

UNIVERSITE D'ALGER  
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

Wolst 1/69

LEX

THESE DE FIN D'ETUDES



*Dept Mines-et-Géologie*

ETUDE COMPARATIVE

ENTRE L'EXPLOITATION A CIEL OUVERT

ET L'EXPLOITATION SOUTERRAINE DU

GISEMENT DE OUILIS

Sujet proposé par la SONAREM

étudie par B. BELHOUA DJEB

1968-69

UNIVERSITE D'ALGER

-----  
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE  
=====

PROJET DE FIN D'ETUDES  
=====

ETUDE COMPARATIVE ENTRE L'  
EXPLOITATION A CIEL OUVERT, ET L' EXPLOITATION  
SOUTERRAINE DU GISEMENT DU OUILIS

SOUTENU PAR Monsieur BELHOUDJEB Bénalia

( Section:MINES ET GEOLOGIE)  
=====

Année universitaire

1968\_ 1969

-o- A V A N T P R O P O S -o-

Je ne saurais présenter cette étude sans exprimer ma profonde gratitude à monsieur WOLSKI chef du département mines et géologie dont les conseils si pertinents, m'ont souvent permis de préciser telle ou telle idée.

Je ne saurais oublier ici monsieur ERIAN Michél ,ingénieur de la carrière de OUIILLIS, qui m'a toujours largement fait profiter de ses remarques et des résultats de ses travaux.

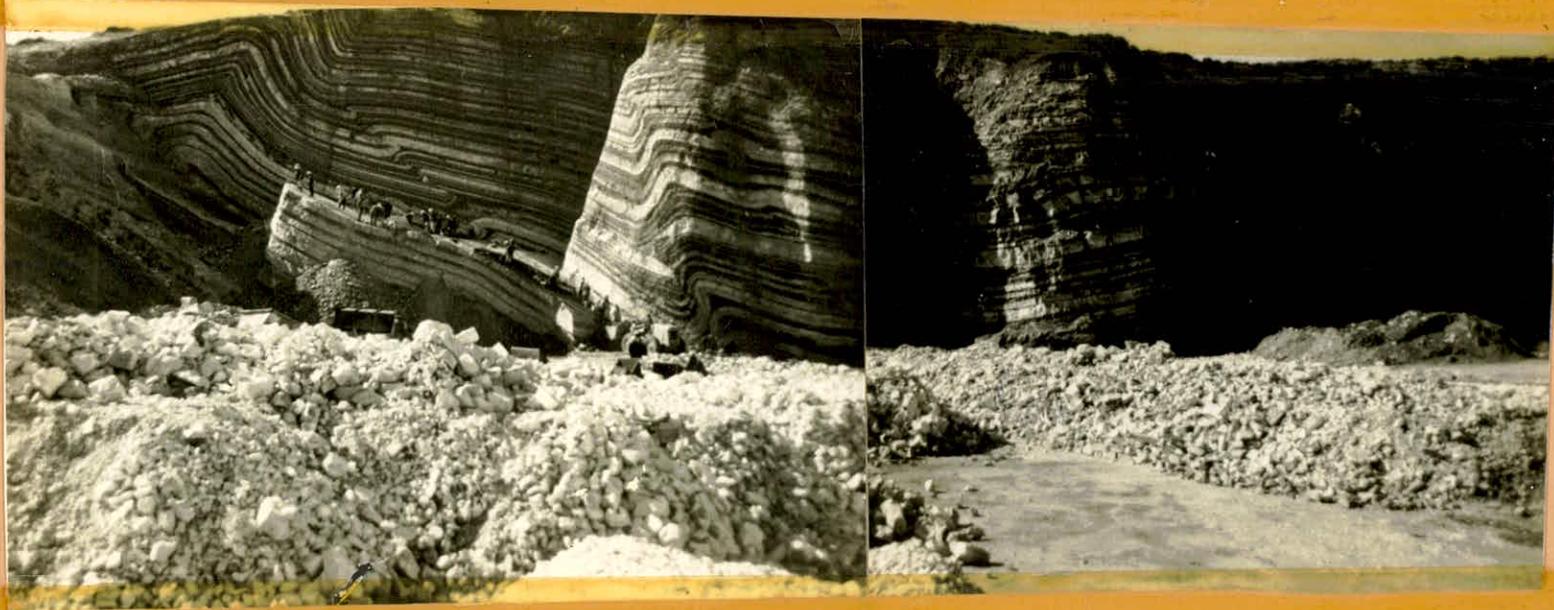
Mes remerciements s'adressent également à monsieur Mohamed KHATIR directeur de la carrière de OUIILLIS, qui a su si bien m'accueillir chaque fois et mettre à ma disposition les moyens nécessaires, pour ce travail que j'espère fructueux.

