLONNE		épaisseur (cm)	LITHOFACIES
ETAGE	Lithostratigraphique		
		80	- grés
	m _d ³	100	- marnes argileuses gris bleuâtres
		250	
	m _c ³	80	- grés
		100	
	m _b ³	100	- marnes argileuses gris bleuâtres
		-	- marnes
	m _a ³	-	- marnes noires ou bleuâtres
		-	- schistes avec ragnons calcaires
		-	- et calcaire marneux.
<u>carténien</u>		-	- calcaires et marnes en strates
	m _c ¹	-	- bien réglées
<u>cénomien</u>		-	- argiles grises ou noires
	c ⁸⁻⁷	-	- feuilletées avec intercalations
		-	- de quartzites
<u>cénomannien</u>		-	
	c ⁵⁻⁴	-	
<u>albien</u>		400	- marnes bleuâtres avec lentilles
	c ³⁻¹		- calcaires sur puissantes séries
<u>cretacé inf.</u>			- schisteuses+grés+quartzites
	c ^{1-IX}		
<u>néocomien?</u>		-	- schistes de la chiffa schistes
<u>jurassique?</u>		-	- argileuses phyllades quartzites
		-	- quartzo phyllades.
<u>trias</u>		-	- gypse cargneules.

TABLEAU : 1.2.

COLONNE LITHOSTRATIGRAPHIQUE.

Outre son affleurement principal ce gisement comprend trois affleurements satellites dont le premier (principal) composé de gypse blanc ne présentant aucun intérêt vu son accès ^{de} défavorable; dans le second amas une tranchée de 2,10 m a été creusée mais celle-ci n'a pas atteint son objectif.

Le troisième affleurement est constitué de gypse blanc ou gris-clair avec au Nord et à l'Est des bancs de dolomies ou de cargneules.

A 1 Km se dresse la lambeau du Djebel Bodah qui a retenu notre attention par le fait caractéristique d'importantes proportions de gypse blanc dont les réserves sont estimées à celle du gisement des camp des chènes; Il parait que le gisement des camp des chènes a été exploité en 1900 et que l'exploitation globale est de 900 000 tonnes. La colonne lithostratigraphique du gisement est donnée par le tableau 1.2.

1.4.2. Structures géologiques :

La carte géologique de Médéa (1/50 000) indique des amas de gypse dans le senonien; DAME pense que ce gisement et celui du Djebel Bodah ont une origine diaspirique.

MATTEUR rejette l'hypothèse diaspirique des appointements de trias, de l'ouarsenis oriental et admet que : se sont des copeaux, lames, lambeaux de base de nappes jalonnant à peu près les contacts anormaux importants.

La structure stratiforme de ce gisement et le fait qu'il ne s'agit d'un contact anormal nous conduit à penser qu'il s'agit d'un petit lambeau de base de nappe ou petit lambeau de chevalement ou KLIPPE.

Cette pensée implique que l'existence de ce gisement vers le Sud est très limitée.

L'examen du fond des 3 carrières montre une structure légèrement anticlinale et synclinale constituant des plis à grand rayon de courbure

d'axe Nord-Sud et plongeant vers le Sud.

Des plis de faible amplitude se superposent à ceux-ci.

Altitude d. mesurée	Direction	Pendage.
carrière Est	N 60 g E	45 g ^s
carrière Est	N 62 g E	32 g ^s
carrière Centrale	N 27 g E	25 g ^s
carrière Centrale	N130 g E	26 g ^s
carrière Ouest	N 95 g E	5 g ^s
carrière Ouest	N115 g E	45 g ^s
carrière Ouest	N 60 g E	10 g ^s

Une faille à faible rejet où une fracture très ouverte sub-verticale sans doute à remplissage de gypse et d'argile rouge-violette a été traversée par le sondage E₈ entre les profondeurs 53 à 64,60 m ; ~~un~~ un remplissage intense de bancs et de lits de gypse est bien observable dans la partie supérieure des carrières; L'épaisseur de cette zone qui est la zone d'hydratation supérieure atteint une trentaine de mètres dans les carrières Ouest et Centrale. Sans cette zone les plis ont une fréquence et une amplitude plus faible.

La fracture des bancs est sensiblement normale aux plans de stratification; Les fractures sont groupées et plus ou moins ouvertes suite à la dissolution du gypse qui est de 2g/l. Les phénomènes Karstiques se limitent à quelques groupes de fractures ouvertes de 0,5m d'ouverture maximale et des bancs de gypse d'aspect vaculaire peu nombreux.

Altitude	Direction	pendage
carrière Est	N 75G à 85 G.E	90GN- 90G.S
carrière Ouest.	N 100 GE	95 GS

1.5. Hydrogéologie du gisement :

Le gisement est situé à proximité d'un Oued ayant des crues annuelles; L'oued en lui même ne présente pas de danger pour l'exploitation totale du gisement.

sondage	profondeur du niveau hydrostatique "m"	côte de l'orifice "m"	côte du niveau hydrostatique "m"
I ₃	pas d'eau		
G ₂	16.95	496.50	479.55
E ₄	25.03	503.60	478.57
E ₂	éboulement à 12.60 m		
H ₄	41.20	521.84	480.57
H ₅	borne placée par la s.o.n.a.r.e.m avant mesure		
G ₄	coincide avec la boîte à 57.20 m		
F ₅	coincide avec la boîte à 50.86 m		
A ₃	10.90	479.89	468.99
F ₆	68.50	577.95	509.45
G ₆	57.60	556.18	498.58
E ₆	borne placée par la s.o.n.a.r.e.m avant mesures		
E ₈	bouché avant mesures		
E ₇	éboulement à 42.10 m		

N.B. - pour les sondages G₂ et H₄ il s'agit peut être de l'eau résiduelle des sondages

TABLEAU: 1-3

INVESTIGATION DU NIVEAU
HYDROSTATIQUE

De sa morphologie, des facteurs permettant la pénétration des eaux superficielles et de l'imperméabilité des marnes il en résulte que ces eaux superficielles s'accumulent dans la partie inférieure du gisement; Cela pourrait ^{faire} penser à l'existence d'une nappe captive qui pourrait avoir comme zone d'alimentation la partie Sud du gisement où à l'existence de zone non communicantes.

~+;

Pour l'exploitation totale du gisement cette nappe pourrait être drainée vers l'Oued en aval du pont.

Les investigations du niveau hydrostatique réalisées figurant dans le tableau 1.3. montrent que le niveau hydrostatique se situe à la côte approximative 485 m, donc dans la partie inférieure du gisement. L'évacuation de l'eau est simple; les eaux se trouvent en profondeur et ne peuvent être rencontrées qu'au niveau le plus bas.

Le fond du gradin inférieur est incliné de 2° vers la tranchée d'accès, le long duquel on aménage une tranchée de drainage de dimensions 1 x 1,5 m.

1.6. Echantillonnage :

1.6.1. Prélèvement des échantillons :

Dans les tranchées le prélèvement s'est réalisé après nettoyage au pictnomètre et au burin dans une rainure de 10x10x150 à 225 cm.

Six échantillons ont été prélevés dans les tranchées (T₄; T₅; T₇; T₈; T₁₀; T₁₁).

Notons que ces échantillons ont été prélevés dans des zones altérées et parfois un peu polluées d'argiles et d'hydroxydes ferriques car il n'a pas de possibilité de les prélever par tir d'explosifs.

La tranchée T₆ n'a pas atteint son objectif car la couche de déblai était un peu trop épaisse; compte tenu de l'effectif d'ouvriers et leur rendement et les heures des engins dont la mission disposait.

Les échantillons prélevés des carottes ont été décapés. L'analyse des carottes et des affleurements découpés par les tranchées à permis.

- . la détermination en composants utiles du brut.
- . la densité apparente du gypse.

L'humidité n'a pas été déterminée car les échantillons n'ont pas été parafinés faute de paraffine.

1.6.2. Teneur du gypse :

L'analyse chimique des carottes prélevées par les sondages et des affleurements découpés par les tranchées a donné une teneur moyenne de 86,06% pour la matière première.

L'analyse en éléments utiles a donné les résultats représentés dans les tableaux 1.4. et 1.5.

1.6.3. Densité apparente :

La densité apparente observée pour les échantillons des carottes (cristallisation microgrenue 88%; cristallisation granue 12%) est donnée par le tableau 1.6.

La densité moyenne est de 2,3 avec une précision de 0,1 g/cm³, les densités apparentes sont légèrement inférieures à celle réelle car les échantillons étaient un peu trop secs.

1.6.4. Metallogenie :

L'analyse chimique et la mesure de la densité apparente montrent que la première substance correspond au gypse avec un peu d'anhydrite avec un peu de gypse.

Notons qu'une zone d'anhydrite pourrait exister à la base du gîte; le peu d'analyses complète, la complexité des argiles et les teneurs variables des carbonates de chaux et de magnésie du gîte n'ont pas permis

TABLEAU 1.6. Mesure de la densité apparente.

CRISTALLISATION MICROGEMME				CRISTALLISATION GRENUE.			
N° echan.	Origine	Couleur	Densité	N° échan.	Origine	Couleur	Densité
278	carrière ouest	blanc	2.3	281	G ₅ N°100	blanc	2.7
279	carrière Est	"	2.3	282	E ₇ N°155	"	2.9
280	E ₆ N°191	"	2.3	283	E ₇ N°171	"	2.9
284	C W	gris clair	2.3	287	F ₅ N°142	gris clair	2.9
285	C E	"	2.3	288	E ₈ N°250	"	2.7
286	F ₆ N°44	"	2.3	289	G ₅ N°124	"	2.8
290	F ₆ N°140	gris	2.3	296	E ₆ N°200	gris	3.0
291	F ₆ N°53	"	2.3	297	E ₈ N°250	"	3.0
292	F ₆ N°153	"	2.3	298	G ₆ N°99	"	2.9
293	F ₅ N°145	trés gris	2.3	299	G ₅ N°125	trés gris	2.6
294	F ₆ N°206	"	2.3	300	E ₇ N°170	"	2.4
295	E ₇ N°172	"	2.3	301	E ₇ N°162	"	2.9

la détermination de la teneur pour chaque échantillon de la matière première.

La zone inférieure est composée par des proportions variable de gypse et d'anhydrite.

Les impuretés constituent :

- les dolomies,
- les argiles,
- les hydroxydes ferriques,
- la pyrite,
- le quartz.

a) Gypse-anhydrite :

Il est de couleur blanche plus ou moins grise; la coloration grise provient des argiles.

La cristallisation varie de micro-grenue à grenue.

Le gypse est altéré à proximité de la surface où il devient friable et très tendre plus ou moins pénétré par les hydroxydes ferriques jaunes à rouges et polué d'argile.

Le gypse est stratifié en lits et bancs consitués chacun par une catégorie de gypse, leur puissance est irrégulière et varie de 0,01 à 10 m; il n'est pas possible d'établir une corrélation entre sondages voisines.

b) Les impuretés :

Les marnes :

Elles sont très délitées en surface et sont redressées sur le flanc Nord du talweg; Elles sont schisteuses grises, noires au Nord-Ouest moins au Sud-Est et alternant avec plusieurs bancs de calcaire marneux bleus; Ces marnes contiennent un peu de gypse à proximité du gite. Les sondages ont montré qu'au contact de la base du gite les marnes sont généralement broyées sur une puissance de plus de 5 m.

c) Génèse du gisement :

Elle est d'origine sédimentaire.

La sédimentation du gypse et peut être d'anhydrite a été simultanée avec celle d'argile plus ou moins altérée avec celle de dolomie puis dans la zone d'hydratation.

L'anhydrite a été plus ou moins hydratée en gypse par les eaux avec gonflement et provoquant dans les plans stratifiés la rupture des lits et des bancs de dolomie les transformant ainsi en brèche;

1.7. Paramètres physico-mécaniques et technologiques :

Rappelons que le but des analyses des propriétés mécaniques du gypse est la détermination des indices d'exploitabilité du gisement et la détermination des propriétés mécaniques du gypse desquelles dépendent la stabilité des talus et des bords de la carrière.

1.7.1. Prélèvement des échantillons :

Le prélèvement des échantillons a été réalisé le 09 Février 1989 dans les tas de minéral abattu aux niveaux 490 et 500 m. Notons que ces échantillons prélevés en plein hiver avaient un taux d'humidité élevé mais les analyses n'ont été réalisées qu'un mois après leur prélèvement.

Nous n'avons pas procédé au séchage à l'étuve des échantillons. Il faudra alors tenir compte d'effet d'humidité qui fait perdre aux roches 10 à 20% de leur propriétés mécaniques; la présence d'impuretés comme les argiles joue également dans le même sens.

1.7.2. Préparation des échantillons :

Cette deuxième phase consiste à réaliser des éprouvettes

(prismes) à l'aide d'une scie à roche.

Nous n'avons pu réaliser que neuf éprouvettes prismatiques 4x4x16 cm car le gypse est très friable et complique sérieusement le processus de réalisation des éprouvettes. Ces éprouvettes sont réalisées pour des essais à la flexion; ces éprouvettes une fois rompues les deux parties sont reprises et soumises à des essais à la compression simple. Notons que pour la compression ces échantillons sont considérés comme cubiques 4 x 4 x 4 cm.

Nous n'avons pas pu déterminer expérimentalement les résistances à la traction et au cisaillement faute de matériels, donc nous allons les déterminer suivant les relations qui existent entre les différentes résistances mécaniques.

1.7.3. Analyse des éprouvettes :

Pour les analyses nous avons utilisé une presse hydraulique de marque Ouest-Allemande.

TONI COMPT II

AUTOMATIQUE ; CHARGE MAXIMALE 60 TONNES.

- Résistance à la flexion. 6 flex (figure 1.2.).

La résistance à la flexion est donné par la formule :

$$6 \text{ flex} = \frac{3FL}{2bh^2} \quad \text{N/cm}^2 .$$

F : force appliquée et provoquant la rupture N

b : la largeur de l'échantillon = 4 cm.

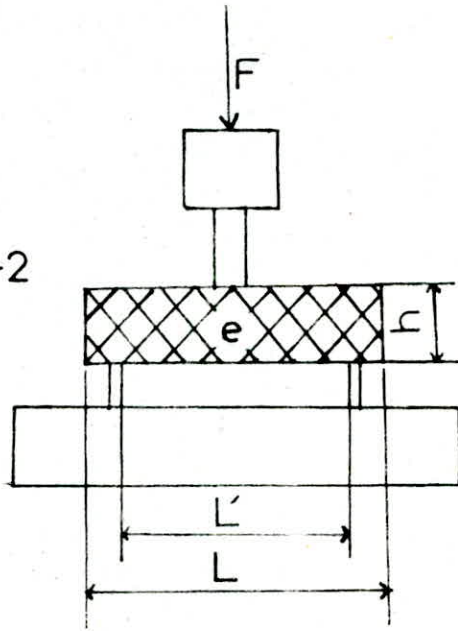
h : la hauteur de l'échantillon = 4 cm.

L : distance entre les appuis de l'échantillon = 10 cm.

en divisant cette formule par 10' obtient 6 flex en Kg/cm^2 .

$$6 \text{ flex} = \frac{3.F.L}{2 \times 10 \times bh^2} = \frac{3 \times F \times 10}{2 \times 10 \times 4 \times 4} = 0,0234F \quad \text{Kgf/cm}^2$$

Figure:1-2



essai à la flexion

e: échantillon.

F: force appliquée.

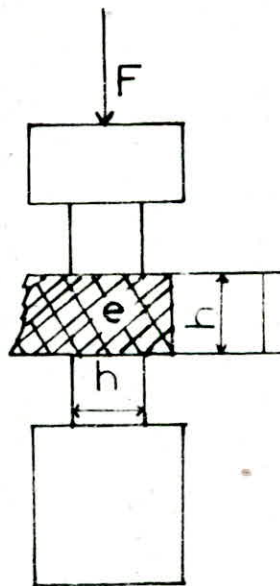
L: longueur de l'échantillon.

L: distance entre appuis.

h: hauteur de l'échantillon.

b: largeur de l'échantillon.

Figure:1-3



essai à la compression simple

Les résultats des essais à la flexion sont représentés dans le tableau 1.7.

- Résistance à la compression simple : 6 comp (figure 1.3.).

Elle est déterminée par la formule :

$$\sigma_{\text{comp}} = \frac{F}{S} \times 100 ; \text{Kgf/cm}^2.$$

F : la force appliquée et provoquant la rupture KN

S : section utile de l'éprouvette (ou de la presse)

$$S = 4 \times 4 = 16 \text{ cm}^2.$$

Les résultats des essais à la compression des mêmes échantillons utilisés pour les essais à la flexion figurent dans le tableau 1.8.

1.7.4. Interprétation des résultats :

A travers les tableaux 1.7 et 1.8. nous voyons que :

- Les éprouvettes 1 et 2 très grises offrent une faible résistance à la flexion par rapport aux autres éprouvettes; mais l'éprouvette 2 offre une grande résistance à la compression comme les éprouvettes 3, 4 et 5.

La faible résistance observée est due à la présence massive d'argile; ces éprouvettes correspondraient à du gypse argileux.

- Les éprouvettes 6,7,8 et 9, blanches offrent une résistance moyenne c'est à dire intermédiaire entre les précédentes très grises et les restantes grises.

Ces éprouvettes correspondraient à du gypse blanc presque pur.

- Les éprouvettes 3,4 et 5 offrent une résistance plus grande que dans les deux cas précédents. Cette valeur des résistances observée est maximale dans ce dernier cas, bien que ces éprouvettes renferment des argiles.

Tableau:1-7 essai à la flexion

<u>Niveau</u> m	<u>couleur</u> <u>de lechan-</u> <u>tillon</u>	<u>N° de</u> <u>l'eprou-</u> <u>vette</u>	<u>force</u> <u>appliquée</u> N	<u>résistance</u> <u>à la</u> <u>flexion</u> Kgf/cm ²
<u>500</u>	<u>très gris</u>	1	245	5.73
		2	1002	23.45
<u>490</u>	<u>gris</u>	3	1615	37.79
		4	1875	43.87
		5	1716	40.15
	<u>blanc</u>	6	1608	37.63
		7	1544	36.13
		8	1275	29.83
		9	1607	37.60

Tableau : 1-8

essai à la compression

<u>Niveau</u> m	<u>couleur</u> <u>de</u> <u>l'échantillon</u>	<u>N° de</u> <u>l'éprou-</u> <u>vette</u>	<u>force</u> <u>appliquée</u> N		<u>force</u> <u>maxima-</u> <u>le</u> N	<u>résistance</u> <u>à la</u> <u>compression</u> Kg/cm ²
<u>500</u>	<u>tres gris</u>	1	11.63	10.82	11.63	72.68
		2	21.17	14.72	21.17	132.31
<u>490</u>	<u>gris</u>	3	18.96	16.15	18.96	118.50
		4	26.30	20.91	26.30	164.37
		5	20.12	15.91	20.12	125.75
	<u>blanc</u>	6	22.29	14.77	22.29	139.31
		7	22.13	18.91	22.13	138.31
		8	25.60	23.18	25.60	160.00
		9	20.00	17.97	20.00	125.00

Ces éprouvettes correspondraient à de l'anhydrite encore plus dure que le gypse, cela justifie l'hypothèse d'existence d'une zone anhydre à la base du gisement.

Dans le calcul des résistances nous ne prendrons pas en considération les résultats de l'éprouvette 1. Nous avons pris la résistance maximale offerte par les deux morceaux de l'éprouvette initiale dans le cas des essais à la compression. La résistance observée est la moyenne arithmétique des résistances élémentaires des éprouvettes 2,3,4,5,6,7,8 et 9.

$$\sigma_o = \frac{\sum_{i=2}^9 \sigma_i}{8}$$

Nous avons signalée que la présence d'eau dans les échantillons entraînait une perte de 10 à 20% de la valeur réelle des résistances. Dans notre étude nous supposons que la perte est maximale 20%. Donc la valeur observée des résistances ne représente que 80% de la valeur réelle des résistances du gypse.

La valeur de la perte de résistance est : σ_p

$$\sigma_p = \frac{\sigma_o \times 20}{80}$$

σ_o : la valeur observée de la résistance du gypse

La résistance effective est alors :

$$\sigma_e = \sigma_o + \sigma_p = .$$

1.7.5. Détermination des autres paramètres :

- Le coefficient de dureté selon PROTODIAKONOV.

$$f = \frac{\sigma_{comp}}{100} ; \sigma_{comp} \text{ en Gkf/cm}^2$$

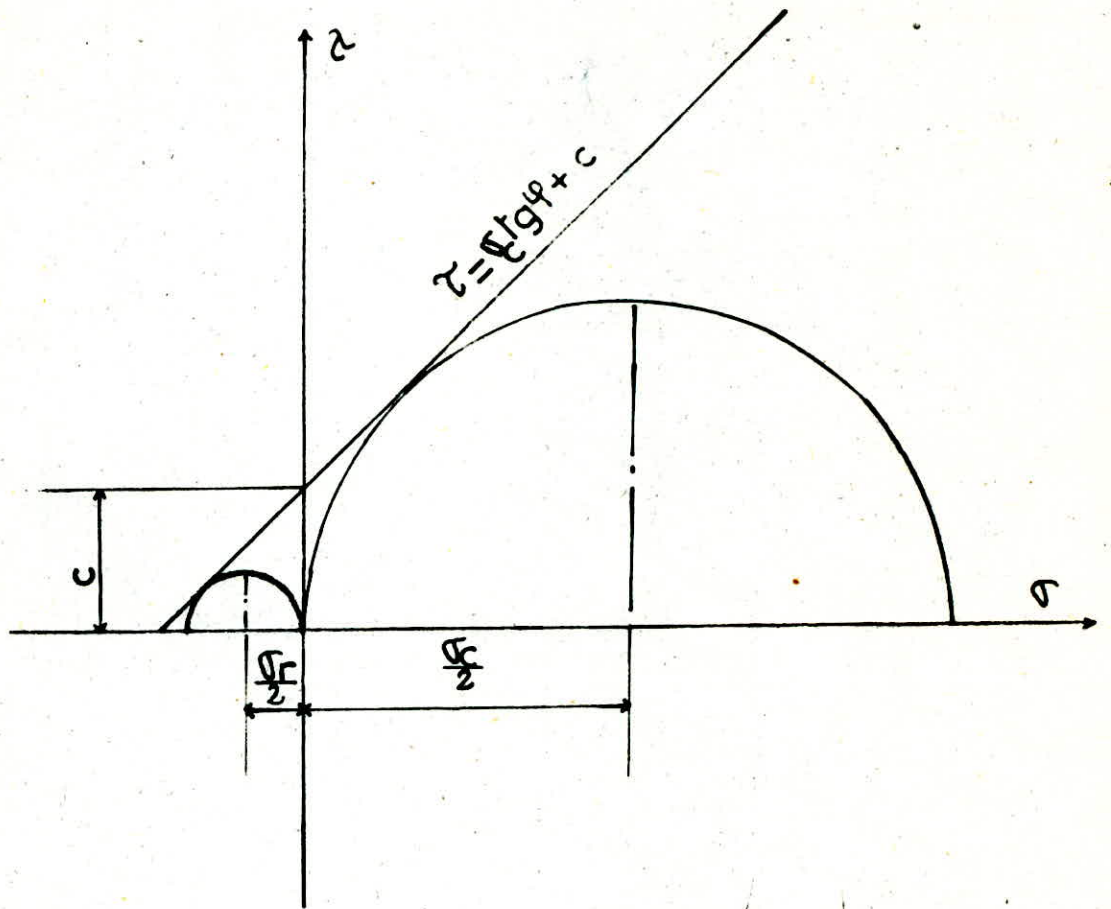


Figure:1-4

relation entre c , δ_1 , φ et τ .

- Résistance à la traction = σ_{trac} .