Et enfin ceux qui de loin ou de près ont contribué à l'élaboration de ce travail, trouvent ici l'expression de ma profonde gratitude .

B. BELHOUADJEB

-----oooOooo-----

GISEMENT DE OUILIS .



--- PLAN DE NOTRE ETUDE ---

-----

1) INTRODUCTION

2) ETUDE THEORIQUE :

2.1 - Méthodes utilisées de comparaison entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine des gisements.

2.2. - Exemples d'application des méthodes de comparaison.

2.3. - Essai de la détermination d'une méthode de comparaison entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine pour les gisements de Kieselguhr.

3) Application de la méthode de comparaison pour le gisement de Kieselguhr de OUIILLIS :

3.1 - Description générale du gisement

3.2 - Etat actuel d'exploitation

3.3.- Intérêt de l'exploitation du gisement en relation avec le marché mondial et algérien de Kieselguhr.

3.4.- Avant-projet d'exploitation à ciel ouvert

3.5.- Avant-projet d'exploitation souterraine

3.6.- Analyse de comparaison technique et économique.

3.7.- Conclusion.

-----

— INTRODUCTION —

L'Algérie est un producteur assez important de **kieselguhr**. Ce dernier constitue dans l'étage sahelien du département d'Oran, et plus précisément de l'Ouest d'Oran jusqu'au Sud de Rabelais (ancienne mer sahelienne), un niveau très constant dont certaines parties étendues contiennent des gisements de très grande richesse. Les principales exploitations sont situées à OUILIS, Saint Denis du Sig et Saint Lucien.

Ce sont ces énormes richesses en cette matière mises en évidence par les études du terrain, qui nous ont amené à poser un problème technique et économique sur le choix de la méthode d'exploitation. Au lendemain de la nationalisation qui laissait les mines dans une situation extrêmement difficile, la SONAREM décida de s'orienter vers une véritable rénovation de son équipement, notamment en développant la mécanisation.

C'est dans cet esprit que nous avons choisi ce sujet qui nous permettra de chercher les meilleures méthodes d'exploitation, et de choisir un matériel dont l'adaptation aux conditions spéciales de l'exploitation du **kieselguhr** paraissait possible.

Donc plus clairement l'objet de notre étude, c'est de trouver une solution générale au problème de l'exploitation d'un gisement, c'est à dire de faire un choix entre les deux solutions de l'exploiter souterrainement c'est le cas du gisement de Saint Denis du Sig, ou à ciel ouvert comme celui de OUILIS.

L'objet de notre étude est bien connu, c'est de déterminer d'une manière théorique le choix de la méthode d'exploitation, et de démontrer qu'il existe toute une gamme de situations dans lesquelles il faudrait se garder de faire, à priori, un choix qui

serait basé sur des idées traditionnelles et non <sup>Aur</sup> une étude préalable.

C'est dire que la solution à adopter n'est pas toujours évidente même dans certains cas où elle pourrait le sembler. Et de rechercher à la lumière des constatations faites comment il est possible d'augmenter la productivité.

Notre sujet comporte non seulement l'étude des solutions purement techniques d'une façon générale, mais aussi le problème ~~économique~~ économique apporté par les mineurs de OUILLES à leurs problèmes particuliers.

Notre but est d'arriver aux points suivants:

-Il ya donc lieu, en général, de faire une première étude théorique compte tenu des conditions dans lesquelles se présentent le recouvrement et le minerais, cette étude théorique comportera surtout les méthodes utilisées pour comparaison entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine.

-De citer quelques applications des méthodes de comparaison.

-D'indiquer les tendances, au point de vue équipement en matériel, qui sont la conséquence de l'évolution de la technique tant dans le cas du kieselsgrub que dans les mines métalliques.

-De donner un aperçu de l'organisation du travail à l'intérieur du quartier que ce soit en exploitation à ciel ouvert, ou exploitation souterraine, en faisant ressortir la constitution des équipes et l'étude des cycles.

-Enfin en considérant les résultats de la marche des quartiers dans les deux méthodes, de faire une comparaison technique et économique, et d'en tirer une conclusion qui nous permettra de dégager les facteurs de la productivité./.

— ETUDE THEORIQUE —

## 2.1 METHODES UTILISEES POUR COMPARAISON ENTRE L'EXPLOITATION A CIEL OUVERT ET L'EXPLOITATION SOUTERRAINE DES GISEMENTS.

Cette étude est surtout une étude théorique. Nous étudierons les facteurs qui interviennent dans la comparaison entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine.

Facteurs influençant le choix du système de l'exploitation: Plusieurs facteurs influencent le choix de la méthode d'exploitation et, tout d'abord, la profondeur, la forme du gisement et le caractère du minerai lui-même.

Lors de l'établissement des projets de mines on est obligé de résoudre de nombreux problèmes par comparaison de divers modes d'exécution des travaux d'après les facteurs techniques et économiques pour chaque mode comparé, c'est à dire par la méthode des variantes.

Pour utiliser la méthode des variantes, il faut, avant de procéder à la comparaison économique, déterminer minutieusement l'application technique de chaque variante. On ne doit examiner, au point de vue économique que des variantes qui, dans des conditions données, sont rationnelles au point de vue technique.

Au cours de la comparaison économique il faut tenir compte des dépenses importantes qui sont différentes pour les variantes comparées que l'on doit mettre dans les conditions équivalentes. En comparant celles-ci d'après les indices techniques et économiques il faut également prêter attention au facteur temps déterminé par les délais de mise en service, d'un puits ou d'une zone dans les variantes considérées, et au volume de capitaux investis au moment de mise en service de la mine.

Lorsqu'on se trouve devant le problème de l'exploitation d'un gisement, il est parfois difficile de faire un choix entre les deux solutions de l'exploiter souterrainement ou à ciel ouvert.

Dans notre étude nous excluons certains cas particuliers:

-Il ne peut être question d'exploiter en découverte dans une région construite ou à une profondeur manifestement incompatible avec la méthode.

-Le ciel ouvert s'impose avec un recouvrement de quelques mètres. Mais il existe toute une gamme de situations dans lesquelles il faudrait se garder de faire, à priori, un choix qui serait basé sur des idées traditionnelles et non sur une étude préalable. Notre étude se limite à la théorie.

Les facteurs qui interviennent dans le choix du système d'exploitation et dans le mode d'abatage sont les suivants:

-I) Puissance de la couche:

Lors du choix d'une méthode d'exploitation la puissance de la couche joue un grand rôle. Pendant l'exploitation d'une couche puissante sur toute son épaisseur, le travail dans le chantier d'abatage devient peu commode et dangereux à cause de sa grande hauteur et de la découverte d'une surface importante du massif.

Par conséquent, on exploite souvent les couches puissantes en les divisant en strates dont l'abatage est effectué dans l'ordre de succession déterminé.

Donc suivant les conditions d'exploitation, les couches sont classées en 4 catégories:

- Couches très minces (jusqu'à 0m,5)
- Couches minces (de 0,5 à 1m,3)
- Couches moyennes (de 1m,3 à 3m,5)
- Couches puissantes (supérieur à 3m,5)

-Pendage des couches:

L'angle de pendage des couches a une grande importance pour le choix de la méthode d'exploitation, car sa valeur détermine le mode de transport du minerai à partir du chantier d'abatage.

En plateaux le minerai abattu reste sur place, par contre en dressant le minerai, a tendance à se glisser, et si les règles d'exploitation et de sécurité ne sont pas observées, la chute de bloc peut provoquer des accidents parmi le personnel ou détériorer le matériel.

-Structure et propriétés de la couche:

a) Le clivage:

En présence de clivage, on installe les chantiers d'abatage autant que possible suivant le clivage, ce qui facilite l'abatage et détermine l'orientation du chantier.

Avec l'abatage mécanisé, le clivage n'a plus d'importance. Mais on a remarqué que dans certains cas, par exemple lors de l'abatage des couches en dressant, surtout puissantes, qu'il faut tenir compte du clivage. Car dans de tel cas de grands blocs peuvent se séparer du massif, et causer des accidents.

b) Dureté:

La dureté du minerai influe sur le mode d'exploitation et surtout sur le choix de la mécanisation des chantiers d'abatage.

-Propriétés des roches encaissantes:

Au point de vue des travaux d'abatage, la stabilité joue un rôle important car les roches s'effondrent derrière le front du chantier. Il faut noter que cette caractéristique des roches n'est que conventionnelle, car un seul et même toit

se manifeste différemment suivant la vitesse d'avancement du chantier et habituellement s'avère d'autant plus stable que le chantier avance plus rapidement.