Dans l'étude des propriétés physico-mécanique on utilise la relation liant les résistances à la flexion et à la traction.

$$\begin{aligned} \sigma_{\text{flex}} &= 2 \sigma_{\text{trac}} && \text{d'où} \\ \sigma_{\text{trac}} &= \frac{\sigma_{\text{flex}}}{2} \end{aligned}$$

- L'angle de frottement interne : φ

Dans ce cas nous utilisons la relation existante entre le coefficient de frottement interne F_f et les résistances à la compression et à la traction.

$$F_f = \frac{\sigma_{\text{comp}} - \sigma_{\text{trac}}}{\sigma_{\text{comp}} + \sigma_{\text{trac}}}; \text{ or } \varphi = \text{Artg } F_f.$$

$$\text{donc } \varphi = \text{Artg } \frac{\sigma_{\text{comp}} - \sigma_{\text{trac}}}{\sigma_{\text{comp}} + \sigma_{\text{trac}}}$$

- La cohésion : C

Dans ce cas nous utilisons la relation liant la cohésion. L'angle de frottement interne et les résistances à la compression et à la traction; ceci en traçant les cercles de Mohr (voir figure 1.4.).

Nous avons :

$$C = \frac{\sqrt{\sigma_{\text{comp}} \cdot \sigma_{\text{trac}}}}{2}$$

- La résistance au cisaillement : τ_{cis} .

La figure 1.4 nous donne la relation suivante :

$$\tau_{\text{cis}} = \sigma_{\text{comp}} \text{tg } \varphi + C$$

Les résultats des calculs effectués concernant les propriétés mécaniques du gypse de Médéa figurent dans le tableau 1.10; chapitre III (3.2.1.).

CHAPITRE II.

DETERMINATION DU COEFFICIENT DE DECOUVERTURE.

2.1. Méthodes de détermination du coefficient de découverte :

. Pour les gisements réguliers (gisement sous forme de couche) la détermination du coefficient de découverte se fait d'après la figure 2.1.

Appelons :

S : la largeur horizontale du corps minéral.

m : la longueur horizontal du corps minéral.

P : la profondeur du corps minéral.

B : l'angle des talus et des bords de la carrière.

Le coefficient de découverte est le rapport des volumes du stérile et du minéral.

$$K = \frac{((P+h) \operatorname{ctg} \beta + m \times (P+h) - m h) S}{m h S}$$

$$K = \frac{(P+h)^2 \operatorname{ctg} \beta + mP}{mh}$$

Dans le cas des gisements de matériaux de construction ils sont plus économiquement exploitables si $\frac{P}{h}$ est très petit on a dans ce cas :

$$K = \frac{(P + h)^2}{mh} \operatorname{ctg} \beta = \frac{h}{m} \operatorname{ctg} \beta$$

Ce coefficient de découverte est appelé coefficient de découverte moyen Km.

. Pour les gisements irréguliers (sous forme d'amas et lentille). Le calcul des volumes de stérile et du minéral est basé sur la réalisation de coupes verticales (coupes géologiques) ou de coupes horizontales (Isopuissances) (voir figure 2.2. et 2.3.).

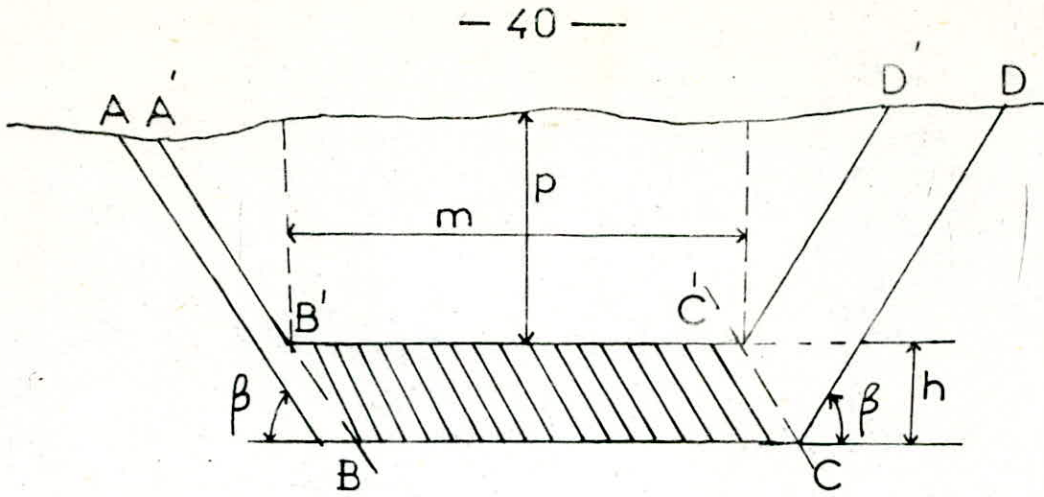


Figure 2-1.

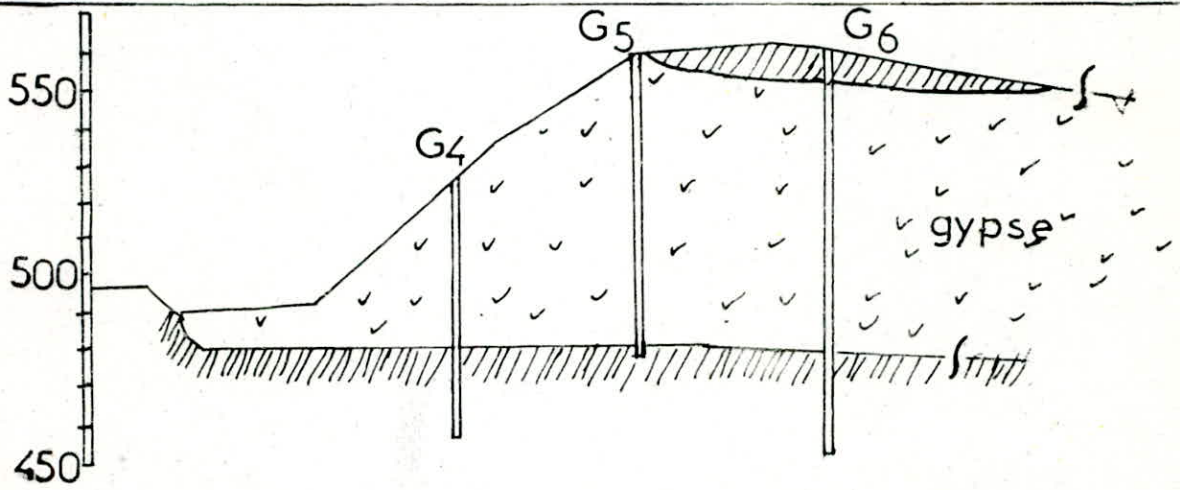


Figure 2-2

coupe 7-7 ou G-G

methode des coupes géologiques.

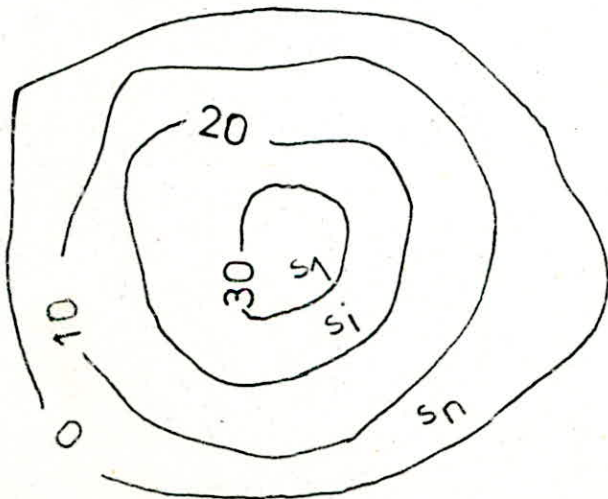


Figure 2-3

methode des isopuissances.

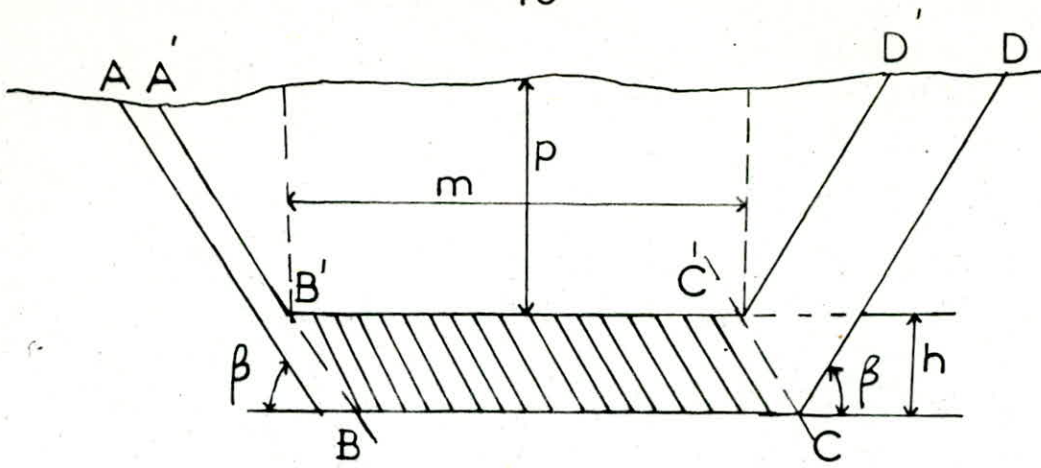


Figure 2-1.

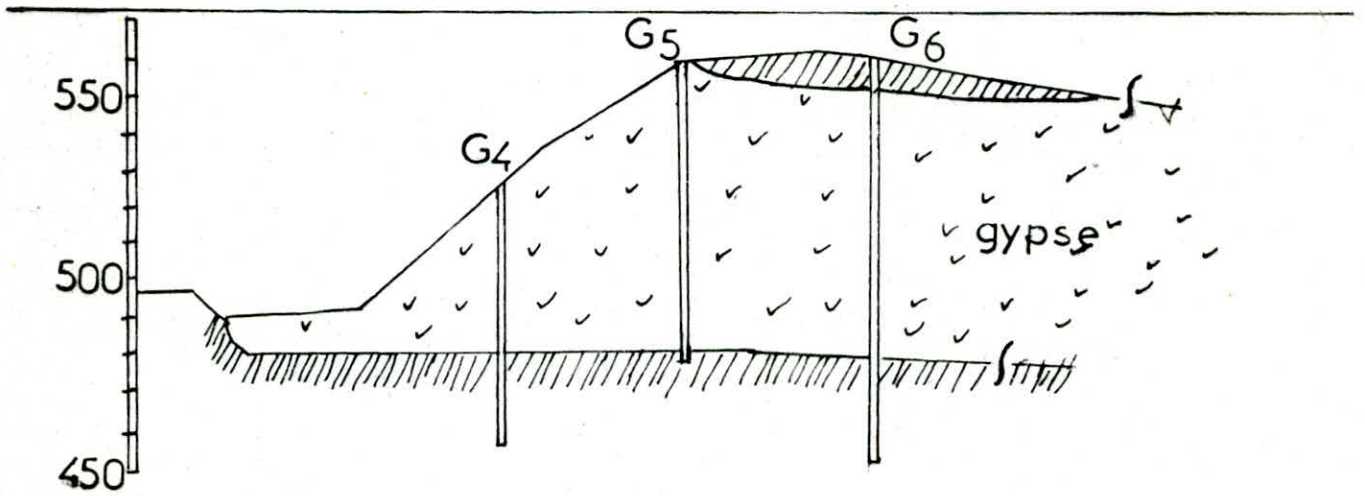


Figure 2-2

coupe 7-7 ou G-G

methode des coupes géologiques.

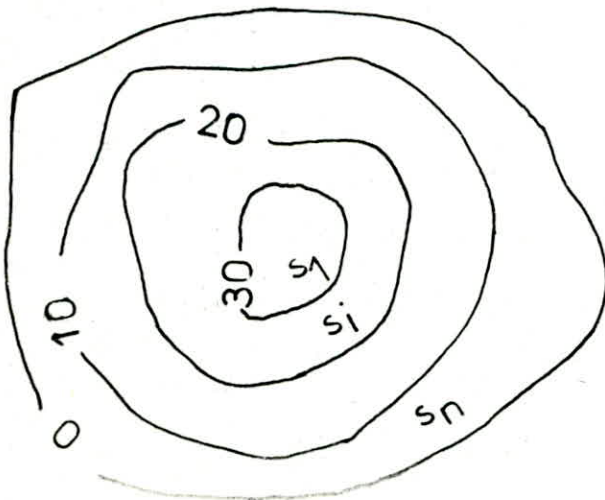


Figure 2-3

methode des isopuissances.

Dans les deux cas le volume du bloc comprise entre deux coupes est donné par la formule suivante.

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} \times d$$

S_1 : surface de la première coupe.

S_2 : surface de la deuxième coupe.

d : distance entre coupes.

Le volume total est la somme des volumes de tous les blocs. On définit le coefficient de découverte limite K_L (économique) entre les systèmes d'exploitations à ciel ouvert et souterraine (voir 3.1.) à partir de la formule.

$$K < \frac{Pa - PM}{Ps}$$

K_m est le cas $K < \frac{Pa - PM}{Ps}$

K_L est le cas $K = \frac{Pa - PM}{Ps}$

Pa : prix de revient admissible du mètre cube de minéral dans des conditions données; il est égal au moins au prix de revient de la méthode souterraine.

PM : est le prix de revient d'extraction du mètre cube de minéral lui-même.

Ps : le prix de revient de déplacement d'un mètre cube de stérile tant que K_m K_L l'exploitation à ciel ouvert est la méthode idéale car les pertes sont moindres et la méthode d'exploitation est plus sécurisante et il ya une possibilité d'augmenter la production de la carrière en poussant la mécanisation.

Pour une période donnée pour l'exploitation à ciel ouvert on définit le coefficient de découverte courant K_T ;

$$K_{TP} = \frac{V_{Sd}}{V_{Se}} = \frac{\text{volume de stérile dégagé}}{\text{volume de minéral extrait}}$$

Le coefficient de découverte limite est déterminé suivant les limites en profondeur et ses angles de talus de liquidation. Il arrive que la profondeur limitée pour l'exploitation à ciel ouvert n'atteigne pas la partie inférieure du gisement c'est le cas des gisements dont la puissance diminue en s'approfondissant, alors deux cas sont à envisager.

1er cas :

Si la puissance restante de la couche est faible, on peut en renforçant l'angle des talus des bords de liquidation extraire une nouvelle tranche de minéral avec un coefficient de découverte inférieur au coefficient de découverte limite.

Ce coefficient est appelé coefficient de découverte de contour :

$$K_c = \frac{\Delta V_s}{\Delta V_M}$$

ΔV_s = accroissement du volume de stérile.

ΔV_M = accroissement du volume de minéral.

2è cas :

Si la puissance restante est importante, cette partie du gisement peut être l'objet d'étude d'une exploitation souterraine.

2.2. Délimitation des réserves géologiques :

Etant donné que le coefficient de découverte est le rapport des volumes de stérile et de minéral, il convient de calculer les volumes de minéral et du stérile de recouvrement à partir des données de la prospection de l'échantillonnage chimique et des propriétés mécaniques des roches.

sondage	total "m"	deblai "m"	brut "m"	dolomie "m" cargneule	marne "m"	total %	brut %
I ₃	15.00	6.00	—	—	9.00	94.80	—
H ₄	48.05	1.50	40.25	—	6.30	55.20	46.60
H ₅	64.65	1.30	45.10	18.35	—	48.20	46.10
G ₂	21.30	2.00	15.30	—	4.00	58.50	43.80
G ₄	70.80	3.80	56.80	3.60	6.60	59.60	52.90
G ₅	89.50	13.00	71.10	—	5.40	55.80	48.20
G ₆	86.30	7.00	76.00	0.20	3.10	68.50	63.90
G ₇	36.65	—	8.55	—	28.10	66.40	71.80
F ₅	93.25	14.00	72.90	1.50	4.85	62.70	57.90
F ₆	111.80	4.90	100.90	0.45	5.55	49.30	47.10
E ₂	29.70	14.10	9.90	—	5.70	70.80	29.70
E ₄	42.50	—	30.80	—	11.70	97.50	96.50
E ₆	120.65	5.00	110.60	—	5.05	65.50	64.20
E ₇	97.30	—	79.30	8.00	10.00	61.60	58.50
E ₈	95.50	—	95.05	0.45	—	67.80	67.80
C ₈	35.00	—	—	—	35.00	100.00	—
A ₃	25.20	6.40	12.70	—	6.10	89.10	83.30
total	1083.15	78.90	825.25	32.55	146.45	moy 64.40	moy 58.20

TABLEAU: 2-1

STATES TRAVERSEES PAR LES SONDAGES

Des réserves géologiques il faut distinguer :

- Les réserves certaines (catégorie A) entièrement prospectées et étudiées par les sondages et les petits travaux miniers.
- Les réserves probables (catégorie B) partiellement délimitées par les sondages et les petits travaux miniers.
- Les réserves possibles (catégorie C) basées sur des études géologiques et géochimiques (affleurement).

A partir du tableau 2.1. donnant la puissance du gypse et du délai de recouvrement aux points de sondage, des affleurements et par interpolation entre sondages minéralisés et non minéralisés et suivant la régression de la puissance nous avons tracé :

- les isopuissances du gypse (figure 2.4.)
- les isopuissances du stérile (figure 2.5.).

L'isopuissance utile 0 représente ainsi le contour des réserves géologiques.

2.2.1. Estimation des réserves géologiques :

A partir de la figure 2.4. de l'isopuissance 110 à l'isopuissance 0 nous avons calculé la surface de chaque bloc et évalué le volume de chaque bloc se situant entre deux isopuissances suivant la formule.

$$V = \frac{S_1 + S_2}{2} \times d \quad (\text{voir 2.1.})$$

et le tonnage est :

$$T = V \times \rho$$

ρ : est la masse volumique du gypse ($2,30\text{g/cm}^3$), dans notre cas $d = 10\text{m}$ (équidistance).

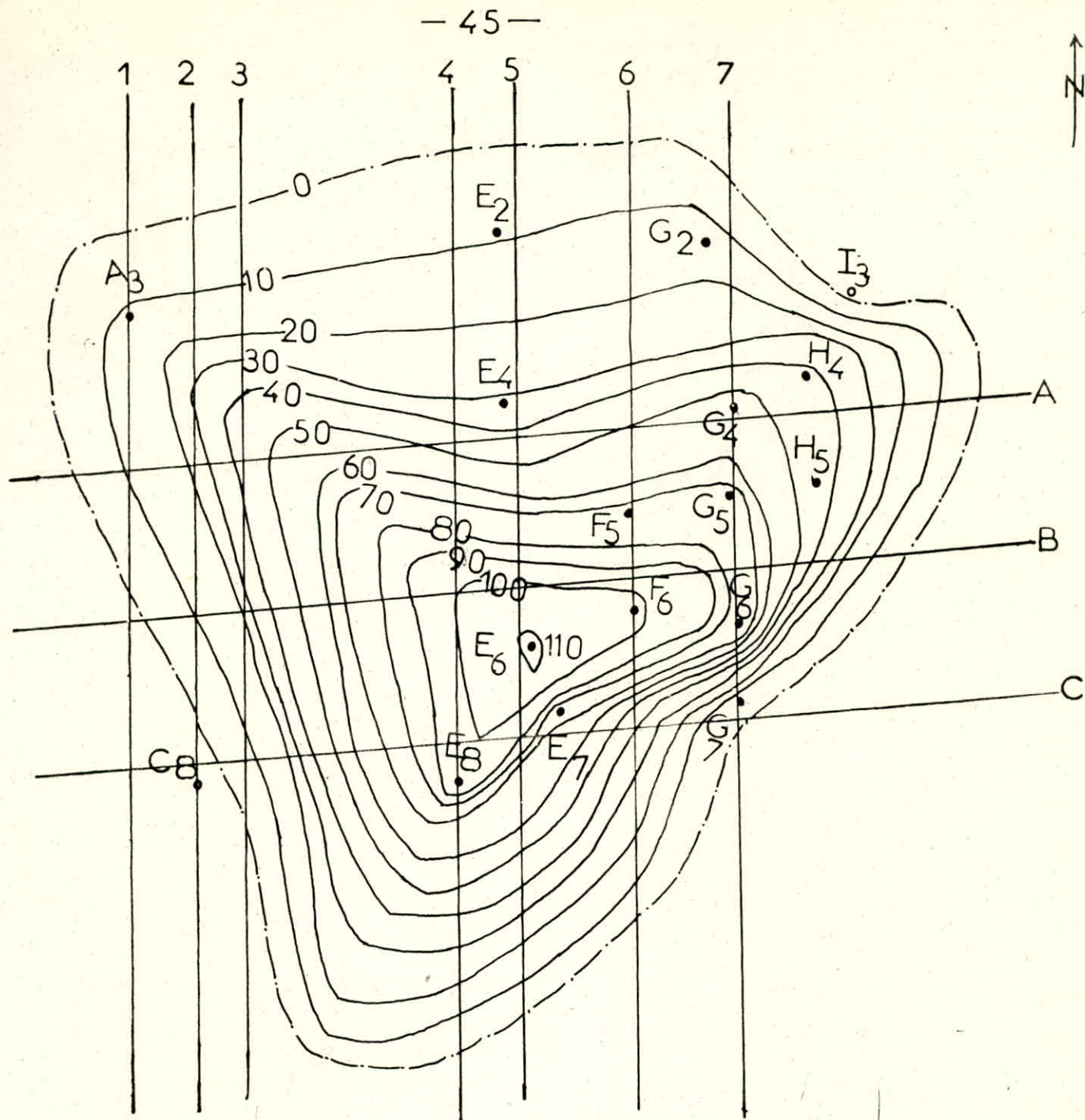


Figure : 2-4

reserves geologiques.

isopuissance utile.

--- limite des reserves geologiques.

• sondages.

echelle : 1:3000.

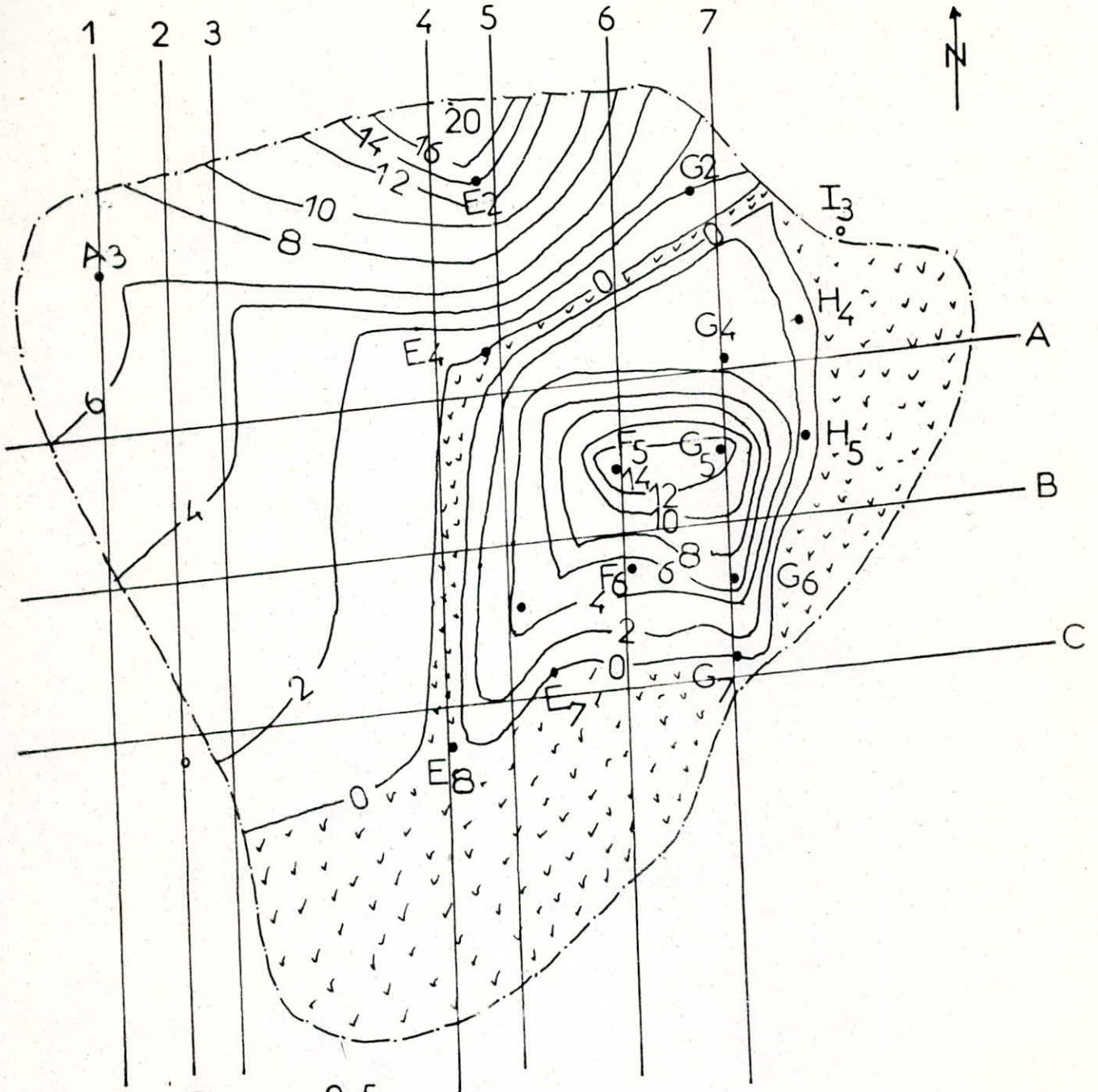
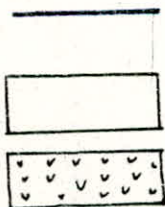


Figure: 2-5

couverture des reserves géologiques.

isopuissance de couverture.



steril .

affleurement .

echelle : 1:3000 .

iso- puissance utile m	surface de l'iso puiss m ²	distance entre isopuiss m	N ^o du bloc	reserves du bloc m ³
110	200	10	1	20 500
100	3 900		2	63 500
90	8 800	10	3	107 000
80	12 600	10	4	163 000
70	20 000	10	5	230 000
60	26 000	10	6	292 000
50	32 000	10	7	398 000
40	47 000	10	8	518 000
30	56 000	10	9	641 000
20	71 000	10	10	846 000
10	97 000	10	11	1 087 000
0	120 000			
total				4 366 000

Tableau:2-2

éléments d'évaluation des réserves géologiques.

Pour le calcul de la surface des coupes (isopuissances) nous avons utilisé un planimètre OPT de type 10 N°77338 le nombre constant est 18797 et le coefficient du planimètre $C = 10,2$.

Surface de la reglette $10\ 000\ \text{mm}^2$

échelle	unité du vernier de la roulette
1 : 1	10 mm^2
1 : 100	10 m^2
1 : 500	2,5 m^2
1 : 1500	22,5 m^2
1 : 2000	40 m^2

Les éléments d'estimation des réserves géologiques figurent dans le tableau 2.2.

2.2.2. Evaluation du stérile de recouvrement :

A partir de la figure 2.5. par la même méthode de calcul nous avons calculé le volume de stérile de recouvrement des blocs situés entre isopuissance de stérile.

Les éléments d'estimation du volume de recouvrement figurent dans le tableau 2.3.

Les éléments d'estimation des réserves géologiques et du stérile de recouvrement nous donnent :

- volume de minéral : $V_M = 4366\ 000\ \text{m}^3$ soit 10 500 000T.
- volume de stérile : $V_S = 419\ 800\ \text{m}^3$.

2.2.3. Calcul du coefficient de découverte :

Le rapport volume de stérile et volume de minéral donne :

$$K = \frac{V_S}{V_M} = 0,095$$

iso- de puissance couverture m	surface de iso. puiss m ²	distance entre iso. puiss. m	N ^o du bloc	reserves du bloc m ³
sommel14	0			
12	1 200	2	1	1 200
10	2 800	2	2	4 000
8	5 200	2	3	8 000
6	7 800	2	4	13 000
4	11 800	2	5	19 600
2	20 400	2	6	32 200
0	26 000	2	7	46 400
sommel20	0			
16	1 200	4	8	2 400
14	2 200	2	9	3 400
12	3 800	2	10	6 000
10	6 800	2	11	10 600
8	11 600	2	12	18 400
6	20 200	2	13	31 800
4	28 000	2	14	48 200
2	44 400	2	15	72 400
0	57 800	2	16	102 200
total				419 800

Tableau 2-3

elements d'evaluation de la
couverture des reserves geologiques.

La valeur du rapport de découverte trouvé est de loin inférieur à sa valeur limite K_D ($= \frac{1}{4}$ à $\frac{1}{5}$) qui dans la pratique minière des matériaux de construction limite le taux de découverte pour lequel l'exploitation à ciel ouvert n'est plus rentable par rapport à l'exploitation souterraine.

Rappelons que le coefficient de découverte effectif tient compte de la profondeur du contour des réserves, de l'inclinaison des bords de la carrière et des réserves exploitables c'est à dire celles répondant à la technique minière d'exploitation et aux exigences du produit fini.

2.3. Appréciation de la stabilité des talus :

Le profil stable des bords de la carrière détermine le volume total des travaux de découverte et joue un rôle déterminant sur la technologie des travaux miniers.

Une inclinaison surélevé du profil entraîne la déformation des bords de la carrière et le développement de glissements peut entraîner des contraintes dans l'exploitation du gisement.

Par contre la diminution de l'inclinaison du profil des bords entraîne des dépenses supplémentaires pour l'excavation des roches de découverte.

C'est pourquoi pour la délimitation latérale de la carrière, il est nécessaire de trouver la solution optimale qui puisse nous donner des profils stables.

Les profils des bords de la carrière en fonction des conditions géologiques peuvent être plats, concaves, convexes et brisés.

Chaque forme de profil a ses avantages et ses inconvénients et s'applique dans des domaines déterminées. Compte tenu des conditions concrètes de la carrière de Médéa; homogénéité, paramètres physico-chimiques des roches et dimension de la carrière il est économiquement rentable et techniquement simple d'adopter la forme plate des talus des bords de la carrière.

2.3.1. Détermination de l'angle des talus des bords de la carrière :

Avant la détermination des talus il est nécessaire de déterminer les propriétés mécaniques du massif; En réalité les propriétés mécaniques du massif sont inférieures à celles de l'échantillon.

- La résistance du massif est déterminée par la formule suivante -

$$\sigma_M = \frac{\sigma_{e \text{ min}}}{1 + \left(\frac{\sigma_{e \text{ min}}}{\sigma_{e \text{ max}}} - 1 \right) \frac{l}{H}}$$

$\sigma_{e \text{ min}}$ = résistance minimale de l'échantillon déterminée expérimentalement.

$\sigma_{e \text{ max}}$ = résistance maximale de l'échantillon déterminée expérimentalement.

l = dimension du bloc structural (0,50 m).

H = profondeur maximale de la carrière.

- La cohésion du massif est déterminée par la formule

$$CM = \frac{C_e}{1 + a \text{ Ln } \frac{H}{l}}$$

C_e = cohésion de l'échantillon.

a = coefficient tenant compte de la dureté des roches =(2).

La cohésion du massif tenant compte du coefficient des réserves est :

$$C_{Mc} = \frac{CM}{n_r}$$

n_r = coefficient des réserves.

interne
 - L'angle de frottement du massif est sensiblement égal à celui de l'échantillon.

$$\varphi_M \approx \varphi_e$$

L'angle des talus des bords de la carrière est donné par la formule suivante :

. ne tenant pas compte du coefficient des réserves.

$$\beta = \text{Artg} \left[\frac{H \cdot \delta}{2 C_H \text{ctg} (45 - \pi/2) - H \delta} \cdot \text{tg} \varphi \right]$$

. Tenant compte du coefficient des réserves.

$$\beta = \text{Artg} \left[\frac{H \cdot \delta}{2 C_{Hc} \text{ctg} (45 - \pi/2) - H \delta} \cdot \text{tg} \varphi \right]$$

2.3.2. Détermination de la surface de glissement :

La forme et l'emplacement de la surface de glissement dans le massif stable, situés aux environs du talus se déterminent par des thèses fondamentales de la théorie de l'équilibre limite du milieu pulvérulent.

- La surface élémentaire de glissement dans un massif non homogène apparaît quand la traction σ_1 est non inférieure à σ_0 .

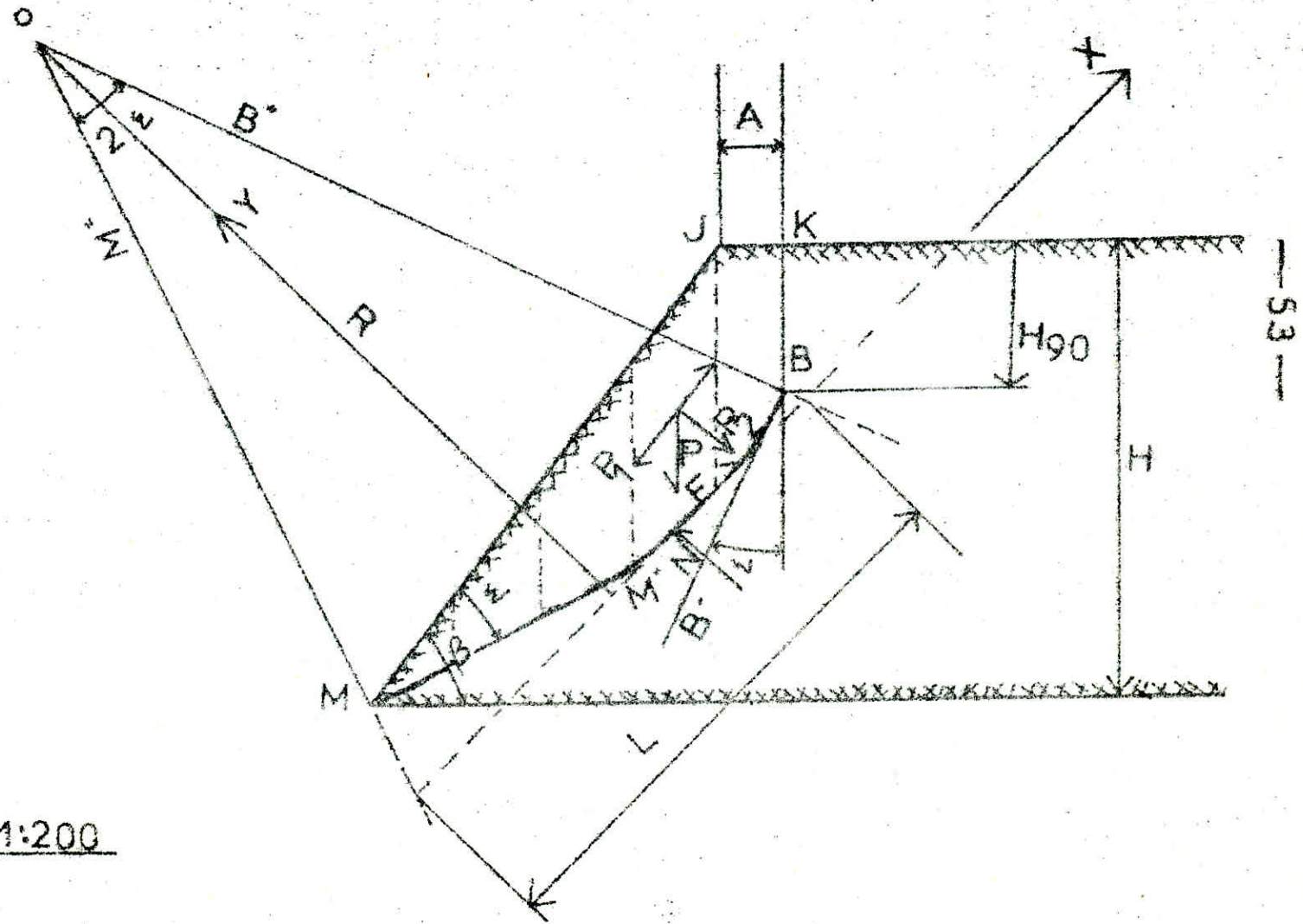
$$\sigma_0 = 2CM \text{ctg} \xi ; \text{ où } \xi = 45 - \pi/2.$$

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

- . ne tenant pas compte des réserves : $H_{90} = \frac{2CM}{\delta} \text{ctg} \xi$.
- . tenant compte des réserves : $H_{90} = \frac{2CMc}{\delta} \text{ctg} \xi$.

Figure: 2-8

étude de la stabilité d'un talus.



echelle: 1:200

L'angle des talus des bords de la carrière est donné par la formule suivante :

- En direction de la plus grande traction les surfaces élémentaires de glissement se disposent sous l'angle ξ .

- Dans les massifs rocheux, loin des talus, la pression de la plus grande traction se confond avec la verticale; en s'approchant de la tête du talus elle se confond avec ce dernier.

- L'inclinaison dans certaines parties de la surface de glissement change petit à petit de direction sous l'angle ξ vers la verticale, en allant de la surface du talus vers son pied.

La procédure de l'établissement de la surface de glissement est la suivante :

. on calcul la largeur A du prisme d'effondrement par la formule :

$$A = \frac{2H \left[1 - \text{ctg } B \cdot \text{tg} \left(\frac{\varphi + B}{2} \right) \right] - 2H_{90}}{\text{ctg} \left(45 - \frac{\varphi}{2} \right)}$$

dans ce sa nous tenons pas en considération le coefficient des réserves.

. Au point K (voir figure 2.6.) par la verticale on établit la valeur de H_{90} à l'échelle et on établit le point B à partir duquel sous l'angle de la verticale on trace BB' et on établit la perpendiculaire BB'' au point B à la droite BB' .

. A partir du point M, au pied du gradin on trace la droite MM' sous un angle à partir du pied du talus (point M) et on établit la perpendiculaire (MM'') à cette dernière à partir du point M.

Les deux perpendiculaire MM'' et BB'' se coupent au point O qui est le centre du cercle de glissement.

. On trace le cercle de glissement reposant sur en joignant les points B et M.

La partie du cercle (de rayon R) B.M. représente la longueur L de la surface de glissement.

2.3.3. Détermination du coefficient de sécurité :

La stabilité des talus est basée sur la théorie de l'équilibre du prisme d'effondrement et dépend des propriétés physico-mécaniques des roches (φ, c, δ).

Sur la surface de glissement naissent des contraintes de cisaillement qui dépendent de la force normale exercée par le prisme sur la surface de glissement et obéissent à la loi de Coulomb.

$$\sigma_{cis} = \sigma_{comp} \operatorname{tg} \varphi + c$$

Pour l'équilibre limite du prisme d'effondrement nous utilisons la méthode de PETERSON FELLENIOS applicable dans le cas d'une surface de glissement circulaire.

La procédure est la suivante :

. On partage l'aire limitée par la surface de glissement et par la ligne du talus en tranches de largeurs b_i et de hauteur h_{mi} .

h_{mi} est la hauteur moyenne de la tranche. Elle est obtenue par la formule :

$$h_{mi} = \frac{h_{i-1} + h_i}{2}$$

On fait le bilan des forces qui agissent sur chaque tranche.

- le poids du prisme d'effondrement P.
- la force de cohésion C.
- la réaction du massif sur le prisme N.
- les forces entre tranches s'annulent d'après le principe de l'action et de la réaction.

$$F_i = N_i \operatorname{tg} \varphi_i$$

$$C_i = c_i l_i \times 1$$

c_i et l_i sont respectivement la cohésion et la longueur de la surface de glissement de la tranche i .

$$\sum T_{iy} :: N_i - P_i \cos \beta = 0$$

$$N_i :: P_i \cos \beta.$$

$$P_i = b_i \times h_{mi} \times 1 \times \gamma_i \times g$$

$$P_i = V_i \cdot \gamma_i \cdot g.$$

Le coefficient de sécurité est le rapport des moments des forces résistant contre le mouvement et celles entraînant le mouvement.

$$n = \frac{M_r \sum (F_i + C_i) \cdot r}{M_e \sum P_i \sin \beta \cdot r}$$

$$n = \frac{\sum (P_i \cos \beta \operatorname{tg} \varphi + c_i \cdot l_i)}{\sum P_i \sin \beta}$$

Pour un massif sec et homogène on peut poser.

$$P = \sum P_i$$

$$F = \sum F_i$$

$$C = \sum C_i = \sum c_i \times l_i \times 1 = c_i L = c \cdot L; \text{ ou } L = \sum l_i.$$

$$\text{donc } n = \frac{P \cos \beta \operatorname{tg} \varphi + c \cdot L \cdot 1}{P \sin \beta}$$

$$n = \frac{F + C}{P} \quad ; \quad (\text{voir figure 2.6.})$$

La sécurité est assurée si $n \geq 1$.

Dans la pratique minière on prend $n = 1,15 \div 1,30$.

Les résultats des calculs faits pour la stabilité des talus des bords de la carrière sont récapitulés dans le tableau 2.4. Des études faites sur des gisements de gypse en U.R.S.S. ont montré que l'angle des talus des bords ne doit pas dépasser 45° ; Pour une profondeur supérieure à 90 m, l'angle du gradin est compris entre 45 et 55° celui des talus 50 et 43° (pour $H = 90$ m).

Dans le cas du gisement de gypse de Médéa l'angle des talus des bords trouvé est 49° (ne tenant pas compte du coefficient des réserves) et 47 (en tenant compte de ce coefficient). Le coefficient de sécurité calculé pour un angle de talus de 50° est inférieur à 1; c'est pour cette raison que nous avons choisi l'angle des talus égal à 45° et le coefficient de sécurité calculé est égal à 1,05 . Pour des mesures de sécurité nous prenons l'angle du gradin égal à 50° .

Actuellement dans le gisement de gypse de Médéa l'exploitation s'effectue par gradin dont l'angle d'inclinaison est 70° ; c'est ce qui explique les éventuels glissements de terrain qui surviennent dans les gradins de gypse.

TABLEAU : 2.4.

propriétés mécaniques du massif				Eléments du talus				Eléments de la surface de gisement.				
σ_{comp}	σ_{cis}	σ_{flex}	σ_{trac}	C		Huor	B	H ₉₀	A	R	L	n
	Kg / cm ²				degré	m	degré		(m)			
148,50	87,70	29,40	14,70	2,53	38	140	45	45,10	18,20	246	170	1,05

APPRECIATION DE LA STABILITE DES TALUS DES BORDS DE LA CARRIERE DE GYPSE DE
MEDEA.

2.4. Délimitation des réserves exploitables :

La présence de facteurs géologiques (tectonique par exemple) non compatibles avec le processus d'exploitation minière et des teneurs inférieures à celle qu'exige le produit fini font que toutes les réserves géologiques ne sont pas exploitables.

Dans notre étude nous retiendrons les facteurs suivants :

- teneur limite d'exploitabilité,
- puissance minimale exploitable tenant compte du coefficient de découverte limite.

Rappelons :

- . qu'actuellement le gypse de Médéa n'est destiné qu'à la fabrication du ciment.
- . le projet d'exploitation prévoit l'implantation d'une plâtrière pour la production du plâtre de moulage et de construction qui exigent une teneur d'au moins 70% en gypse soit 32,55% en SO_3 .

Nous proposons deux variantes pour la délimitation des réserves exploitables.

2.4.1. Délimitation en fonction des facteurs teneur et puissance minimale exploitable (Variante I):

a) Facteur teneur limite d'exploitation :

Etant donné que le gypse de Médéa est destiné à la fabrication du ciment et du plâtre, la teneur minimale exploitable est de 70% en gypse.

A partir du tableau 1.5. donnant la teneur moyenne des sondages et en procédant par interpolation entre ces valeurs nous avons tracé les isoteneurs (voir figure 2.7.).