Le caractère et l'orientation des fissures dans les roches du toit de la couche peuvent influer également sur le choix de l'orientation de l'abatage et la position du chantier par rapport aux fissures.

Ces propriétés interviennent surtout dans le cas de l'exploitation souterraine, lors du choix du mode de soutènement de la taille et de fixation du toit. Il est à signaler qu'en dehors de toutes ces propriétés que nous venons de voir, les méthodes, le degré de mécanisation des travaux d'extraction, et les conditions imposées par les consommateurs, par exemple la granulométrie et la teneur ont une influence sur le choix du système d'exploitation.

-Comparaison technique et économique entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine des gisements

Nous distinguons trois particularités de l'exploitation en carrière qui la distinguent de l'exploitation souterraine.

1) Dans une mine, le prix de revient dépend de la méthode employée mais très peu de la profondeur à laquelle on exploite. Dans une carrière, le prix de revient de la tonne du tout-venant (minerai+stérile) varie peu en fonction de la profondeur. Mais comme le rapport stérile/minerai augmente très rapidement avec la profondeur, le prix de revient de la tonne du minerai qui lui est proportionnel variera de la même façon.

2) Dans une mine, il est toujours possible, sans frais notables supplémentaires et après que l'ossature du minerai d'extraction ait été tracé d'aller rechercher un panneau dont l'

existence est apparue au cours de l'exploitation ou d'exploiter un prolongement du panneau. Dans une carrière, une extension de la minéralisation, qui apparaîtrait en cours d'exploitation en dehors du contour choisi, poserait des problèmes souvent insolubles.

3) Enfin dans une mine, on peut à tout moment décider de prendre ou d'abandonner un panneau suivant que sa teneur se révèle <sup>payante ou</sup> non payante, c'est le cas des diverses couches de kieselguhr, qui se superposent l'une sur l'autre.

-Considérations d'ordre général:

-Limite d'exploitabilité:

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

On peut faire à ce sujet le raisonnement suivant:

Supposons un minerai homogène recouvert de stérile et soit R le coefficient de recouvrement:

$$R = \frac{S \text{ (m}^3 \text{ de stérile à déplacer)}}{M \text{ (m}^3 \text{ de minerai à extraire)}}$$

Ce coefficient est un facteur évidemment important pour le choix entre les méthodes d'exploitation à ciel ouvert ou par mine.

Mais contrairement à une idée parfois rencontrée nous ne pensons pas seulement à ce coefficient de recouvrement, il ait une valeur telle qu'il puisse orienter une décision. Car il est évident que les conditions d'exploitation d'une couche de 15m sous un recouvrement de 150m, sont beaucoup plus difficiles que celles d'une couche de 3m exploitée avec le même coefficient de recouvrement 10, ce qui ne ferait que 30m de morts-terrains.

-Valeur absolue de la hauteur des terrains à remuer:

En exploitation à ciel ouvert, la hauteur du recouvrement peut conditionner le choix de l'engin de chargement au stérile: pelle ou dragline. En effet les draglines, même les plus grands, ne peuvent travailler au-delà de certaines dénivellations.