La variation de la teneur comme l'illustre la figure 2.8. au point

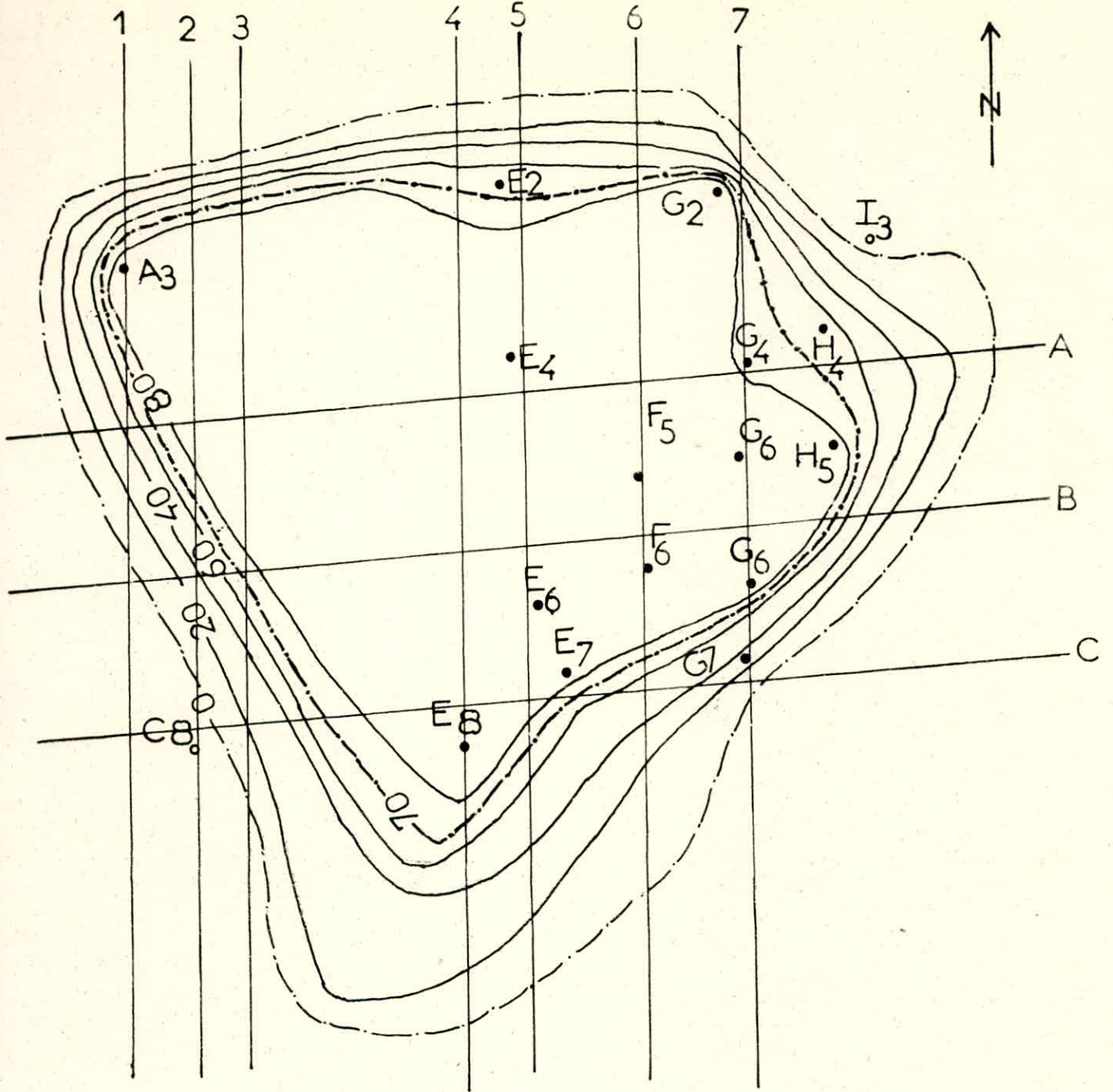


Figure: 2-7

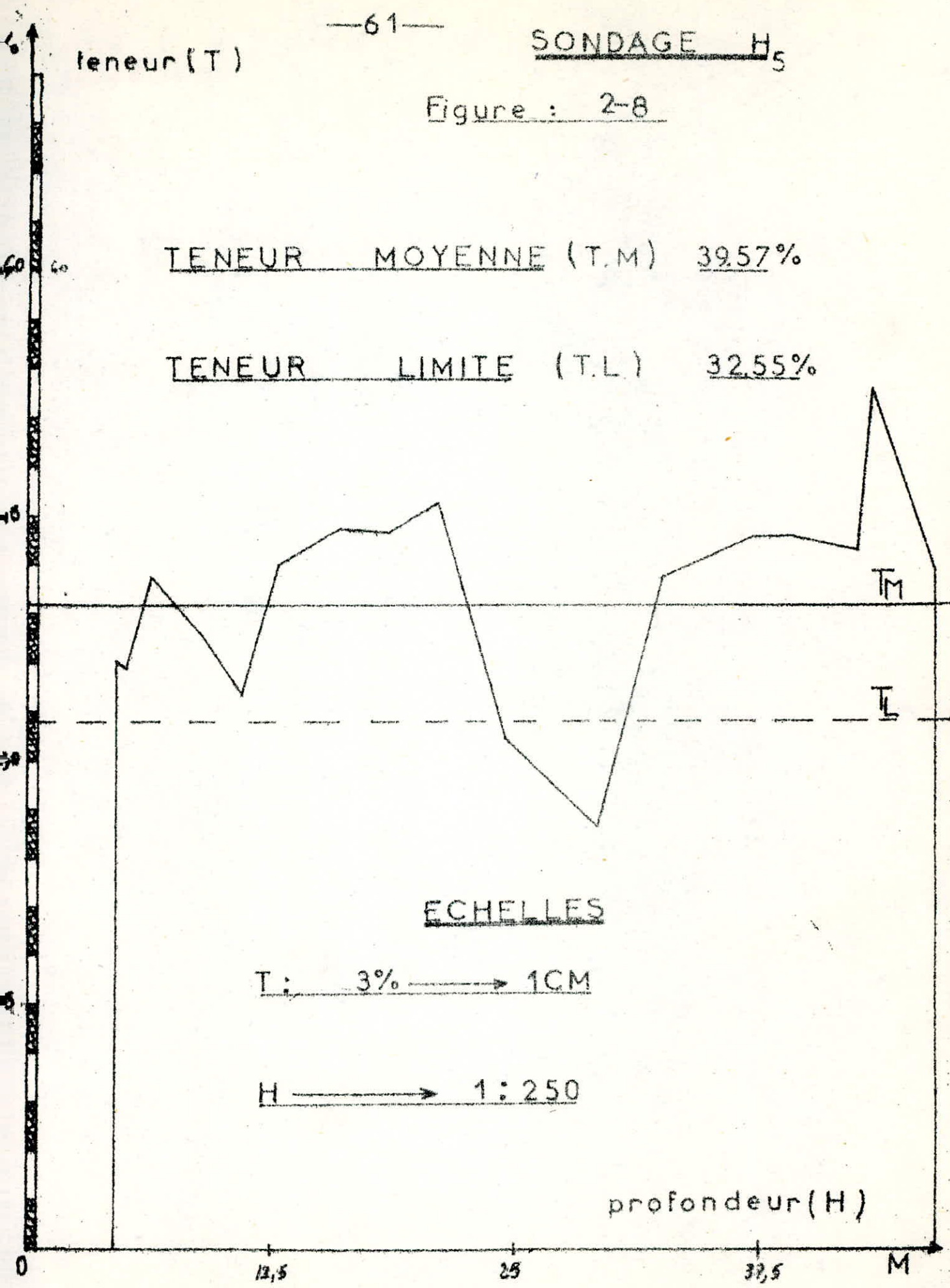
- isoteneur.
 - - - - teneur limite d'exploitabilité.
 - · - · - limite des reserves géologiques.
- echelle : 1:3000.

teneur (T)

Figure : 2-8

TENEUR MOYENNE (T.M) 39.57%

TENEUR LIMITE (T.L) 32.55%



EHELLES

T: 3% → 1CM

H → 1:250

profondeur (H)

13,5

25

37,5

M

de sondage H₅ est partout la même dans les parties Est, Ouest et Centrale; elle augmente en fonction de la profondeur. Ceci vérifie l'hypothèse, d'existence d'une zone anhydre à la base du gisement mis après l'étude de la densité apparente et des propriétés mécaniques du gypse.

L'irrégularité de la variation de la teneur en gypse montre que les couches de stratification ne se sont pas déposées en même temps et justifie l'origine sédimentaire du gisement.

Dans certaines strates la teneur est inférieure à celle limite, mais compte tenu que dans le processus d'exploitation à ciel ouvert on ne peut procéder à une sélection des strates à abattre nous considérons seulement la teneur moyenne des sondages.

Le contour des réserves exploitables est obtenu en traçant l'isoteneur 70%.

b) Facteur puissance minimale exploitable :

Considérant le coefficient de découverte limite 0,25 nous jugeons inutile d'exploiter la partie Nord Ouest du gisement où la découverte est importante.

Le contour des réserves exploitables suivant ce facteur est obtenu par superposition des isopuissances de minéral et celles du stérile de recouvrement et en traçant la ligne au point où le rapport des puissances du stérile et du minéral est égal à 1/4 (voir figure 2.9.).

Le contour final des réserves exploitables pour la première variante est obtenu en superposant les contours suivant. Les facteurs teneur limite et puissance minimale exploitable et en traçant l'intersection de ces derniers (voir g figure 2.10). Les éléments d'estimation des réserves et du stérile de recouvrement sont donnés par les figures 2.10 et 2.11 et les tableaux 2.5. et 2.6.

. Les réserves se chiffrent à 2 632 000 m³ soit 6053 600 T.

. Le stérile de recouvrement 100 700 m³.

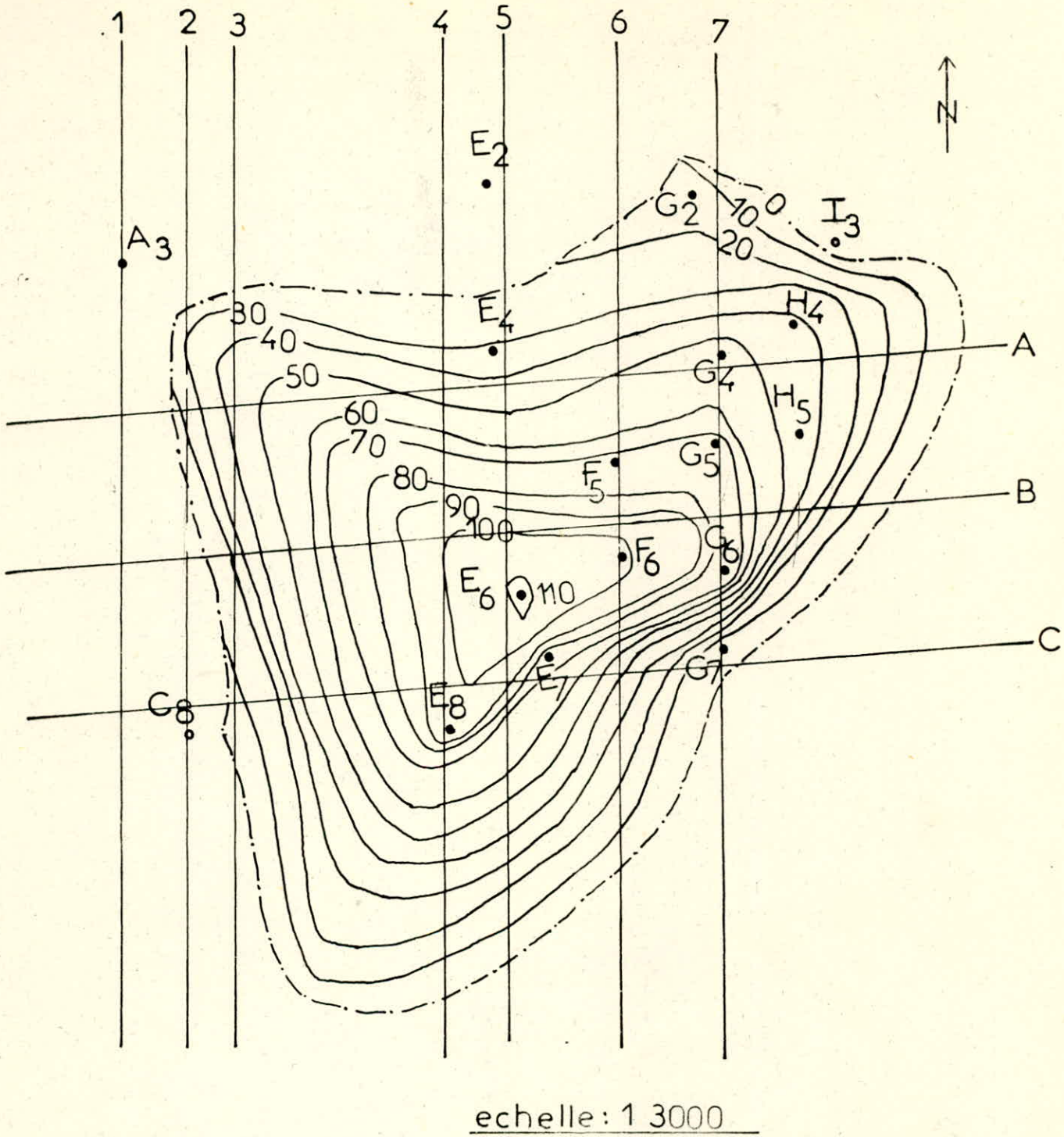


Figure:2-9
delimitation des reserves exploitables
suitant la puissance variante I.

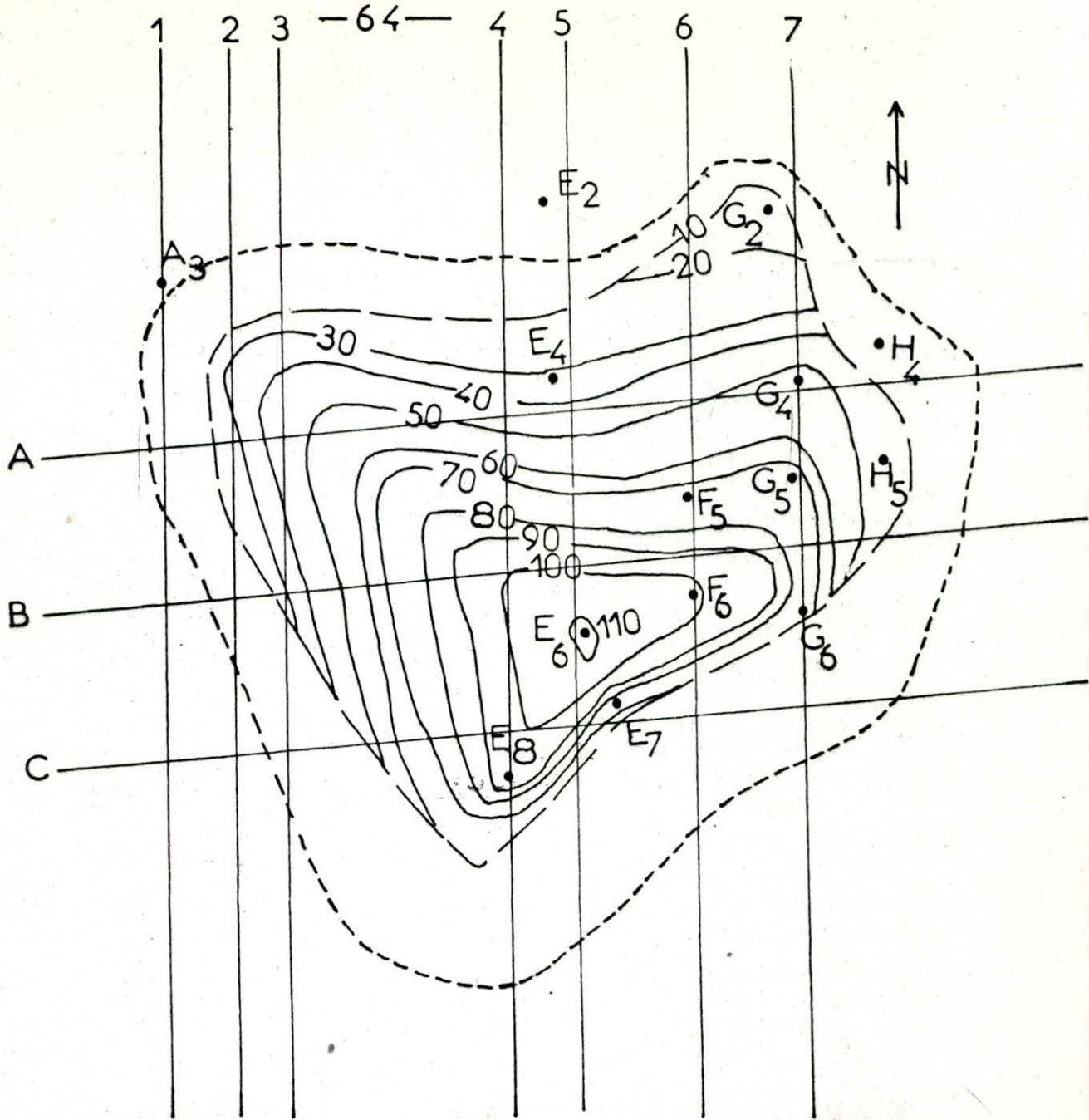


Figure: 2-10

reserves exploitables variante I.

— limite des reserves.

echelle: 1:3000.

--- contour de la carriere.

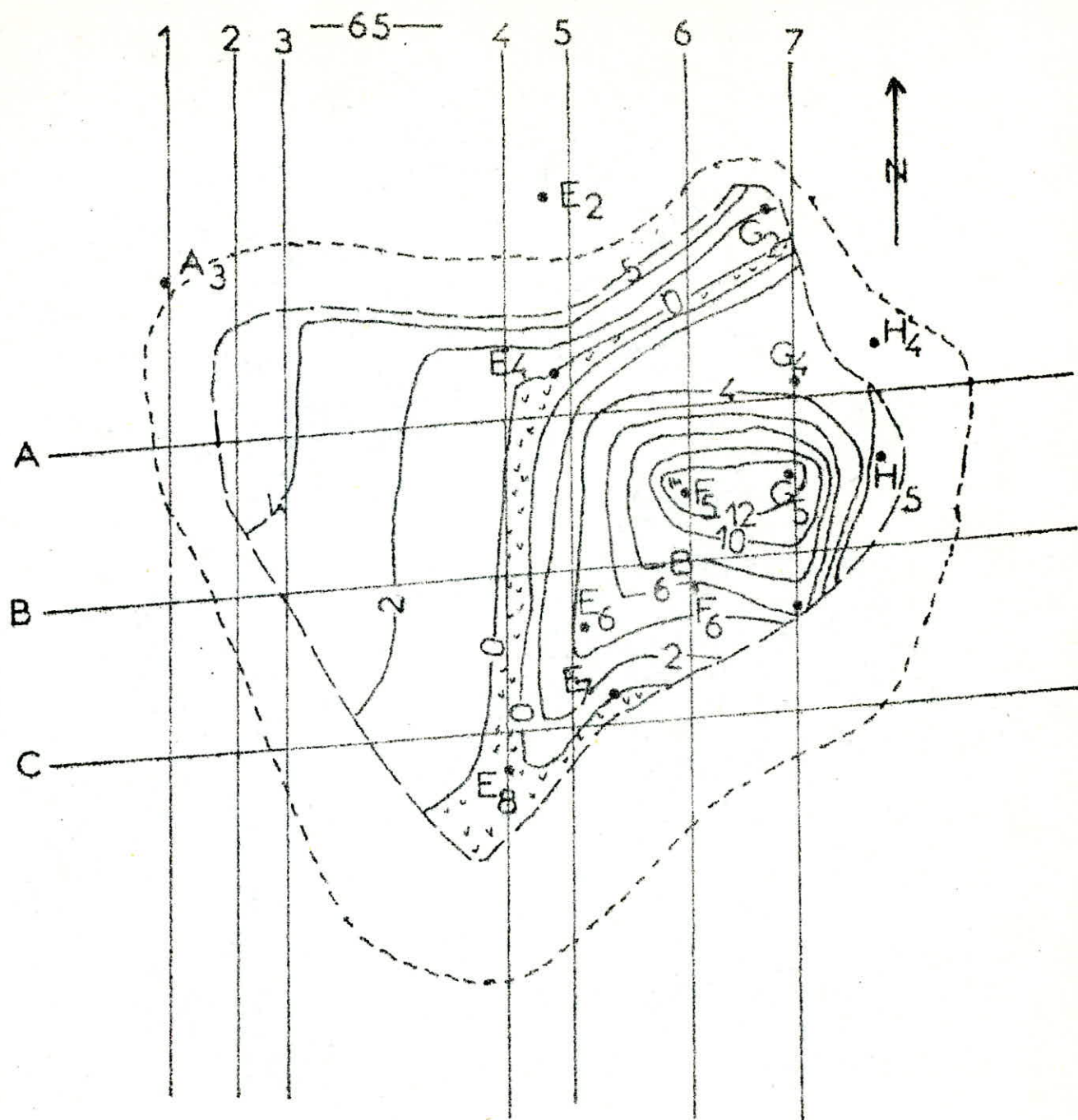


Figure: 2-11

ouverture des réserves exploitables variante I.

— — — limite des réserves exploitables.

échelle: 1:3000.

Tableau: 2-5 elements de estimation des
reserves exploitables variante I

<u>iso-</u> <u>puissance</u> <u>utile</u> m	<u>surface</u> <u>de</u> <u>lisopuiss</u> m ²	<u>distance</u> <u>entre</u> <u>isopuiss</u> m	<u>N^o</u> <u>du bloc</u>	<u>reserves</u> <u>du bloc</u> m ³
110	200	10	1	20 500
100	3900	10	2	63 500
90	8 800	10	3	107 000
80	12 600	10	4	163 000
70	20 000	10	5	220 000
60	24 000	10	6	280 000
50	32 000	10	7	360 000
40	40 000	10	8	423 000
30	44 600	10	9	484 000
20	52 200	10	10	511 000
10	53 200			
total				2 632 000

Tableau : 2-6 couverture des reserves
exploitables variante I.

<u>iso-</u> <u>puissance</u> <u>couverture</u> m	<u>surface</u> <u>de</u> <u>isopuiss</u> m ²	<u>distance</u> <u>entre</u> <u>isopuiss</u> m	<u>N°</u> <u>de bloc</u> :	<u>reserves</u> <u>du bloc</u> m ³
sommet 14	0	2	1	1 200
12	1 200	2	2	2 000
10	2 800	2	3	4 000
8	5 200	2	4	6 500
6	7 800	2	5	9 900
4	12 000	2	6	15 900
2	19 800	2	7	21 800
0	23 800			
sommet 5	0	1	8	2 200
4	4 400	2	9	8 600
2	12 800	2	10	18 600
0	24 400			
total				100 700

2.4.2. Délimitation des réserves exploitables d'après le principe de l'homogénéisation (variante II).

Pour cette variante on ne tient compte que le facteur teneur limité d'exploitabilité sur la base de l'homogénéisation des zones de forte teneur moyenne et des zones de faible teneur moyenne.

Vu que la découverte globale est faible et pour éviter tout écrémage du gisement nous allons procéder au mélange de minéral riche et pauvre pour exploiter le maximum des réserves géologiques.

. Principe de l'homogénéisation :

A partir des isoteneurs nous avons divisé les réserves en blocs dont on a calculé les réserves et la teneur moyenne.

Bloc I : son contour est isoteneur 80% et la teneur moyenne du bloc est de 86,24%.

Bloc II : il est compris entre les isoteneurs 80% et 60% la teneur moyenne du bloc est de 70%.

Bloc III : il est compris entre les isoteneurs 60 et 40%, la teneur moyenne est de 50%.

Bloc IV : il est compris entre les isoteneurs 40 et 20%, sa teneur moyenne est de 30%.

Bloc V : il est compris entre les isoteneurs 20 et 10%, sa teneur moyenne est de 15%

Compte tenu que la teneur limite d'exploitabilité est de 70% le mélange de ces réserves doit nous donner une teneur de 70%.

Cette teneur est la moyenne pondérée des teneurs élémentaires.

$$t_M = \frac{t_I R_I + t_{II} R_{II} + t_{III} R_{III} + t_{IV} R_{IV} + t_V R_V}{R_I + R_{II} + R_{III} + R_{IV} + R_V}$$

$$t_M = \frac{\sum_{i=1}^5 t_i R_i}{\sum_{i=1}^5 R_i} .$$

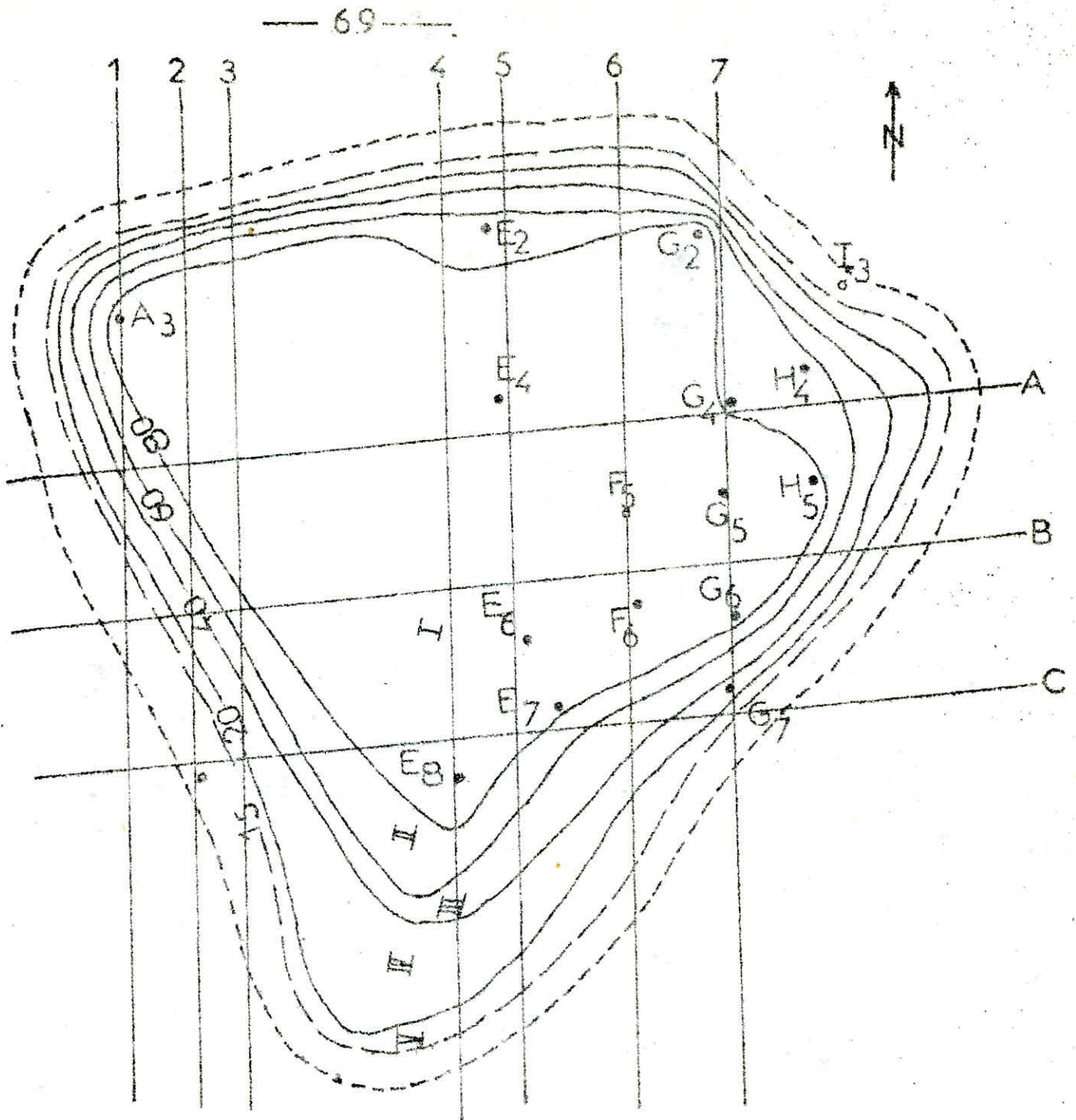


Figure: 2-12

reserves exploitables variante II.

— limite des reserves exploitables.

echelle: 1:3000.

----- contour de la carriere.

principe de l'homogénéisation

Tableau : 2-7 réserves exploitables
variantes II

<u>N° du bloc</u>	<u>teneur moyenne %</u>	<u>reserves m³</u>	<u>pourcentage dans le mélange %</u>
I	86.24	2 646 100	65.00
II	70.00	289 950	7.20
III	50.00	278 500	6.80
IV	30.00	266 000	6.50
V	15.00	590 300	14.50
total	70.00	4 070 580	100.00

Les réserves des blocs calculées figurent dans le tableau 2.7.

Le contour des réserves exploitables pour cette 2^e variante représente l'isoteneur 10% (voir figure 1.12).

Les réserves se chiffrent à 4 070 580 m³ soit 9 500 000 T. La couverture des réserves est estimée à 400 000 m³.

2.4.3. Détermination du coefficient de découverte :

Le volume total des roches de découverte est déterminé par l'angle des talus de bords de liquidation (B).

Pour l'extraction totale des réserves l'exploitation doit se faire avec une inclinaison des bords sous un angle $(\frac{\pi}{2} - \beta)$ par rapport à la verticale, partant de la limite inférieure des réserves jusqu'à la surface du gisement. La détermination du volume des roches de découverte tient compte également de la profondeur du contour qui varie suivant la géométrie du gisement de 15 à 70 m successivement dans les parties Nord et Sud du gisement pour la première variante.

La profondeur de la carrière est égale à la somme des puissances de stérile et du minéral.

Le contour final de la carrière tenant compte de l'inclinaison des bords est obtenu en procédant de la manière suivante :

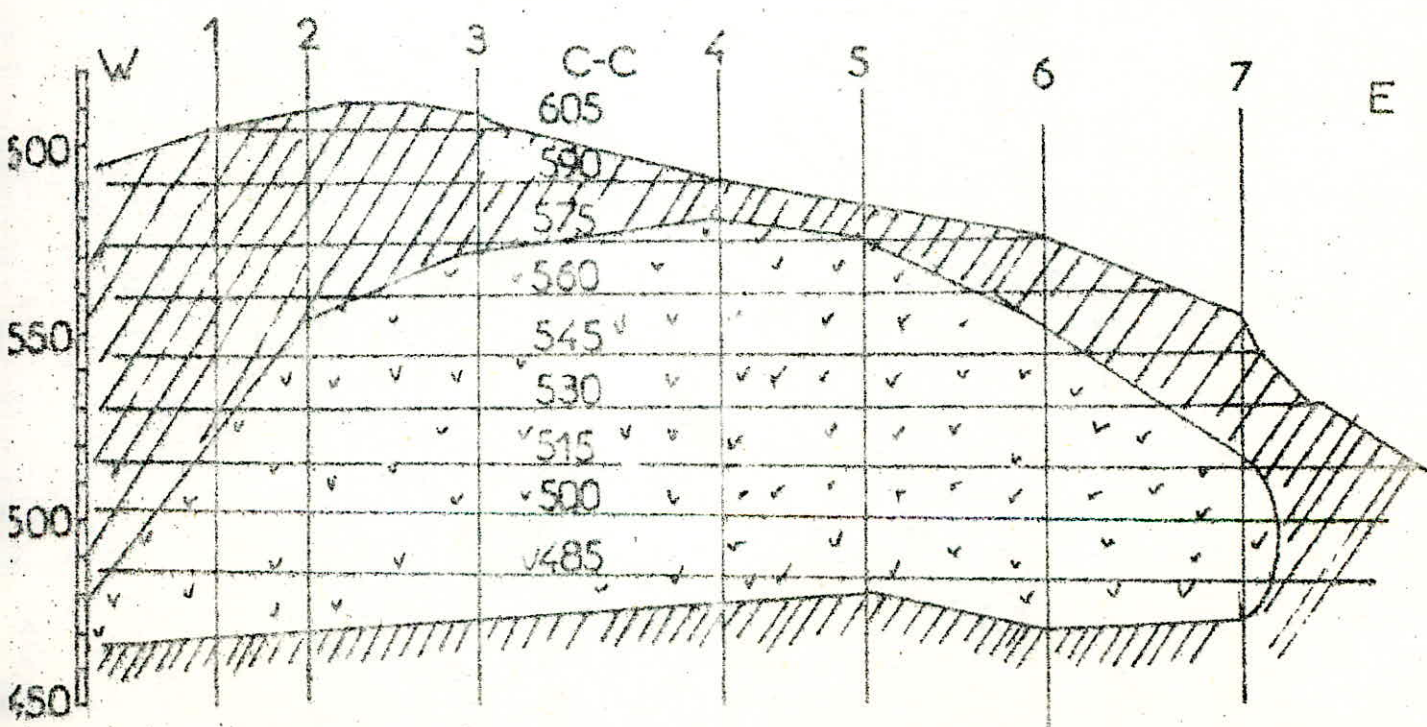
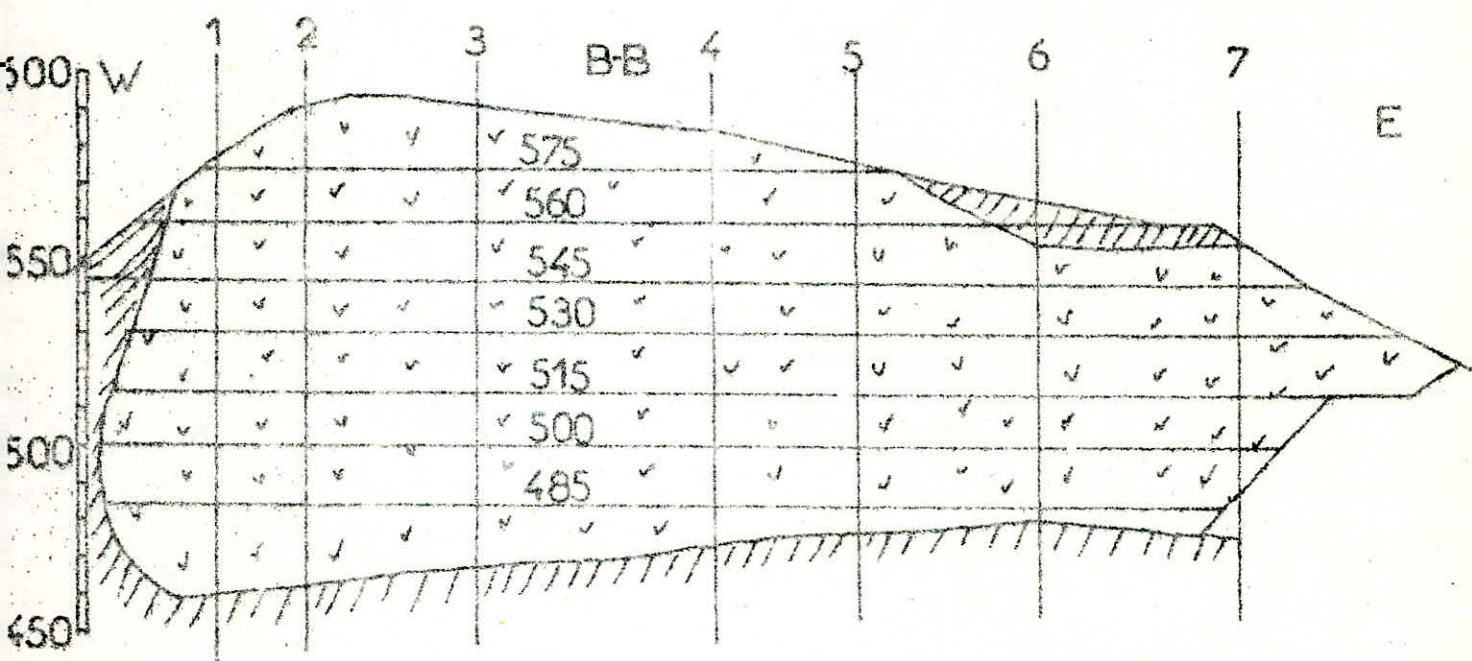
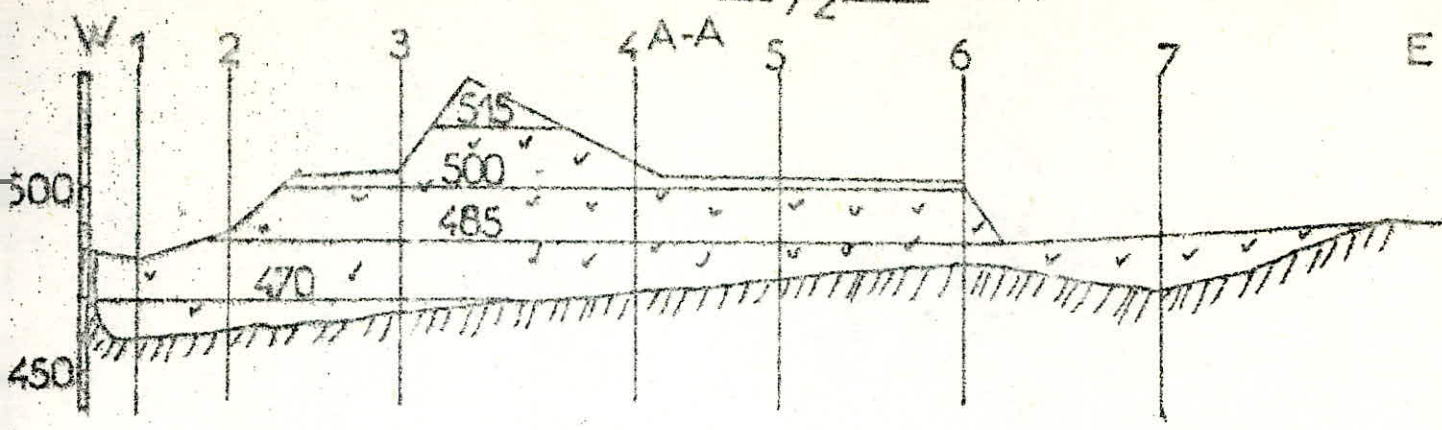
. Fixer suivant la variation de la profondeur du contour des réserves et les lignes et coupes géologiques des points extérieurs à ce dernier contour à des distances x (variables suivant la profondeur) telle que :

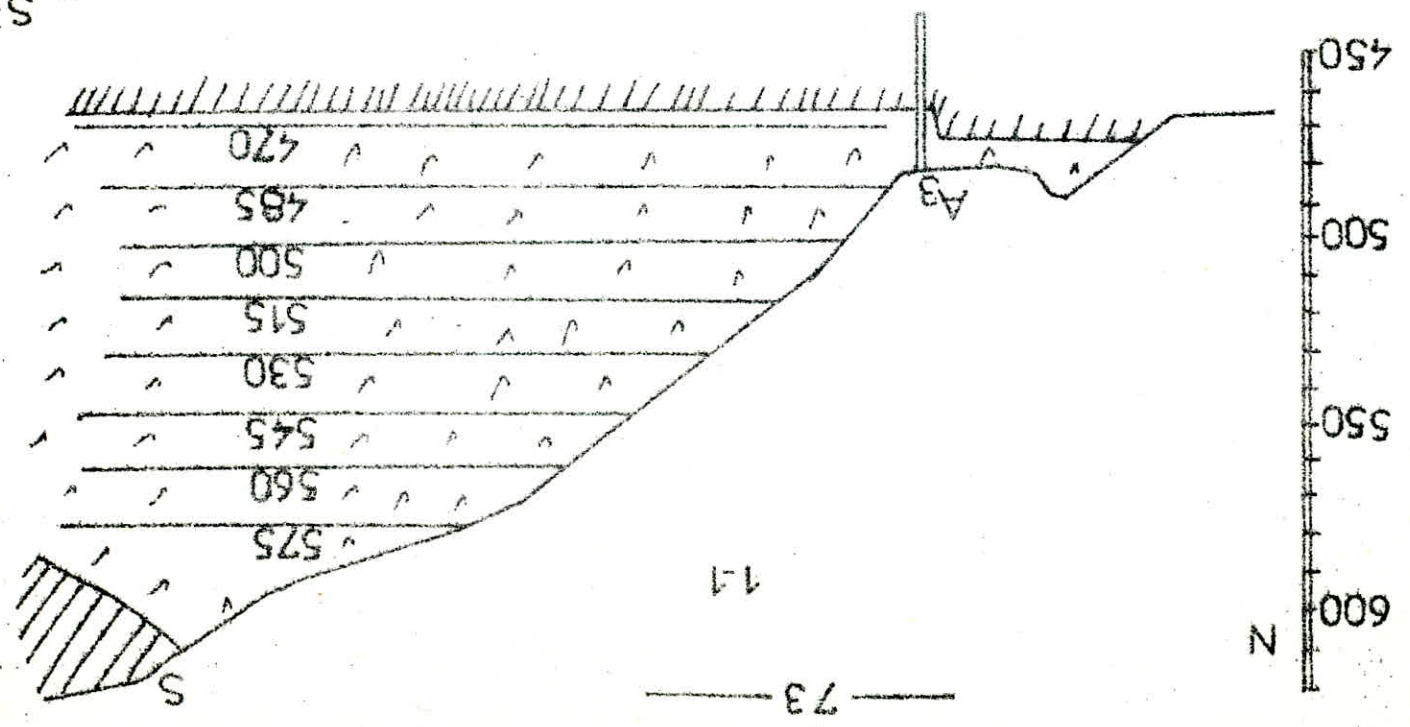
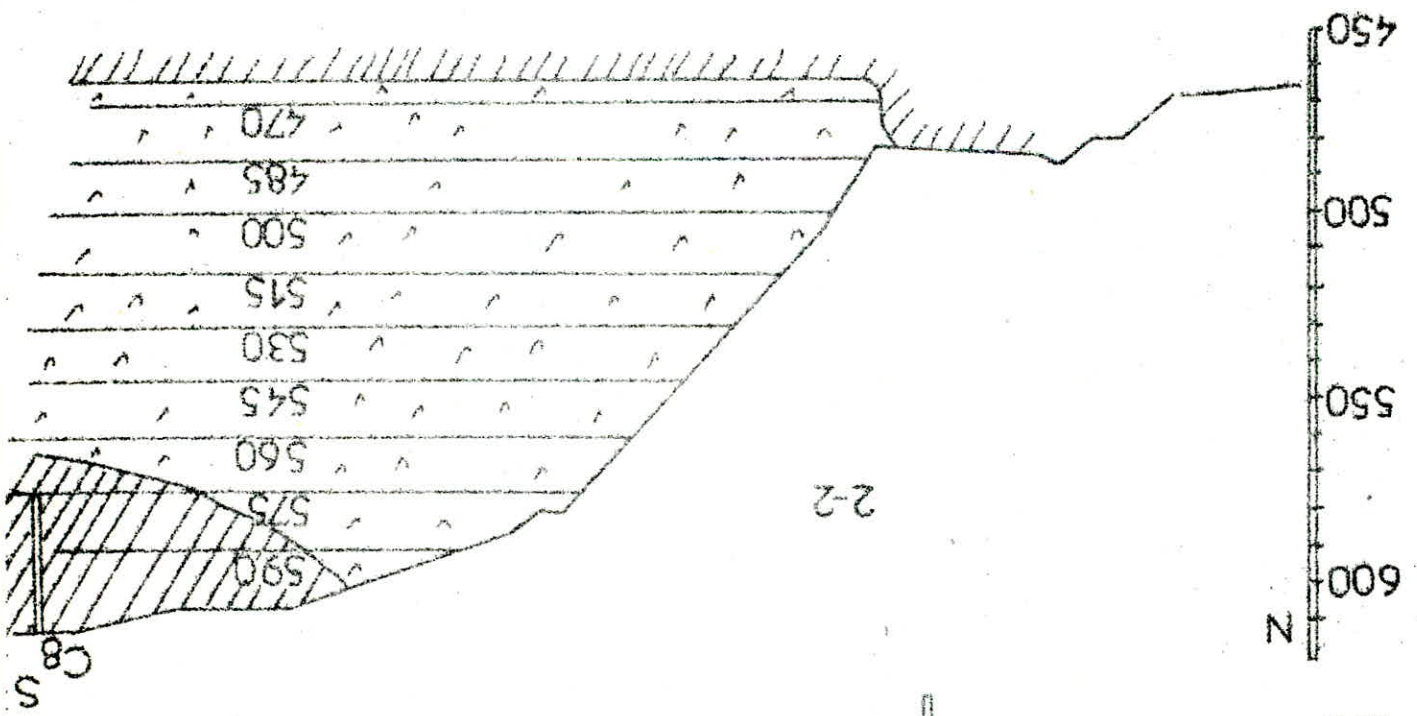
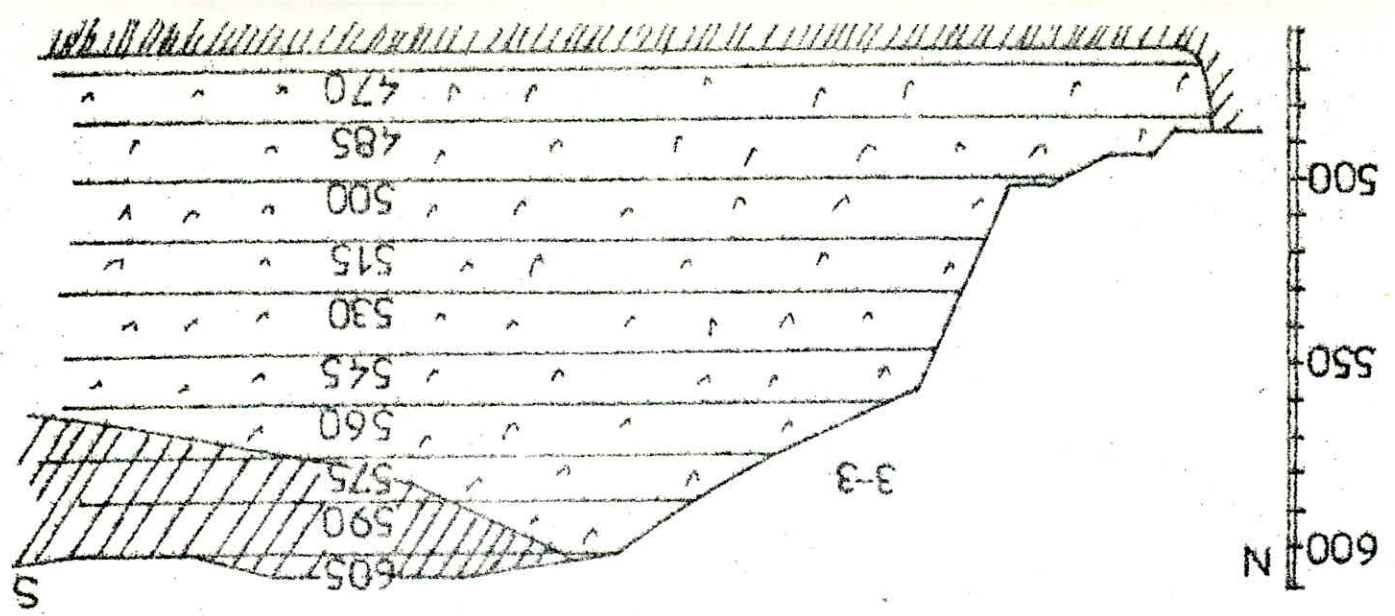
$$x = \frac{H}{\operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{2} - \beta \right)}$$

. En joignant les points fixés on obtient le contour de la carrière. La procédure adoptée pour le calcul du volume de stérile introduit par l'inclinaison des bords est la suivante.