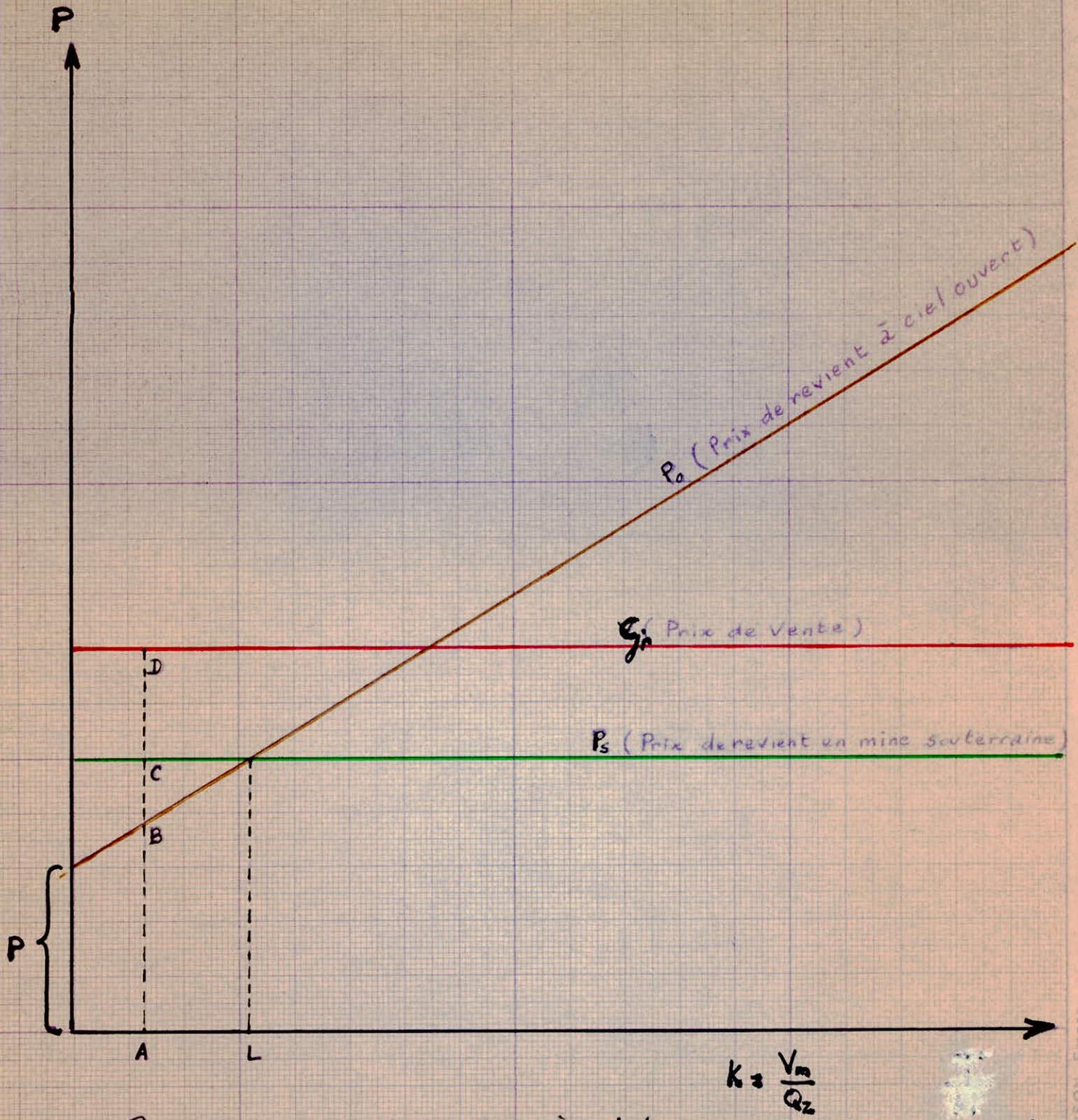
Dans le cas de l'emplacement des décharges, il faut tenir compte du foisonnement du stérile. Or, ici encore, c'est la valeur absolue de la hauteur du stérile qui intervient.

-Composition du recouvrement:

la composition du recouvrement est également un élément essentiel.

Malgré leur puissance, les engins modernes de chargement, tels que les pelles et draglines, ont tout de même des possibilités limitées. Il est extrêmement rare de pouvoir leur faire attaquer les morts-terrains en place si ce n'est les marnes et l'argile plus ou moins caillouteuse qui forment parfois, dans le bassin, la partie supérieure.

On est donc conduit, presque toujours, à employer l'explosif; c'est là qu'intervient la nature des terrains et, en particulier, leur dureté. En effet le tir peut coûter cher tant que du point de vue foration que l'explosif. En terrain dur, on sera donc amené soit à adopter de gros engins capables d'absorber d'énormes blocs tirés de façon économique, soit à consentir des dépenses systématiquement élevées d'explosif pour fractionner ces blocs. Dans certains cas, un recouvrement calcaire peut être en partie utilisable comme matière première pour alimenter des cimenteries au lieu d'être mis au stérile, ce qui abaisserait le prix de revient de la découverte.



- Comparaison entre mine à ciel ouvert et mine souterraine

-Régularité de la hauteur de recouvrement:

La régularité de la hauteur de recouvrement est aussi à considérer. Une exploitation à recouvrement faible et constant est un domaine d'emploi idéal pour le dragline qui dans ce cas ne suffit à lui-même.

-Importance de la production:

L'importance de la production à assurer justifie le choix de la méthode d'exploitation et l'emploi de gros matériels.

-Considérations techniques et économiques dans les méthodes de comparaison entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine:

Les paramètres utilisés dans nos calculs seront les suivants:

Soient:

$V$  (m<sup>3</sup>) Volume total de découverte

$Q_z(T)$  Réserve géologique totale .