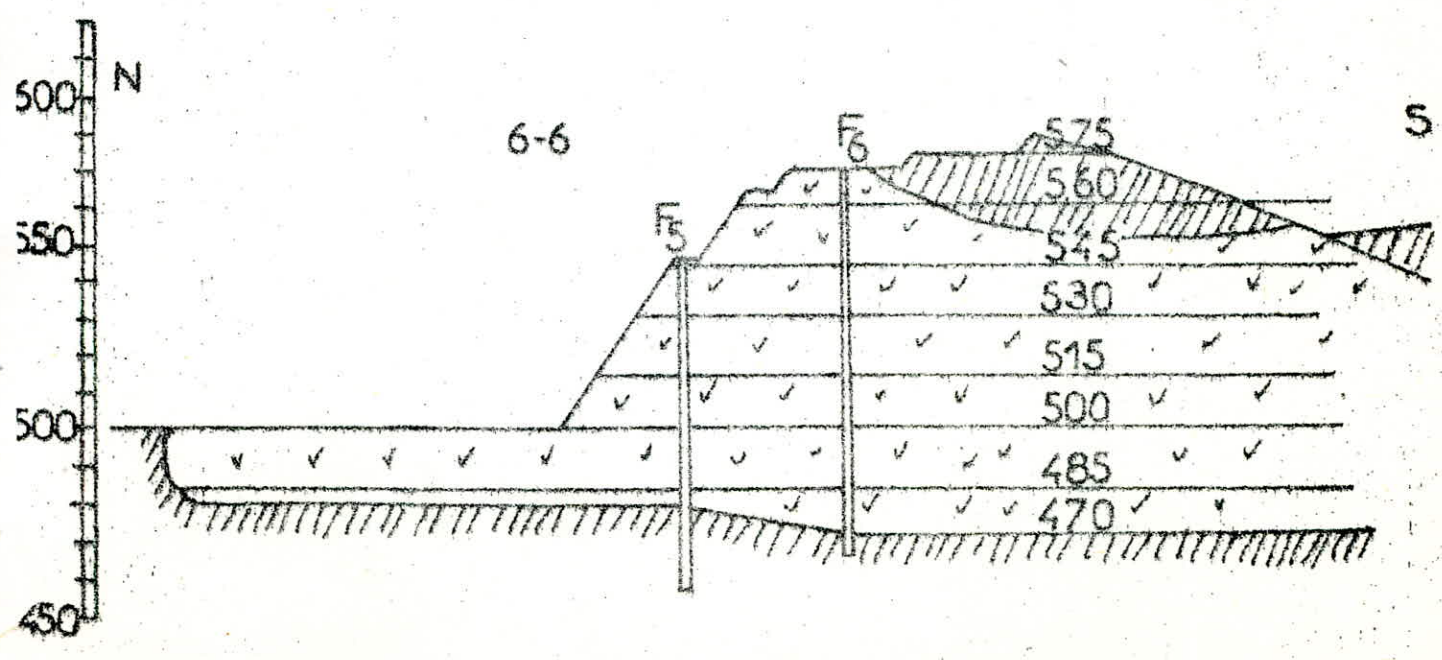
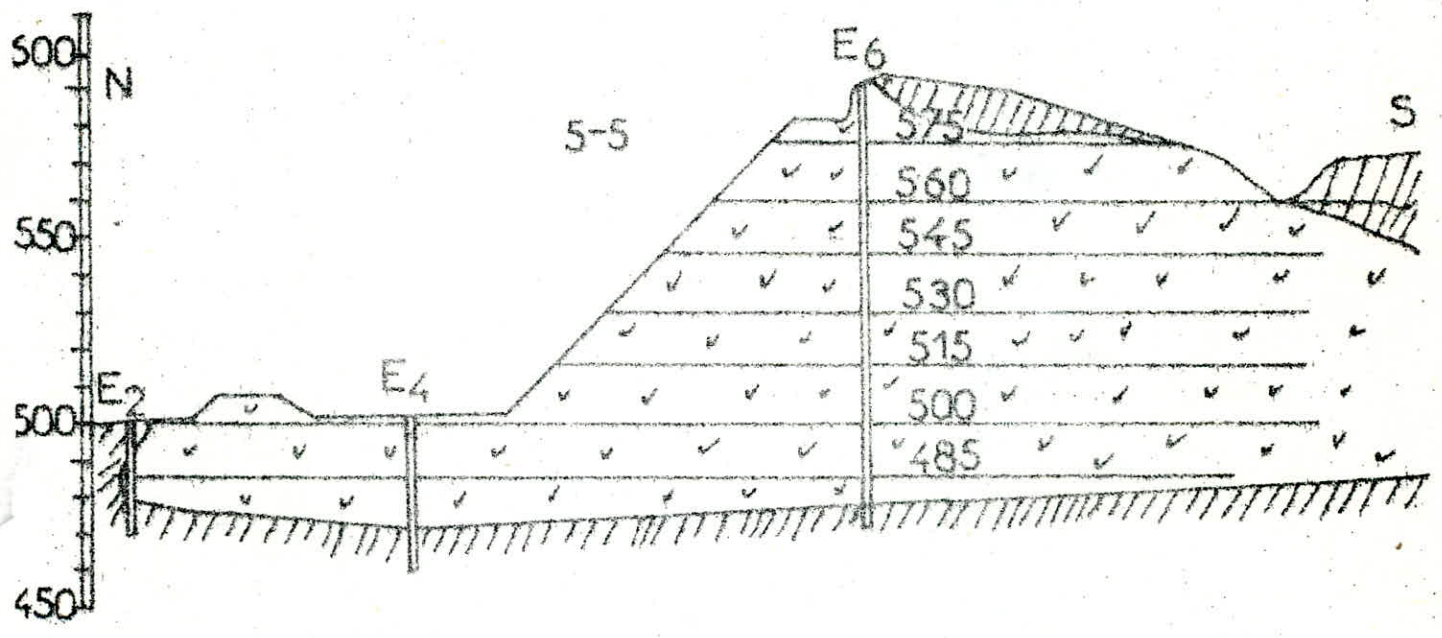
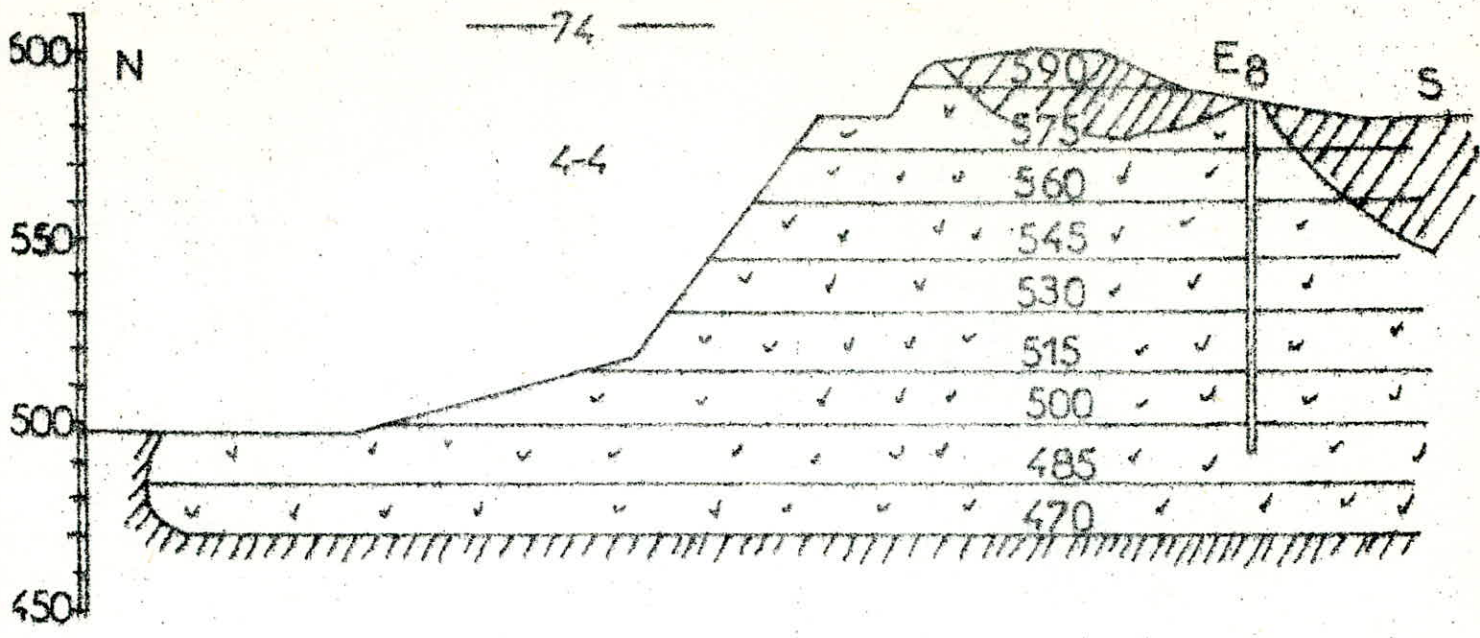
. L'aire limitée par les contour des réserves et celui de la carrière est divisée en plusieurs blocs de hauteur moyenne h_m .

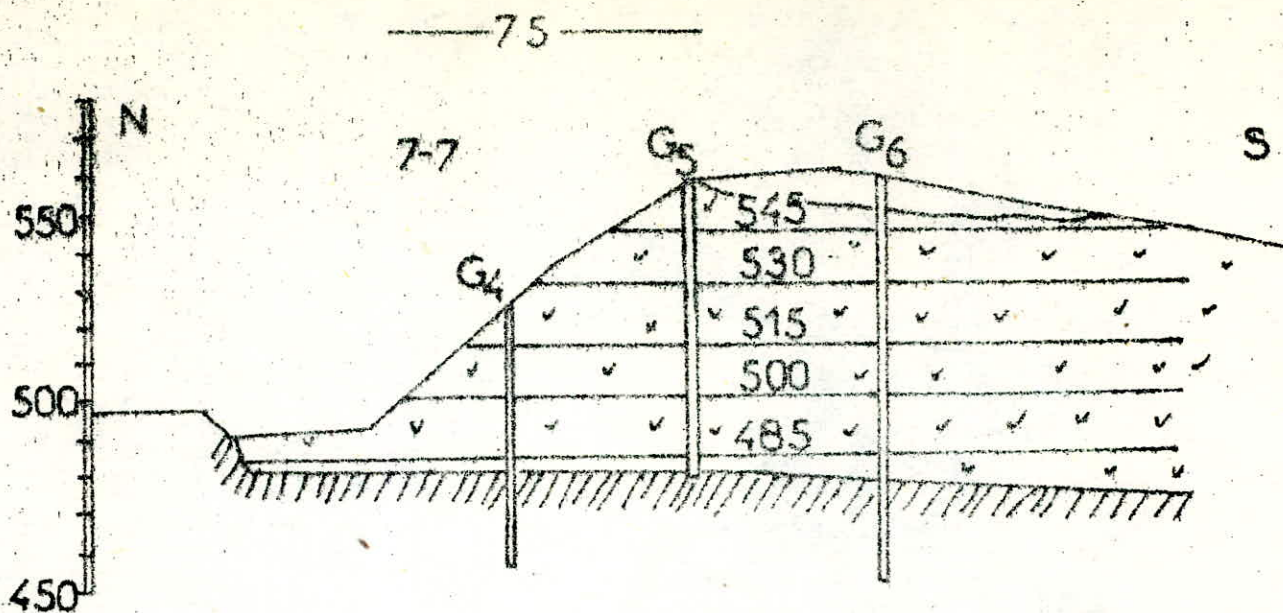
$$h_{mi} = \frac{h_i + h_{i+1}}{2}$$





74

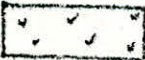





ERCC carrière de gypse de medea :

coupes d exploitation.

echelle: 1:2000

 gypse

 marnes

 ligne des gradins.

Le volume du stérile introduit par l'inclinaison des bords de chaque bloc est calculé en faisant le produit de la surface du bloc déterminée à l'aide du planimètre et de la hauteur moyenne du bloc. puis on divise ce produit par deux (2) car $\frac{\theta}{2} - \beta = 45^\circ$.

$$V_i = \frac{\text{six} \frac{h_i + h_{i+1}}{2}}{2} = \frac{\text{Si } h_{mi}}{2}$$

Le volume total est la somme total des volumes de tous les blocs.

$$V = \sum_{i=1} V_i$$

Pour la variante I le minéral englobé par l'inclinaison des bords dans la partie Nord du gisement n'est pas considéré comme stérile car sa teneur est supérieure à celle limite.

Par contre dans la partie Sud du gisement ce minéral est considéré comme stérile car sa teneur est inférieure à la teneur limite d'exploitabilité, néant moins ce minéral peut être stocké.

En réalité tout le volume introduit par l'inclinaison des bords n'est pas à dégager; une partie de ce volume reste sous forme de gradins liquidés.

Pour la variante I dont la profondeur moyenne du contour des réserves est de 50 m ce volume peut être réduit de 50%

Si on procède à une exploitation par gradin de 15 mètres de hauteur, 50° d'inclinaison et une largeur de la plâte-forme des gradins liquidés de 15 mètres.

Le volume total de découverte est la somme des volumes de recouvrement et celui introduit par l'inclinaison des bords de la carrière.

Le volume des roches de découverte calculé est :

- . pour la variante I

$$V_{sI} = 500\ 000\ m^3.$$

- . pour la variante II

$$V_{sII} = 575\ 000\ m^3.$$

Le coefficient de découverte est alors :

- . Variante I

$$K = \frac{500\ 000}{3\ 000\ 000} = 0,17$$

- . Variante II

$$K = \frac{575\ 000}{4\ 070\ 500} = 0,15$$

Les éléments comparatifs des deux variantes se trouvent dans le tableau ci-après.

Variante	Réserves exploitables		teneur moy. %	volume de découverte m^3	K
	m^3	T			
I	3 000 000	6 900 000	86	500 000	0,17
II	4 070 500	9 500 000	70	575 000	0,15

Tableau 2.8.

REMARQUE :

Les coupes géologiques utilisées sont des coupes d'exploitation. Certaines ont été réalisées après les travaux de découverte, d'autres au cours des travaux d'extraction.

A travers le tableau 2.8. nous remarquons que le taux de découverte pour les deux variantes est presque le même. A savoir chacune a ses avantages et ses inconvénients.

- . Pour la variante I, les réserves sont moins importantes, mais la teneur moyenne est plus élevée (86%) ce qui pourrait contribuer à l'amélioration du produit fini de point de vu qualité.

Le gypse introduit par l'inclinaison des bords, bien qu'ayant une teneur inférieure à la teneur limite d'exploitabilité peut être stocké; Avec les progrès technologiques et miniers et la conjoncture ce minéral pourrait être revalorisé.

- . Pour la variante II les réserves sont plus importantes mais sa teneur est plus faible, ce qui pourrait réduire son domaine d'application parmi les nombreuses applications du gypse.

CHAPITRE. III

INFLUENCE DU COEFFICIENT DE DECOUVERTURE SUR LE SYSTEME
D'EXPLOITATION, LA MECANISATION COMPLEXE ET LE COUT
D'EXPLOITATION.

§.1. Généralités :

L'exploitation d'un gisement ne peut être envisagée qu'après le sanctionnement des réserves dont l'estimation ne peut se faire qu'après la délimitation du corps minéralisé.

La délimitation du gisement s'avère possible par l'exécution des travaux de prospection; ces travaux de prospection, à leur étapes déterminées pour l'évaluation des réserves ne se limitent pas seulement à la géométrisation qualitative et quantitative du corps minéral mais également à l'étude géologique, hydrogéologique, physico-mécanique et structurale du minéral et des roches encaissantes; c'est à dire à la mise en lumière des conditions géologico-minières, techniques et technologiques du corps minéralisés et des roches encaissantes. L'extraction du minéral ne s'avère possible qu'après dégagement des roches de couverture; dès lors il convient de considérer dans le projet d'exploitation aussi bien du minéral utile à extraire que celui des roches stériles à dégager. Pour les deux volumes de roche minière il faut des technologies et mécanisation complexe appropriées, ce qui revêt un indice certains sur le coût d'extraction d'un mètre cube ou une tonne de minéral utile et de découverte.

Autrement dit le rapport de découverte (volume de stérile sur volume de minéral) conditionne le choix technologique et économique du gisement de minéral utile.

L'exploitation d'un gisement de gypse ne peut être économiquement, techniquement et technologiquement envisagée que si les conditions suivantes sont remplies.

a) La qualité .

Elle doit être d'un minimum requis pour le produit désiré (normalement 75% de gypse pour les produits à base de plâtre en France). Quoique cette qualité puisse varier dans le gisement, elle

ne doit pas varier trop brusquement de manière à permettre une homogénéisation appropriée . Le gypse renferme habituellement des impuretés telles que les marnes et les argiles qui parfois sont de quantité importante; les sels solubles comme les chlorures, les sulfates de magnésium et de sodium doivent rester d'un minimum très faible.

b) La quantité .

Les réserves doivent être intéressantes pour justifier les investissements à réaliser dans la carrière et dans l'usine de plâtre ou de ciment.

c) L'eau .

La présence d'eau est un danger pour toute carrière pendant les travaux de reconnaissance.

Des mesures doivent être prises pour s'assurer que les niveaux d'eau n'arriveront pas à inonder la carrière. Des stotes suffisants doivent être laissés contre les nappes aquifères importantes; et la possibilité de venues d'eau le long des plans de faille doivent être examinée.

L'exploitation en aval pendage de masses d'eau importantes doivent être évitée.

d) Autres critères.

Etant donné que les réserves mondiales sont implantés et que dans certains gisements l'exploitation est facile et son coût peu élevé, le gypse est assez bon marché; ce critère doit être retenu pour tout nouveau gisement qui, pour être économiquement viable doit être facilement accessible, prêt de grands réseaux routiers (ainsi que l'usine) et facilement exploitable sans besoin de machines spéciales ou d'effectifs important de personnel.

Quoique le gypse par lui même ne soit pas polluant, le bruit, la poussière et les dégâts causés par ces industries extractives laissent à désirer.

L'impact de leurs activités sur l'environnement est un point dont elles doivent tenir compte dans leur évaluation économique de l'exploitation ainsi que dans les demandes de mise en exploitation.

3.2. Influence du coefficient de découverte sur le système d'exploitation :

Il est essentiel de connaître de façon aussi précise que possible le moment où la rentabilité d'une exploitation à ciel ouvert devient inférieure à celle que l'on obtiendrait par exploitation souterraine.

On peut faire à ce sujet le raisonnement suivant :

- supposons un minéral homogène recouvert de stérile et soit K le coefficient de découverte.

$$K = \frac{V_S}{V_M} \quad \begin{array}{l} (m^3 \text{ de stérile à déplacer}) \\ (m^3 \text{ de minéral à extraire}). \end{array}$$

Ce coefficient est un facteur évidemment important sur le choix entre les méthodes d'exploitation à ciel ouvert et souterraine; mais contrairement à une idée souvent rencontrée, nous ne pensons à ce coefficient de découverte que si il a une valeur qui puisse orienter une décision.

Les considérations techniques et économiques dans les méthodes de comparaison entre ces systèmes d'exploitation à ciel ouvert et souterraine sont les suivantes :

soient :

$V_M (m^3)$ = volume des réserves géologiques.

$V_S (m^3)$ = volume des roches de découverte.

$P_S (DA/m^3)$ = prix de revient de déplacement d'un mètre cube de stérile.

P_a = prix de revient d'extraction d'un mètre cube de minéral par la méthode souterraine (DA/m^3).

P_o (DA/m^3) prix de revient du mètre cube de minéral par la méthode à ciel ouvert.

P_v (DA/m^3) = prix de vente d'une tonne de minéral.

r_o = coefficient de perte en exploitation à ciel ouvert.

r_a = coefficient de perte en exploitation souterraine.

Pour déterminer le rapport de découverte nous considérons les hypothèses suivantes.

- 1°) intérêt industriel de l'exploitation du gisement.
- 2°) le prix de revient en exploitation souterraine ou à ciel ouvert ne dépend pas des pertes d'exploitation du gisement.

$$P_a \neq f(r_a)$$

$$P_o \neq f(r_o)$$

Le calcul du coefficient de découverte va entraîner une série de formules et des conditions au limites.

A. INTERET DE L'EXPLOITATION A CIEL OUVERT :

- a) recette financière du minéral = soit F_o , cette recette :

$$F_o = V_M (1 - r_o) P_v.$$

- b) prix de revient de l'exploitation = coût total.

$$K_o = V_M (1 - r_o) P_o + P_s.V_s + V_M r_o P_s.$$

$V_M (1 - r_o) P_o$ = coût total d'extraction du minéral.

$P_s V_s$ = coût total de la découverte.

$V_M r_o P_o$ = coût d'extraction de la partie perdue du gisement (réserves inexploitable).

c°) le bénéfice réalisé par l'exploitation à ciel ouvert :

$$Bo = V_M (I - r_o) Pv - V_M (I - r_o) Po - Ps Vs - V_M r_o Ps.$$

B. INTERET DE L'EXPLOITATION SOUTERRAINE :

a) recette financière dû à la vente de minéral.

$$Fa = V_M (I - r_a) Pv.$$

b) coût total de l'exploitation souterraine.

$$Ka = V_M (I - r_a) Pa$$

c) bénéfice réalisé par la méthode souterraine.

$$Ba = Fa - Ka = V_M (I - r_a) Pv - V_M (I - r_a) Pa.$$

$$Ba = V_M (I - r_a) (Pv - Pa).$$

C. CONDITIONS D'UTILISATION DE L'EXPLOITATION A CIEL OUVERT :

Bo = étant le bénéfice réalisé par la méthode à ciel ouvert,

Ba = étant le bénéfice réalisé par la méthode souterraine pour que l'exploitation à ciel ouvert soit plus rentable que l'exploitation souterraine il faut :

$$Bo \gg Ba$$

$$V_M (I - r_o) Pv - V_M (I - r_o) Po - Ps Vs - Ps r_o V_M \gg V_M (I - r_a) (Pv - Pa)$$

Si nous posons :

$$\frac{Vs}{V_M} = K, \text{ coefficient de découverte.}$$

nous aurons :

$$V_M (I - r_o) Pv - V_M (I - r_o) Po - Ps r_o V_M - V_M (I - r_a) (Pv - Pa) \gg Ps Vs$$

$$(I - r_o) Pv - (I - r_o) Po - r_o Ps - (I - r_a) (Pv - Pa) \gg \frac{Vs}{V_M} Ps$$

$$\frac{(I - r_o) Pv - (I - r_o) Po - r_o Ps - (I - r_a) (Pv - Pa)}{Ps} \gg \frac{Vs}{K \cdot V_M}$$

On peut utiliser pour les calculs une formule simplifiée en prenant

$$r_o = 0 \quad r_a = 0$$

$$VsPs \leq Pa V_M - PoV_M \quad \text{d'où}$$

$$PsVs + PoV_M \leq PaV_M$$

on aura :

$$K \leq \frac{Pa - Po}{Ps}$$

$Po = P_M$ = prix de revient du mètre cube de minéral pour l'exploitation souterraine c'est également le prix de revient admissible ou économique pour l'exploitation souterraine.

Ce coefficient de découverte est appelé coefficient de découverte limite ou économique; il limite les systèmes d'exploitation à ciel ouvert et souterraine.

$$K_L = \frac{Pa - P_M}{Ps}$$

Dans le cas où on ne peut admettre que $r_o = r_a = 0$

La formule précédente gardera sa forme et sera appelée formule de ZURKOWA.

$$\frac{(1-r_o) (Pv - Po) - (1 - r_a) (Pv - Pa)}{Ps} \geq K$$

Nous venons de voir que le choix du système d'exploitation entre celle à ciel ouvert et celle souterraine repose sur le coefficient de découverte. Les valeurs de ce coefficient conditionnent le choix des engins d'abatage de transport et de chargement.

Le choi

Le gisement de gypse de Médéa rempli toutes les conditions géologiques, hydrogéologiques et techniques pour une exploitation à ciel ouvert.

L'appréciation de la forme et le contenu de la technologie de l'exploitation à ciel ouvert dans le gisement de gypse de Médéa doit se baser sur les critères technologiques des roches de ce gisement lesquelles caractéristiques sont fournies au chapitre I.

3.2.1. Appréciation de l'indice d'exploitation du gisement de gypse de Médéa :

- Indice de destructibilité = \int_D

D'après l'academicien RJEVSKI, R dépend des résistances des roches à la compression, à la traction et au cisaillement ainsi que de la masse volumique

$$\int_D = 0,005 K_m (\sigma_{comp} + \sigma_{trac} + \sigma_{cis}) + 0,5 \cdot \gamma$$

K_m = coefficient tenant compte de la fissurité du massif.

$$K_m = 1,2 \text{ lm} + 0,2.$$

lm = dimension du bloc structural (dans notre cas $\text{lm} = 0,5$)

comp; trac; cis respectivement les résistances à la compression, à la traction et au cisaillement.

- Indice de forabilité = \int_f

$$\int_f = 0,007 (\sigma_{comp} + \sigma_{trac}) + 0,7 \cdot \gamma$$

- Indice d'excavation : \int_{exc}

$$\int_{exc} = 0,3 \cdot \beta (0,2 \sigma_{comp} + \sigma_{trac} + \sigma_{comp}) + 0,3 \cdot \gamma$$

= coefficient d'affaiblissement structural (dans notre cas = 0,08)

- consommation spécifique d'explosif: q ou indice de tirabilité: \int_t

$$\int_t = 0,1 \gamma (\sigma_{comp} + \sigma_{trac} + \sigma_{cis}) + 40 \cdot \gamma$$

- Indice de difficulté d'exploitation = \int_{exp}

$$\int_{exp} = 0,2 (\int_f K_f + \int_t K_t + \int_{exc} K_{exc})$$

K_f : coefficient tenant compte de la difficulté de foration.

K_t : coefficient tenant compte de la difficulté au tir.

K_{exc} : coefficient tenant compte de la difficulté d'excavation.

Le choix de ces coefficients se fait suivant la valeur de leur indices respectif (voir tableau 3.1. ci-dessous).

Foration		consommation spécifique d'explosif				Excavation	
σ_f	Kf	σ_t	Kt	σ_{exc}	K exc		
5	0,8	0,2	30	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	6 9	1,0		
15 17	1,1	0,6					

Tableau 3.1.

Les résultats des calculs faits concernant les propriétés mécaniques l'indice d'exploitabilité du gisement figurent de tableau 3.2. ci-dessous.

Propriétés mécaniques du gypse de Médéa (sur échantillons)						
σ_{comp}	σ_{cis}	σ_{flex}	σ_{trac}	σ_c	φ	F
Kgf/cm ²					38	1,72
72,42	165,70	44,75	22,40	31	degré	
Indice d'exploitabilité du gisement.						
σ_D	σ_f	σ_{exc}	σ_{exp}	σ_t		
2,6	4	6	2,56	0,095		

Tableau 3.2.

A travers le tableau 3.2. nous remarquons que :

- le gypse de Médéa est facielement destructible et occupe la classe I (1 à 5) et dans la catégorie 3 dans la classification de RJEVSKI.R qui compte 5 classes dont chacune comprend 5 catégories.
- la forabilité du gypse est très facile; pour la ce gypse est classé dans la classe I et dans la catégorie 4 dans la même classification.
- le gypse de Médéa présente une excavabilité moyenne il est classé dans la classe II (des roches compactes, monolites).
- l'exploitabilité est très facile = c'est à dire possible sans préparation préalable des roches (utilisation d'explosifs). Il est classé dans la classe I des roches facilement exploitables.
- la tirabilité est très facile c'est à dire la consommation d'explosif est très faible; suivant la tirabilité le gypse de Médéa est classé dans la classe I.

$$Q = 0,20 \text{ Kg/m}^3.$$

L'utilisation de rippers est possible, mais compte tenu que la puissance du gypse est importante. L'utilisation d'explosifs est recommandée ce qui pourrait augmenter le rendement de la carrière. L'utilisation des rippers n'est employée que dans le cas de couches minces; c'est le cas de la couche de la couverture du gypse de Médéa.

3.2.2. Production et régime de travail de la carrière :

La production annuelle avant concassage est de 65 000 tonnes; au cours du concassage il apparait 25% de gypse de fraction 0-5mm considéré comme déchet; ainsi la production de la carrière en

produit concassé est :

$$65\ 000 \times 1,2 = 81\ 250 \text{ tonnes par an .}$$

Production	tonnes	metre cubes.
annuelle	81 250	34 430
mensuelle	6 770	2 870
journalière	338	143
horaire	42,3	17,9

Le gypse est exploitée durant toute l'année.

. Nombre de jours ouvrables .

$$364 - 114 - 10 = 240 \text{ jours.}$$

364 : nombre de jours dans l'année.

114 : nombre de jours feriés et repos hebdomadaire.

10 : nombre de jours de pause causes par les intemperies.

Un seul poste de 8 heures par jour dans une semaine ouvrable de 5 jours.

3.2.3. Systeme d'exploitation de la carrière :

Le système d'exploitation caractérise l'ordre d'exécution des travaux miniers dans les carrières.

Le système d'exploitation peut se définir selon les critères suivants:

- L'importance des travaux de découverte se basant sur la direction de déplacement des roches stériles.

A. déplacement transversal, sans moyen de transport.

B. déplacement longitudinal avec moyen de transport.

C. déplacement combiné.

- L'importance de la mécanisation des travaux de découverte se basant sur la conduite des travaux de découverte.

- . système sans transport.
- . système avec transport.
- . système spécial.
- . système avec transfert.
- . système combiné.

- Suivant la direction de déplacement du front des travaux dans la limite du champ minier.

- . système longitudinal.
- . système transversal.
- . système en éventail.
- . système circulaire.

Les travaux miniers dans les différents systèmes s'exécutent à l'aide du complexe d'engins miniers et de mécanisation correspondant qui assurent la puissance de la production de la carrière. Le système d'exploitation et la mécanisation complexe et sa structure sont interliés; le premier est la forme, le second est le contenu de la technologie des travaux miniers. Les indices de ces liens sont formés par les paramètres et les éléments du système d'exploitation qui se déterminent en fonction des dimensions de travail des engins miniers.

- Système d'exploitation de la carrière de Médéa :

Il s'effectue par gradin de 10 à 15 mètre de hauteur et par transport avec engins de chargement et transport. Le projet d'exploitation prévoit une exploitation par gradin de 10 à 15 mètre de hauteur avec l'aménagement de banquettes de sécurité à une distance verticale de 45 m l'une de l'autre; dans le gypse 3 gradins à une distance de 30 m, deux gradins dans les marnes et les argiles.

Les banquettes sont situées le long du périmètre de la carrière et forment trois étages; toute banquette à une sortie sur la piste et sur les terrils (aire de stockage des roches stériles).

La largeur des banquettes admise à 15 m pour les étages supérieurs; la largeur des banquettes permettent de les nettoyer par bulldozer au cours de l'exploitation.

Les banquettes ont une inclinaison de 2° pour permettre l'évacuation des eaux atmosphériques au delà de la carrière; le plancher inférieur de la carrière est fixé à la cote 485 m.

Compte tenu de la morphologie du gisement le projet d'exploitation prévoit le transport du gypse par plan incliné combiné au transport par camion (voir figure 3.1.). Sur toute la puissance du corps minéral le projet d'exploitation prévoit l'ouverture de 10 gradins dont le schéma technologique est le suivant :

- gradins supérieurs :: du gradin 1 au gradin 7.

- 1- foration des trous de mine et leur chargement
- 2- tir
- 3- transport par bulldozer jusqu'au plan incliné.
- 4- transport par plan incliné.
- 5- chargement des camions par chargeuses.
- 6- transport par camions jusqu'au concasseur.
- 7- concassage.

- gradins inférieurs 8, 9 et 10.

- 1- foration des trous et leurs chargement.
- 2- tir
- 3- chargement des camions par pelle mécanique.
- 4- transport par camion jusqu'au concasseur.
- 5- concassage.

Les éléments du gradin (voir figure 3.2.) dont l'angle d'inclinaison par rapport à l'horizontal, déterminé à partir des propriétés mécaniques du gypse est de 50°.

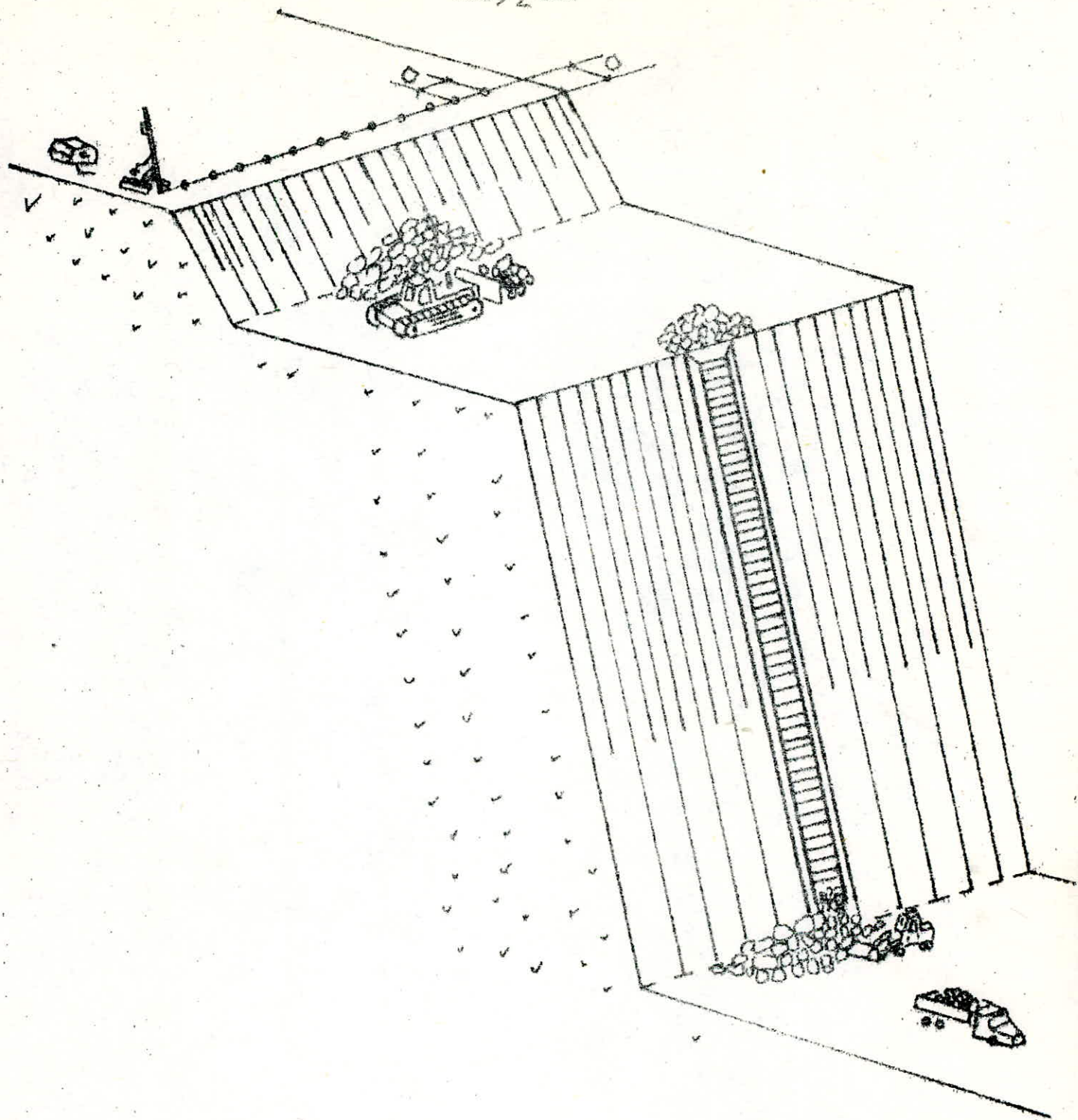


Figure 3-1

systeme d'exploitation de la carriere
de gypse de medea.

Or actuellement l'angle adopté dans la carrière de gypse de Médéa est de 70° , ce qui explique les fréquents glissements de terrain survenant dans les gradins de gypse. Il convient alors de réduire l'angle du gradin et d'utiliser des procédés miniers pour renforcer la stabilité des gradins.

- Calcul de la largeur de la plate-forme de travail :

La largeur de la plate-forme de travail est fonction des dimensions des engins de transport et de déblayement ainsi que des paramètres et techniques de tir (voir figure 3.2).

Dans le processus d'abatage à l'explosif la largeur de la plate-forme de travail est donnée par la formule suivante :

$$L = Z + T + C + X + A; \quad m$$

-Z = est la largeur du prisme d'effondrement; m

$$Z = h (\text{ctg } \alpha - \text{ctg } \beta) ; m$$

où.h: est la hauteur du gradin dans notre cas $h = 15$ m.

α : est l'angle de talus de gradin en exploitation ($\alpha = 50^\circ$)

β : est l'angle de talus des bords de liquidation ($\beta = 45^\circ$)

T : la largeur de la voie de transport ; m

lors du transport par camion comme c'est le cas dans la carrière de Médéa. Elle varie entre 3 et 8 m.

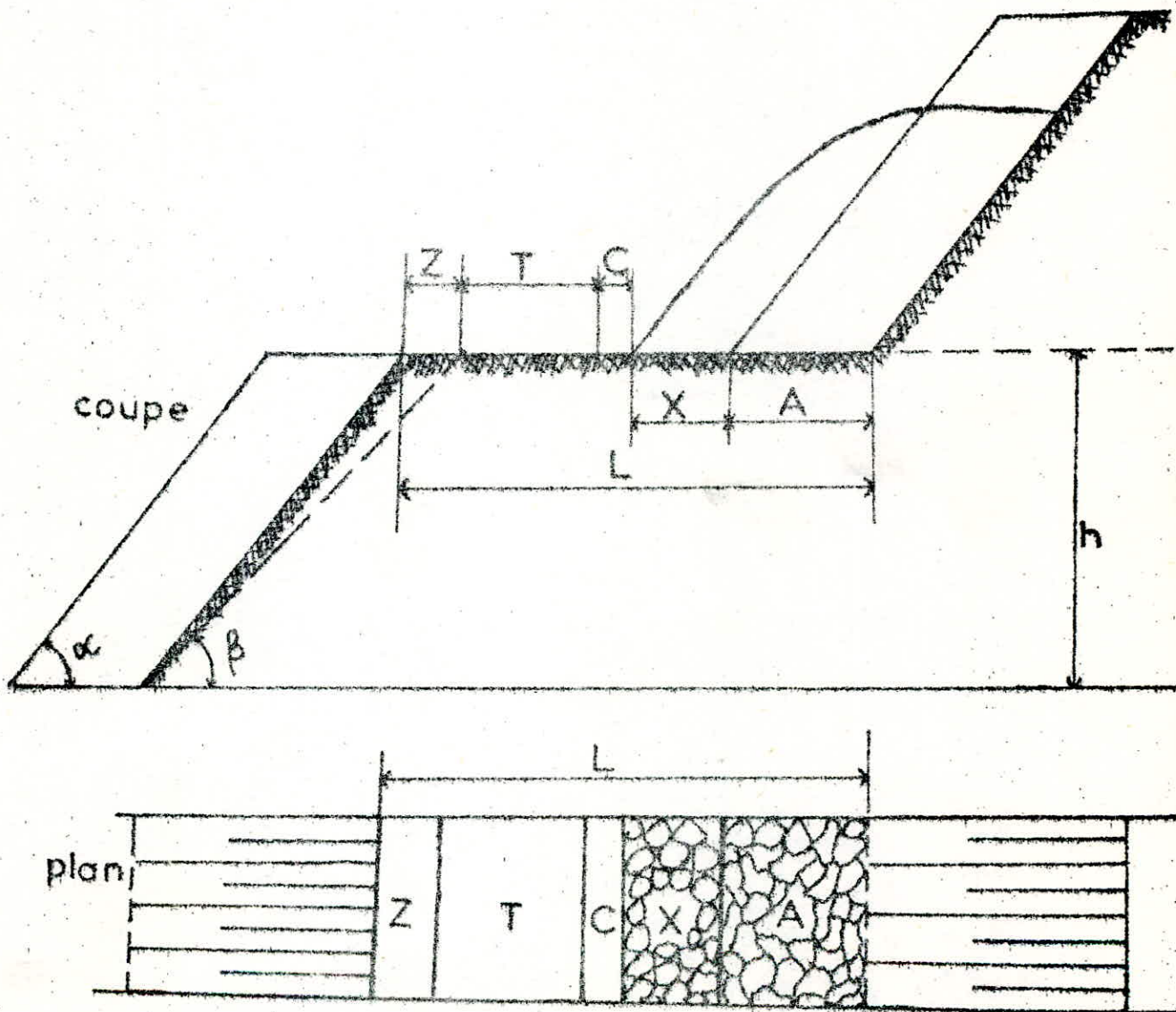
C : distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport.

$$(C = 2 \div 2,5 \text{ m})$$

X : la largeur du tas de roches abattues en dehors de l'enlevure A; Elle dépend de la hauteur du gradin, de la nature des roches et des paramètres et technique de forage et de tir; pour des gradins de 10 à 15 m, elle est de 20 à 25 m. Elle est déterminée sur la base d'essais

Figure 3-2.

largeur de la plate-forme de travail
(abatage à l'explosif)



sur place.

A : la largeur de l'enlevure en massif ; m

Les résultats des calculs faits concernant la détermination de la largeur de la plate-forme de travail sont les suivants :

. Angle du talus des bords en exploitation = $B = 45^\circ$.

. Gradins en exploitation.

+ Angle du talus = 50°

+ Hauteur di gradin $h = 15$ m .

. plate-forme de travail :

Z = 2,5 m

T = 5 m

C = 2 m

X = 25 m

A = 3 m

L = 37,5 m

3.2.4. Travaux d'ouverture de la carrière :

Le volume des travaux préparatoires est basé sur les conditions de transport de la matière première et de l'ouverture rationnelle de la carrière.

- a) Aménagement des pistes à flanc de coteau et reliant la plate-forme principale de la carrière aux gradins 1, 2, 3 et 4 de longueur 900 m en les élargissant jusqu'à 8 mètres.
- b) décapage et refoulement (ou transport par bulldozer) des roches de découverte pour ouvrir les gradins 1 et 2 à l'exploitation.
- c) aménager les plans inclinés.

- d) aménager les plate-formes de la carrière centrale dont la hauteur est de 90 m.

3.2.5. Travaux de découverte :

Elles sont axés sur les marnes fortement altérées à proximité de la surface.

Les marnes sont enlevées par bulldozer (en cas de nécessité après ripage au bulldozer) et refoulées dans les terrils à 100 m de distance; ces travaux ne peuvent s'effectuer en période sèche.

a) Schéma technologique des travaux de découverte.

- ripage au bulldozer.
- refoulement par bulldozer des roches stériles dans les terrils.

b) travail du bulldozer.

- Première phase .

Enlever les roches de découverte pour l'ouverture des gradins 1 et 2 aux niveaux 605 et 590 m.

La production théorique du bulldozer D_{8J} selon le guide caterpillard matériel et méthode est la suivante :

$$V = V_0 \cdot K_1 \cdot K_2$$

V₀ = rendement horaire foisonné selon l'abaque de guise

$$V_0 = 230 \text{ m}^3/\text{heure.}$$

K₁ = coefficient tenant compte des difficultés de refoulement, et de décapage (ce qui est le cas pour les matériaux argileux).

$$K_1 = 0,8.$$

K₂ = coefficient tenant compte de l'efficiencce de travail.

$$(40 \text{ minutes par heure}) K_2 = 0,75.$$

$$V = 103 \text{ m}^3 \text{ de roche foisonnée soit } 70 \text{ m}^3 \text{ de roche en place.}$$

Le rendement journalier (pour un seul poste de 8 h par jour) est :

$$70 \times 8 = 560 \text{ m}^3 \text{ de roche en place par poste.}$$

L'irrégularité du travail dans la carrière de Médéa fait qu'il faut prévoir seulement 7 heures de travail donc un rendement journalier de $= 70 \times 7 = 490 \text{ m}^3$ de roche en place.

Le nombre de postes nécessaires pour refouler un volume Q est =

$$p = \frac{Q}{490} ; \text{ postes.}$$

- . pour la variante I : 1000 postes soit 4 ans au rythme actuel.
- . pour la variante II : 1200 postes soit 5 ans au rythme actuel.

3.2.6. Formation des terriles :

Les terrils sont externes et sont formés uniquement par bulldozer, les terrils s'étendent sur tout le contour Nord de la carrière en plusieurs tas.

3.2.7. Travaux d'extraction :

Le schéma technologique des travaux d'extraction est celui présenté au 3.2.3. (système d'exploitation).

- Concernant les travaux de tir il faut pour une production de 65 000 tonne/an (34 430 m³/an) 330 Kg d'explosif ce ci pour consommation spécifique d'explosif calculé, à partir des propriétés mécaniques du gypse, de 0,095 Kg/m³.

3.3. Influence du coefficient de découverte sur la mécanisation complexe :

L'ensemble des engins et mécanismes utilisés pour l'exécution des divers processus technologiques s'appelle mécanisation

complexe. L'importance est ici accordée aussi au processus technologiques séparés qui, à leur lieux généraux technologiques chaque processus technologique, on commençant par la préparation des roches à l'abattage réalisé consécutivement la tâche de l'exploitation du gisement.

Le transport réunit tous les processus de production en fonction des propriétés du massif; de la topographie, de la puissance du corps minéral, de l'emplacement des terrils, des points de réception de minéral utile et des système d'exploitation des roches minières qui se répartit en réseau de transport.

A cet effet on établit la mécanisation complexe sur la base du processus technologique la plus effective est la production continue qui peut être sans rupture et cycliques, fonctionnant dans un rythme déterminé de l'utilisation des engins miniers et de transport de rendement déterminé technologiquement liés les uns au autres et réalisant indépendamment les travaux miniers dans une zone déterminée. Suivant les conditions du gisement on peut avoir deux (découverte et extraction) ou plusieurs chaînes technologiques.

Par le nombre de tailles dans les points d'extraction et des points de réception et les liens qui les unissent, les chaînes technologiques peuvent être séparées, réunies, réparties en branche et combinées.

Le choix de la mécanisation complète tient compte du coefficient de découverte (rapport des masses minières stérile et minéral), des conditions climatiques, géologiques, hydrogéologiques, des propriétés mécaniques des roches, des schémas d'ouverture du système d'exploitation, des paramètres pratiques des engins miniers et de transport et la spécificité des processus technologiques.

La liaison entre la mécanisation complexe et le taux de découverte est presque certaine dans la mesure où l'importance et le degré d'avancement des travaux de découverte et d'extraction dépend des types d'engins miniers et de transport.

- Mécanisation complexe de la carrière de Médéa :

Le choix des engins de la carrière répond aux propriétés physico-mécaniques des roches de découverte et du minéral et de leur puissance, de la profondeur de la carrière et de sa géométrie et la production de la carrière.

3.3.1. Influence de la découverte :

Nous avons vu au 3.2.5. (travaux de découverte) que les roches de découverte étaient très peu épaisses et altérées donc facile à enlever, à cet effet, on utilise un ripper de type caterpillar D 8U.

Les rippers sont des bulldozers sur lesquels on monte des boutteurs pour briser les roches et les refouler ensuite dans l'aire de stockage des roches stériles pour les roches de découverte et dans les points de réception de minéral pour le minéral.

A de petites distances des terrils on utilise également des scrapers bimoteurs pour le chargement et le transport des roches stériles.

Dans la carrière de Médéa on utilise un bulldozer de type caterpillar D 8U muni de boutteurs.

Le schéma technique des travaux de découverte est celui du travail du bulldozer.

- ripage au bulldozer = il consiste à briser les roches stériles.
- le refoulement = c'est le transport des roches stériles par bulldozer jusqu'aux terrils.

Les paramètres de travail du bulldozer sont donnés au 3.2.5. (travaux de découverte).

3.3.2. Influence de la puissance du gypse :

Au 3.2.1. nous avons vu que le gypse pouvait être exploité sans préparation préalable des roches, mais vu que la puissance du

gisement est importante nous ne pouvons utiliser des rippers; c'est pour raison qu'on utilise dans la carrière de Médéa des explosifs pour la préparation du gypse à l'abatage.

- . Le forage des trous de mine se fait par un chariot foreur pneumatique de type atlas copco (ROC 301).
- . La réduction des gros blocs apparaissant après l'abatage à l'explosif, se fait par marteau piqueur avec un compresseur de type atlas copco.
- . Le chargement est réalisé par des chargeurs de types caterpillard et une pelle chargeuse sur chenilles (SECOM).
- . Vu que la carrière est profonde et compliquée, le seul mode de transport possible est le transport par camion combiné au transport par plan incliné.

Au gisement des camp des chenes on utilise les transports par camion et par plan incliné associé au transport par bulldozer ou par chargeuse.

Les camions utilisés sont de type Fiat et BERLIET.