$P_s$  (DA/T) Prix de revient d'une tonne de minerai extraite dans l'exploitation souterraine.

$P_o$  (DA/T) Prix de revient d'une tonne de minerai extraite dans l'exploitation à ciel ouvert.

$P$  ( DA/T) Prix de revient pour déplacer un m<sup>3</sup> de stérile

$\beta$  Coefficient de perte en exploitation souterraine.

$\gamma$  Coefficient de perte en exploitation à ciel ouvert.

$C_{jr}$  (DA/T) Prix de vente d'une tonne de minerai.

$K = \frac{V_m}{Q_z} = \frac{\text{Volume total de découvert}}{\text{Réserve géologique totale}} = \text{coefficient de découverte}$

$\gamma_z$  (T/m<sup>3</sup>) poids volumique du gisement

-Détermination du coefficient de découverte K:

Pour le déterminer nous considérons les hypothèses suivantes:

I) Interêt industriel de l'exploitation du gisement.

2) Prix de revient de l'extraction en exploitation souterraine ou en ciel ouvert ne dépendant pas des pertes d'exploitation du gisement:

$$P_s = f(r_p)$$

$$P_o = f(r_o)$$

Calcul de K:

Le calcul du coefficient K va entraîner une série de formules; et des conditions aux limites:

I) Intérêt de l'exploitation à ciel ouvert:

a) Recette financière du minerai: soit  $F_o$  cette recette.

$$F_o = Q_z (1 - r_o) C_{jr}$$

b) Prix de revient de l'exploitation:

$$K_o = Q_z (1 - r_o) P_o + V_m \cdot P + \frac{Q_z}{\gamma_z} r_o P$$

$Q_z (1 - r_o) P_o$  Prix d'extraction du minerai

$V_m \cdot P$  Prix d'extraction du stérile

$\frac{Q_z}{\gamma_z} r_o P$  Prix d'extraction de la partie perdue du gisement.

c) Bénéfice réalisé par l'exploitation à ciel ouvert:

$$Z_o = F_o - K_o$$

$$Z_o = Q_z (1 - r_o) C_{jr} - Q_z (1 - r_o) P_o - V_m \cdot P - \frac{Q_z}{\gamma_z} r_o P$$

II) Intérêt de la mine en exploitation souterraine:

a) Recette financière due à la vente du minerai:

$$I_p = Q_z (1 - r_p) C_{jr}$$

b) Prix de revient de l'exploitation:

$$K_p = Q_z (1 - r_p) P_s$$

c) Intérêt de la mine, ou bénéfice réalisé:

$$Z_p = F_p - K_p = Q_z (I - r_p) C_{jr} - Q_z (I - r_p) P_s$$

$$Z_p = Q_z (I - r_p) (C_{jr} - P_s)$$

III) Conditions d'utilisation de l'exploitation à ciel ouvert:

$Z_o$  étant le bénéfice réalisé par l'exploitation à ciel ouvert.

$Z_p$  étant le bénéfice réalisé par l'exploitation souterraine.

La condition pour que l'exploitation à ciel ouvert soit rentable par rapport à l'exploitation souterraine

$$Z_o \geq Z_p$$

$$Q_z (I - r_o) C_{jr} - Q_z (I - r_o) P_o - \frac{V_m P - Q_z}{z} r_o P \geq Q_z (I - r_p) (C_{jr} - P_s)$$

nous posons  $\frac{V_m}{Q_z} = K$

$$Q_z (I - r_o) C_{jr} - Q_z (I - r_o) P_o - \frac{Q_z}{z} r_o P - Q_z (I - r_p) (C_{jr} - P_s) \geq V_m P$$

$$(I - r_o) C_{jr} - (I - r_o) P_o - \frac{r_o P}{z} - (I - r_p) (C_{jr} - P_s) \geq \frac{V_m}{Q_z} P$$

$$\frac{(I - r_o) C_{jr} - (I - r_o) P_o - \frac{r_o P}{z} - (I - r_p) (C_{jr} - P_s)}{P} \geq \frac{V_m}{Q_z}$$

On peut utiliser pour les calculs, une formule simplifiée en prenant:  $r_p = 0$  et  $r_o = 0$

$$V_m P \leq Q_z P_s - Q_z P_o$$

d'où  $V_m P + Q_z P_o \leq Q_z P_s$

on aura,

$$K \leq \frac{P_s - P_o}{P}$$

dans le cas où <sup>on</sup> ne peut pas admettre que  $r_o = 0$  et  $r_p = 0$

la formule précédente gardera sa forme ,et sera appelée formule de ZURKOWA.

$$\frac{(1-r_o) (C_{jr}-P_o)-(1-r_p)(C_{jr}-P_s)}{P} \geq K$$

Comme nous venons de voir,la comparaison entre l'exploitation à ciel ouvert ,et celle de l'exploitation souterraine repose sur le coefficient de découverte K.