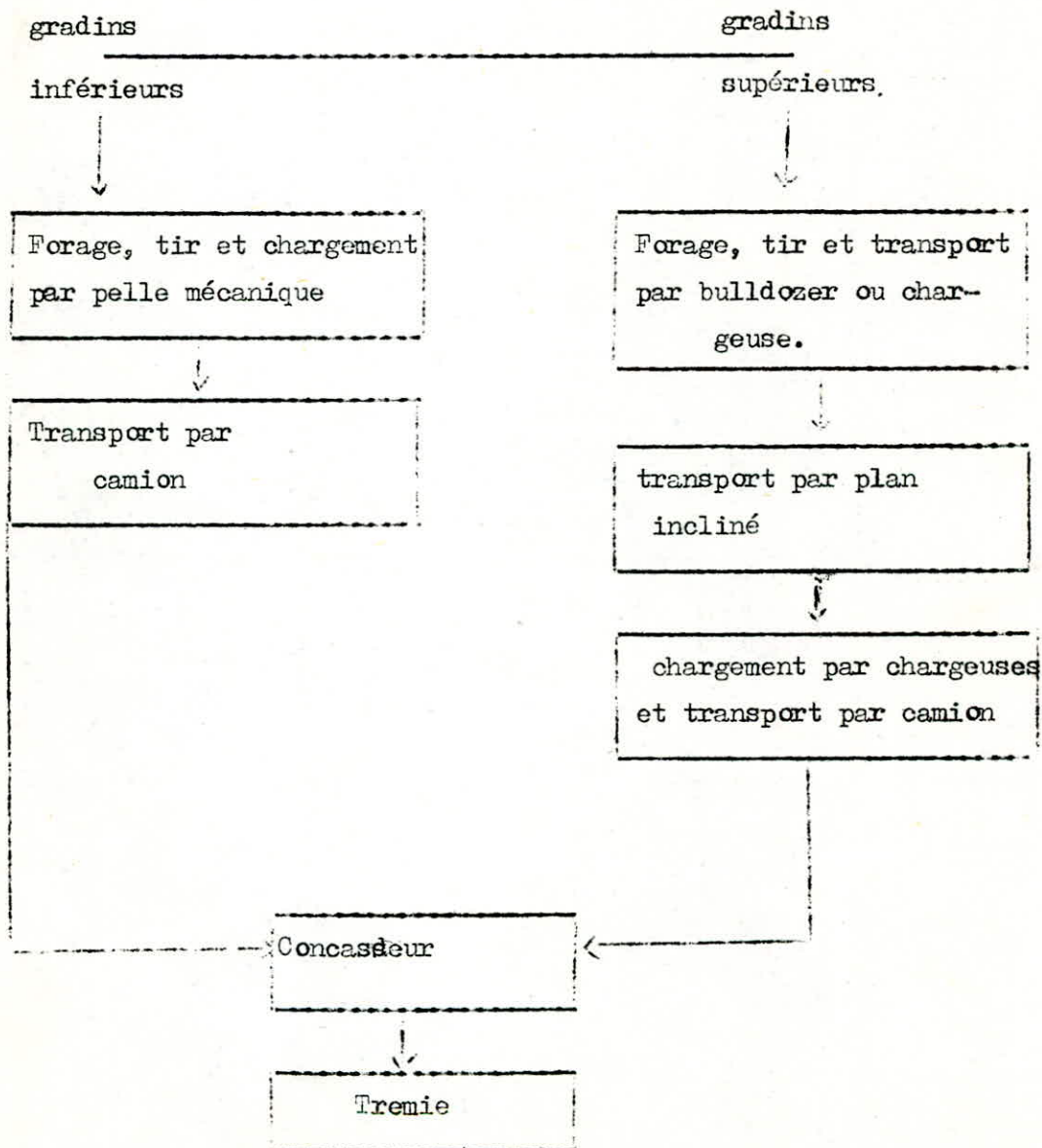
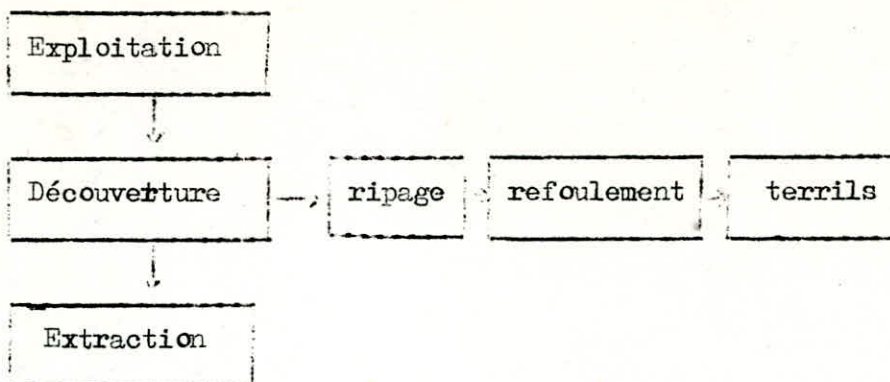
- . Le concassage se fait par un concasseur de type Babitles goliath 6.

Le matériel roulant et équipement de la carrière, leur nombres et leur situation sont récapitulés dans le tableau 3.3.

La chaîne technologique de la carrière de Médéa est la suivante.

TABEAU:3.3. Matériels roulants et équipement de la carrière.

<u>Matériel</u>	<u>Nombre</u>	<u>Utilisé depuis</u>	<u>Situation</u>	<u>Observation</u>
foreuse atlas copco Roc 301	1	1976	Marche M	Bon état BE
perforatrice manuelle	2	---	M	mauvais etat ME
marteau piqueur				
compresseur atlas copco	2	---	M	ME
PRA 425 Dd	1	1976	M	BE
V T 4 Dd	1	1968	arrel A	ME
chargement				
pelle chargeuse sur schenilles secom	1	1986	M	BE
ALIS GB12 sur schenilles	1	1975	A	ME
caterpillard 955 K sur schenilles	1	1971	A	ME
caterpillard 920 sur schenilles	1	1970	A	ME
transport				
camion Fiat 300PC 20T	1	1983	M	BE
sonacom C230 10T	1	1982	M	ME
berlier	1	1974	M	ME
Fiat om 55	1	1975	M	ME
concassage				
babitles goliat 6	1	1975	M	BE
compresseur atlas copco VT3 Dd	1	1970	A	ME



3.4. Influence du coefficient de découverte sur le coût d'exploitation :

Dans le processus d'exploitation à ciel ouvert il faut distinguer les travaux de découverte, les travaux d'extraction et s'il y a lieu les travaux d'eschaure.

Donc parmi les dépenses à réaliser pour l'exploitation il faut distinguer celles des travaux de découverte, d'extraction et d'eschaure.

A une certaine valeur des dépenses des travaux de découverte le système d'exploitation à ciel ouvert devient moins bénéfique que le système d'exploitation souterraine. Autrement dit le coût d'exploitation à ciel ouvert dépend du rapport de découverte.

Pour chaque matière première, il existe une valeur du rapport épaisseur des roches de découverte et épaisseur du corps minéral (ou rapport des volumes de ces derniers) donnant la limite entre l'exploitation à ciel ouvert et celle souterraine; cette valeur limite est fonction de la valeur marchande du minéral.

Pour comprendre la relation entre le coefficient de découverte et le coût d'exploitation nous allons procéder de la manière suivante.

- supposons une carrière ou le problème d'eschaure ne se pose pas.

Donc les dépenses totales d'exploitation à ciel ouvert se répartissent entre les travaux de découverte et d'extraction.

- Si

. P_{Mo} est le prix de revient d'extraction d'un mètre cube de minéral par la méthode à ciel ouvert (DA/m^3).

. $V_M(m^3)$ le volume total à extraire.

. P_s : le prix de revient de déplacement d'un mètre cube de stérile (DA/m^3)

. $V_s(m^3)$: volume total des roches de découverte, le coût total de l'exploitation à ciel ouvert est alors :

$$Co = P_{Mo} V_M + P_s \cdot V_s = V_M (P_{Mo} + P_s) \frac{V_s}{V_M}$$

Or

$$\frac{V_s}{V_M} = K \quad \text{coefficient de découverte.}$$

Si nous considérons que $P_{Mo} = Cte$ $P_s = Cte$.

Il découle de cette expression que le cout d'exploitation à ciel ouvert dépend du degré de recouvrement du corps minéral.

Pour le même gisement si nous envisageons une méthode souterraine ce qui est le cas lors de l'évaluation de tout gisement nous avons :

$$C_s = P_{Ms} \cdot V_M$$

C_s = est le coût total par la méthode souterraine.

P_{Ms} = est le prix de revient d'un mètre cube de minéral par l'exploitation souterraine.

La condition essentielle pour l'adoption du système d'exploitation à ciel ouvert est :

$$C_o < C_s$$

$$V_M (P_{Mo} + P_s K) < V_M P_{Ms}$$

$$P_{Mo} + P_s K < P_{Ms}$$

$$K < \frac{P_{Ms} - P_{Mo}}{P_s}$$

Cette relation n'est rien d'autre que celle trouvée précédemment (voir influence du coefficient de découverte sur le système d'exploitation).

Ce coefficient de découverte est appelé coefficient de découverte limite ou économique.

P_{Ms} = Pa le prix de revient par le système d'exploitation souterraine c'est également le prix de revient admissible pour l'exploitation à ciel ouvert.

Le prix de revient admissible à ciel ouvert doit être égale au moins au prix de revient de l'exploitation souterraine. Cette conditions résulte du fait que l'exploitation à ciel ouvert est plus sécurisant, les pertes de minéral sont moins importantes et la on a une plus grande possibilité de mécanisation d'où un rendement plus élevé. L'avantage de la méthode à ciel ouvert est du essentiellement au prix de revient minimum et à son taux de défrêtement élevé.

A- ELEMENT DU PRIX DE REVIENT :

Parmi les différents facteurs contribuant à l'établissement du prix de revient nous avons.

- . Le coût de la main-d'oeuvre.
- . Le coût des matières premières (explosif, artifice, outils de forage, pneu).
- . Le coût de l'énergie (electricité, air comprimé...).

a) Importance de la main-d'oeuvre :

Dans l'exploitation à ciel ouvert, les engins utilisés n'ont pas de limite quand à leurs dimensions. L'exploitant peut donc choisir les engins ayant la capacité nécessaire pour entraîner la production voulue avec un minimum de personnel et les dépenses de main-d'oeuvre sont ainsi réduites au minimum.

b) Coût des matières consommables :

La consommation d'explosifs à la tonne est inférieure dans les exploitations à ciel ouvert que dans les exploitations souterraines (de l'ordre de 1/3).

Les autres matières premières consommables (taillants et bares de forage , pneus) sont plus cheres à l'achat pour les engins utilisés à ciel ouvert; mais ils ont également une plus grande durée de vie et la production assurée par leur utilisation est beaucoup plus importante de sorte que dans l'ensemble de coût de matières consommables est nettement inférieur dans les carrières à ciel ouvert que dans les mines souterraines.

c) Coût en énergie :

Il est difficile d'évaluer les coûts en énergie comparés entre les méthodes d'exploitations souterraine et à ciel ouvert. Dans l'exploitation à ciel ouvert les dépenses d'énergie sont engendrées par les besoins d'enlever et de déplacer les roches de découverte, en revanche en souterrain une partie de l'énergie consommée est consacrée à des travaux annexes à la production et à l'extraction du gypse.

B- TAUX DE DEFRIITEMENT :

En fonction des sterils à dégager les exploitations à ciel ouvert permettant de produire du gypse à des prix de revient inférieurs aux prix de revient des exploitations souterraines. Les principaux facteurs intervenant dans cette réduction du prix de revient sont ;

- une économie de main-d'oeuvre due à la possibilité d'utilisation d'engins de grande capacité et très performants.
- une économie de certaines matières premières consommables (explosifs en particulier).
- Coût d'exploitation de la carrière de Médéa .

3.4.1. Coût de la découverte :

La découverte est assurée par bulldozer de type caterpillard D 8U loué à raison de 5000 DA (huile, graisse et carburant compris) par jour et pour un seul poste de 8 heures.

L'irrégularité du travail fait qu'il faut prévoir 7 heures de travail par poste.

Le volume décapé par le bulldozer et par poste est =

$$V = 70 \times 7 = 490 \text{ m}^3.$$

Le coût du mètre cube du stérile est alors =

$$P_s = \frac{5000}{490} \dots 10 \text{ DA/m}^3$$

3.4.2. Coût d'extraction du gypse :

Le coût d'extraction du gypse et son transport jusqu'au concasseur n'a pas été calculé.

Le tableau 3.4. nous donne le coût global de l'exploitation c'est à dire le coût de la découverte de l'extraction du gypse et son concassage.

Le transport du gypse hors de la carrière n'est pas assuré par cette dernière.

Le coût (prix de revient) calculé pour l'année 1986 est de 62,5 DA/t mais la moyenne annuelle est de 60 DA/t. Le prix de revient d'extraction (concassage compris) est =

$$P_M = 26 - 10 = 16 \text{ DA/m}^3$$

26 = est le prix de revient d'extraction du mètre cube de minéral (DA/ m³).

Le prix de revient du mètre cube de minéral par la méthode souterraine n'a pas été calculé.

Le coefficient de découverte limite fixé a été choisi par analogie

Tableau 3-4 évaluation du coût d'exploitation
pour l'année 1986

<u>periode</u>	<u>charges</u> <u>annuelles</u> DA	<u>produc-</u> <u>tion</u> T	<u>coût</u> <u>mensuel</u> DA	<u>charges</u> <u>mensuel-</u> <u>les</u> DA	<u>produc-</u> <u>tion</u> <u>cumulées</u> T	<u>coût</u> <u>DA</u> T
<u>janvier</u>	315 247.91	4 150	75.96	315 247.91	4 150	75.96
<u>fevrier</u>	240 823.70	5 450	44.18	556 071.61	9 600	57.92
<u>mars</u>	280 706.17	6 150	45.63	836 678.78	15 750	53.12
<u>avril</u>	356 878.32	6 150	58.02	1 198 557.10	21 900	54.50
<u>mai</u>	321 858.23	5 350	60.12	1 515 140.33	27 250	55.60
<u>juin</u>	312 792.39	3 100	100.90	1 927 932.72	30 350	60.22
<u>juillet</u>						
<u>août</u>	498 899.12	3 750	133.03	2 326 813.84	34 100	68.23
<u>septembre</u>	280 682.27	4 900	57.28	2 607 514.11	39 000	66.85
<u>octobre</u>	326 212.89	6 550	49.81	2 948 429.04	45 550	64.73
<u>novembre</u>	332 436.48	5 800	57.31	3 266 163.48	51 350	63.60
<u>decembre</u>	430 188.12	2 400	179.24	3 635 084.54	53 750	67.62

la région et dans
à l'exploitation des gisements de gypse dans le monde dont les coefficients de découverte sont compris entre $1/5$ et $1/4$.

$$(1/5 \quad K_L \quad 1/4)$$

Il n'est donc pas possible dans notre étude de déterminer le prix de revient admissible du mètre cube de minéral dans le processus d'exploitation à ciel ouvert étant donné que la détermination du coefficient de découverte ne s'est portée sur les conditions géologiques, techniques technologiques et économiques du gisement de Médéa. Le gypse de Médéa n'est pas vendu mais employé par la même entreprise pour la fabrication du ciment. La rentabilité de la carrière ne peut être étudiée que, qu'à partir du produit fini. Nous savons que le pourcentage du gypse dans le ciment de l'entreprise (E.R.c.c.) n'est que de 5%, donc pour une tonne de ciment il faut compter seulement 50 Kg de gypse. Pour la cimentation de SIR EL KHOZALANE par exemple le coût de production d'une tonne de ciment est de 300 DA la tonne (extraction du gypse et transport compris).

Le coût d'exploitation de 50 Kg de gypse est =

$$60 \times 0,05 = 3,00 \text{ DA.}$$

3.4.3. Rentabilité de l'exploitation :

Nous savons que le coût d'exploitation (hors transport) du gypse ne représente qu'un faible pourcentage des investissements pour la production d'une tonne de ciment.

Ce pourcentage est :

$$\frac{3}{300} = 0,01 = 1\% .$$

Le bénéfice réalisé par l'entreprise est la différence du prix de vente de la tonne de ciment qui est de 400 DA et du prix de revient de la tonne de ciment qui est de 300 DA.

$$B_E = 400 - 300 = 100 \text{ DA/t.}$$

et le bénéfice réalisé par la carrière est alors :

$$B_c = B_E \times 0,01 = 1 \text{ DA .}$$

Le bénéfice réalisé pour l'exploitation de 50 Kg de gypse est de 1 DA soit 20 DA la tonne.

3.4.4. Projet d'implantation d'une platrière :

L'implantation d'une platrière s'avère possible grâce aux réserves importantes de gypse et rentable car comme le prévoit le projet d'exploitation, celle-ci sera implantée au niveau de la carrière qui est proche de grands réseaux routiers.

La production du plâtre de moulage sera plus bénéfique car celle-ci est plus favorable de point de vue climatique et qu'actuellement il n'y a que deux unités (AIN KERMA à constantine et PLATNA à GHARDAIA) qui produisent ce type de plâtre.

Par contre le plâtre de construction n'est pas favorable au climat de l'Algérie du Nord et que les unités produisant ce type de plâtre sont très nombreuses. Dans les années 1960 beaucoup de produits entrant dans la fabrication du plâtre étaient importés, c'est le cas de la tuilerie pour le plâtre de moulage et dont le prix à Alger était de 327 DA la tonne sans compter le transport qui peut aller jusqu'à 70 DA la tonne.

Pour la fabrication d'une tonne de plâtre il faut 1,2 tonne de gypse donc la production de la carrière (Pc) est 1,2 fois plus grande que celle de la platrière Pp

$$Pc = 1,2 Pp.$$

La production totale de la carrière sera la somme des productions destinées aux deux cimenteries (65 000 tonnes) et à la platrière. Tenant compte des réserves déjà exploitées (1500 000t). Les réserves restantes sont :

. Pour la variante I

$$R_I = 6900\ 000 - 1500\ 000 = 5\ 400\ 000\ \text{tonnes.}$$

. Pour la variante II

$$R_{II} = 9500\ 000 - 1500\ 000 = 8\ 000\ 000\ \text{tonnes.}$$

L'adoption de la variante I sera la plus favorable pour la production du plâtre de moulage qui demande une teneur normalement supérieure à 70% en gypse. Le tableau 3.5. nous donne la durée de vie de la carrière pour des productions annuelles différentes.

La durée de vie (T) de la carrière pour une productivité A est =

$$T = \frac{R}{A}$$

Le type de four recommandé est le four rotatif horizontal de type BEAU servant à la production de semi-hydrate (à partir duquel on fabrique le plâtre de moulage) en discontinu et dont la cuisson est à chauffage indirect sa capacité est comprise entre 5 et 10 tonnes à l'heure soient 80 tonnes pour un poste de 8 heures.

Variante	Production de la platrière T/AN	Production totale de la carrière T/AN	Durée de la carrière AN	Nombre de fours
II	75 000	155 000	50	4
	55 000	131 000	60	3
	40 000	113 000	70	2
	30 000	101 000	80	2
	20 000	89 000	90	1
I	21 000	90 200	50	1
	9 000	75 800	60	1

Tableau 3.5.

Pour que l'implantation d'une plâtrière soit possible il faut que son coût soit inférieur à la valeur marchande du type de plâtre envisagé. Le plâtre de moulage est fabriqué à partir du plâtre de préfabrication et d'adjuvants.

Par exemple pour le plâtre fin de construction les éléments du prix de revient sont les suivants :

Gypse	
Adjuvants	
Combustibles	
Emballages	
Divers.....	55%
Parsonnel	
Salaires; appointements	
Charges	
Impôts	20%
Entretien	
Electricité	
Divers	13%
Frais de gestion.....	2%
Amortissement et frais financiers	8%
<hr/>	
Total	100%

CONCLUSION.

L'importance quantitative et qualitative des réserves du gisement de gypse de Médéa qui par ses conditions géologiques et minières, son taux minime de découverte et son emplacement près de grands réseaux routiers est économiquement exploitable.

L'étude des propriétés mécaniques du gypse la détermination des indices technologiques et l'appréciation de la stabilité des talus des bords de la carrière ont permis de réaliser la délimitation du gisement sur les plans horizontaux verticaux et latéraux donc de mieux cerner la quantité de roches de minéral utile et de stérile.

Les coûts d'extraction de minéral et de déplacement des roches de découverte confrontés au coût d'exploitation du gypse dans la région nous ont permis de fonder le coefficient de découverte limite.

Concernant le système d'exploitation l'angle optimal trouvé des talus des bords liquidés est 45° celui des gradins en exploitation 50° au lieu de 70° actuellement adopté dans la carrière de Médéa et où surgissent souvent de nombreux glissements de terrain pouvant gêner voire arrêter le processus de production et même causer des dégâts humains et matériels considérables.

Cette étude a ainsi apporté certaines solutions au problème posé.

Des études faites concernant la stabilité des talus pour l'angle trouvé a donné un coefficient de sécurité de 1,05 ce qui écarte les risques de glissements de terrain. A partir des travaux de recherche effectués par la SONAREM et l'étude des propriétés mécaniques du gypse les indices de difficultés d'exploitation et la stabilité des talus des bords de la carrière que nous avons effectué nous avons réalisé deux délimitations des réserves exploitables que nous avons dénomé par variantes I et II.

La variante I qui tient compte des facteurs teneur et puissance limites d'exploitabilité est établie de sorte à exploiter les parties du gisement dont la teneur est supérieure à 70% et le rapport des puissances

du stérile et du minéral est inférieur à 0,25 ceci pour éviter la trop grande découverte qui n'entraîne que des dépenses supplémentaires.

Pour cette variante le rapport du volume de stérile de recouvrement (100700 m^3) et du volume de minéral ($2\ 632\ 000 \text{ m}^3$) est de 0,04.

L'inclinaison des bords remonte ces volumes à $500\ 000$ pour le stérile et $3000\ 000 \text{ m}^3$ pour le minéral soit un coefficient de découverte de 0,17, ce qui fait introduire $400\ 000 \text{ m}^3$ de roche pris comme stérile dont la presque totalité constitue du gypse dont la teneur varie entre 70 et 20%.

Ce minéral peut être stocké; avec les progrès technologiques et la conjoncture ce minéral pourrait être revalorisé et peut être même utilisé pour la fabrication du ciment à grande quantité c'est à dire que le gypse représentera 8% avec une teneur moyenne de 45% au lieu comme prévu 5% avec une teneur de 70%. Dans ce cas le coefficient de découverte sera inférieur à celui de la variante II et celui des réserves géologiques dont le rapport des volumes de stérile et de minéral est $419\ 000 / 4\ 366\ 000 = 0,095$.

La variante II est basée sur l'homogénéisation du minéral riche et du minéral pauvre; elle est établie de sorte à exploiter le maximum des réserves géologiques tout en retenant la teneur limite d'exploitabilité qui est la teneur d'homogénéisation (70%).

Le rapport des volumes de stérile ($400\ 000 \text{ m}^3$) et de minéral ($4\ 070\ 580 \text{ m}^3$) est de 0,1.

Le coefficient de découverte tenant compte de l'inclinaison des bords est le rapport des volumes des roches de découverte ($575\ 000 \text{ m}^3$) et de minéral ($4\ 070\ 580 \text{ m}^3$) soit 0,15 ce qui introduit $175\ 000 \text{ m}^3$ de stérile.

Le coefficient de découverte qui met en exergue les volumes des roches stériles à dégager et de minéral à extraire peut servir de base de projets comme le nouveau système de mise à terril et l'implantation d'une platrière envisagés par le projet d'exploitation.

BIBLIOGRAPHIE .

1. BELAIDI Farid ; Projet de technologie et de mécanisation complexe des travaux miniers dans le quartier. (chagoura nord + pic) de la carrière d'ouenza Juin 1988. (projet de fin d'étude).
2. BELHOUDJER.B; Etude comparative entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine du gisement de ouillis (projet de fin d'étude).
3. CHIBKA.A; Exploitation des gisements métallifères OPU 1980.
4. JEAN COSTES ; Le plâtre traditionnel et moderne. Collection U.T.I. EDITION EYROLLES.
5. KRVALENKO ; Exploitation des carrières OPU Juin 1986.
6. KRUPINSKI.B ; Revue des mines EDITION SILESE.
(KOTOWICE 2^e EDITION).
7. M.I.E. ; Réorganisation du secteur matériaux de construction. EDITION RADP 1966.
8. MOHAMED AGUID BACHAR; Projet des travaux d'arpentage dans la carrière SARY TCHEKYO pour les travaux miniers 1978 (projet de fin d'étude).
9. MOHAMED AGUID BACHAR; Etude et développement de la méthode de la fissuration en utilisant la photogrammétrie terrestre à petit format. Institut des mines de LNINGRADE. LNINGRADE 1983 (thèse de Doctorat).
10. RJEVSKI.R ; Les bases scientifiques de l'établissement de projet des carrières.

11. SYLVINE BOUVRY; Le plâtre, physico-chimie, emploi-syndicat national des industries du plâtre.
EDITION EYROLLES.
12. DOCUMENTATION U.R.E.G. (Rapport géologique).
13. DOCUMENTATION E.R.C.C. (Coupes géologiques et plan topographique).