Les valeurs du coefficient de découverte ,conditionnent le choix des engins d'abatage,de transport et de chargement.

Dans la suite de notre étude nous essayerons de citer quelques exemples d'application ,et en particulier nous prendrons les exemples suivants:

- L'exploitation à ciel ouvert en Russie
- L'Guenza.

-----

2-2 EXEMPLES D'APPLICATION DES METHODES DE COMPARAISON:

---

L'Union soviétique possède une industrie minière très développée; le volume global des principaux minerais extraits sur son territoire représente le cinquième de la production mondiale. En 1966 l'URSS a produit 585 millions de tonnes de charbon, 160 millions de tonnes de minerai de fer, et beaucoup d'autres minerais. Une des particularités de l'industrie minière soviétique est la grande extension de l'exploitation à ciel ouvert. Cette forme d'exploitation obtient de meilleurs résultats économiques que l'exploitation souterraine. Les investissements sont de 2 à 3 fois moins élevés, la productivité du travail est 6 fois plus grande pour le charbon, 3 fois pour le fer et 7 fois pour le cuivre, le prix de revient du minerai de fer est 2 fois moins élevé et celui des métaux non ferreux presque 3 fois.

Depuis plusieurs années le développement de l'exploitation à ciel ouvert a été l'un des objectifs de l'état.

Deux conditions fondamentales déterminent l'extension de l'exploitation à ciel ouvert:

- En premier lieu, l'abondance de gisements de toutes sortes se prêtant à cette forme d'exploitation, en second lieu la capacité de l'industrie d'assurer un équipement mécanique puissant pour les travaux de découverte: dans les exploitations à ciel ouvert en URSS, on s'est efforcé d'adopter le matériel le plus adéquat à cette dite méthode.

L'exploitation à ciel ouvert possède également d'autres caractéristiques importantes qui la différencient de l'exploitation souterraine.

1) Grâce à la présence de gros gisements de minerais exploitables et à l'importance des besoins de l'économie nationale

au cours de ces dernières années ; on a mis en place surtout des entreprises minières de grande dimension. La politique de construction de grandes entreprises minières a des conséquences économiques importantes : le poids relatif des investissements diminue, le prix de revient s'abaisse. Ces entreprises peuvent utiliser une technique plus puissante et réduire les dépenses pour les services auxiliaires .

2) On a prévu la création de grandes régions minières , ce qui va réduire les investissements industriels car l'installation des transports et des ateliers de réparation sera simplifiée et les services sociaux ~~ou~~ culturels seront améliorés. C'est ainsi que furent aménagés pour l'exploitation à ciel ouvert du minerai de fer le bassin du Krivoï-Rog, la KMA, la région de Kustanaïsk, pour l'exploitation du charbon le bassin de Kuznetszk, les régions de krasnoiarsk, de Tcheremkhovo.

3) Les gisements sont situés dans des conditions géologiques et climatiques très variées. A titre d'exemple, il existe 12 types de gisements de charbon, allant de couches de 4 à 5 mètres d'épaisseur aux couches de 120 à 150 mètres. beaucoup de minerais se trouvent dans l'extrême Nord , d'autres dans le Sud (Crimée, Caucase). Ces différences ont déterminé la nécessité de créer des systèmes d'exploitation divers et différents types d'équipement minier. Pour un même type d'équipement il existe des variantes pour climat chaud et pour climat froid, résistant au gel . La planification du développement de l'économie nationale s'est orientée vers une technique minière appropriée aux conditions géologiques et techniques vers un choix de type optimal applicable à plusieurs branches de l'industrie minière et vers une standardisation rationnelle de l'équipement .

Tels sont les principaux facteurs conditionnant l'exploitation à ciel ouvert en URSS.

On doit aussi tenir compte de deux autres conditions:

L'exploitation à ciel ouvert se définit par la méthode de travail utilisée: la méthode comprend le procédé employé pour les travaux de déblaiement et le type d'équipement utilisé, puisque dans l'ensemble de la production minière l'abatage et le transfert des stériles vers les terrils occupent la place dominante dans la technique et dans l'organisation de l'extraction.

Par conséquent, le déblaiement des roches de couvertures ou des roches de recouvrement latéral occupe une place primordiale dans les travaux; les résultats économiques dépendent de son organisation.

La deuxième condition touche les principes de la mécanisation des processus fondamentaux et de processus auxiliaires. Bien entendu la mécanisation doit être complexe et assortie en tenant compte de l'inégalité des travaux.

Vu la grande variété des conditions dans lesquelles se fait l'exploitation des gisements, celle-ci peut dépendre de l'un des trois principes fondamentaux de la mécanisation.

1) Le principe de la production ininterrompue, selon lequel les travaux de découverte, et d'extraction se font par des extracteurs à godets (à chaînes ou à roues) et les roches sont transférées dans les terrils à l'aide de ponts de transport roulant, d'engins de rejet sur rails ou des transporteurs à courroie; la répartition des stériles dans les remblais se fait également par des machines à action ininterrompue.

Ce principe garantit, en règle générale, de bons résultats techniques et économiques et une production à grande échelle.

2) Le principe de "Combinaison de processus" consiste à réaliser tous les processus techniques (excavation transfert et mise en terril) par une seule machine : dragline ou pelle mécanique à grand paramètre linéaire. Ce procédé permet une grande concentration de la production, surtout dans le cas de l'exploitation sans transports. Pour cette méthode on utilise des scarpers à bennes, des bulldozers, des excavateurs à godets et d'autres machines complexes. Dans certaines conditions ce principe assure un prix de revient peu élevé et un haut rendement.

3) Le principe de "l'indépendance des processus" consiste à choisir des mécanismes et à créer des conditions techniques aptes à supprimer les temps morts. Ce principe est le plus répandu et il est utilisé dans les types d'exploitation qui nécessitent l'utilisation de moyens de transport.

En résumé nous pouvons établir un tableau montrant l'importance du système d'exploitation et du principe de mécanisation pour les résultats économiques des travaux de découverte.

Indices économiques selon le procédé utilisé et le principe

<u>de la mécanisation</u>			
P R O C E D E	PRODUCTIVITE du travail de l'ouvrier pour la découverte en %	Prix de revient du m <sup>3</sup> en décou- verture en %	Prix de revient comparatif d' une T de char- bon avec un coefficient de découverte m <sup>3</sup> /T %
Sans transport, variante excavateur carrière	130-150	40-50	30-35
Sans transport sans réexcavation	120-130	55-65	77-84
Sans transport avec réexcavation	100	100	100
Transport mise à terril (par des transporteurs à bande)	85-90	110-120	122
Spécial avec hydromécanisation	40-45	189-376	180
Avec transport	25-29	185-300	220
Combiné	23-30	250-290	206

Autres exemples d'application:

Dans beaucoup de pays miniers du monde, à des profondeurs toujours plus grandes, les progrès de la technique du terrassement, des travaux publics repoussent les limites de la rentabilité entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine.

Le bassin de lignite Rhenan est un exemple typique: le bassin Rhenan, situé à l'ouest de Cologne, exploite un lignite d'origine tertiaire dont le pouvoir calorifique est de 1700 à 2000 Kcal/Kg. La couche de lignite dont la puissance atteint 90 mètres est recouverte d'une couche de morts terrains d'une épaisseur moyenne de 50m, composée de galets, de sables et d'argile sans grande consistance, d'origine tertiaire et quaternaire. Le gisement régulier, recouvert de cette faible épaisseur de morts terrains, est appelé à s'épuiser dans les années à venir. C'est pourquoi le bassin Rhenan est dans l'obligation d'ouvrir à l'exploitation des panneaux rejetés en profondeur, et très accidentés.

Le rapport: Epaisseur des morts terrains

Puissance de la couche de lignite

qui était jusqu'à maintenant de 0,7 deviendra en moyenne moins favorable dans les dix années à venir où il atteindra 2,5 (pour certaines mines il atteindra même 3,5). Ce changement défavorable des conditions de morts terrains a entraîné une augmentation considérable de volume des eaux à épuiser. Alors jusqu'en 1952 l'exhaure s'élevait à 1, m<sup>3</sup> d'eau par tonne de lignite, le volume des eaux à épuiser atteindra dans le courant des dix années à venir 10 m<sup>3</sup>/t en moyenne.

Depuis 1940 déjà, on avait projeté pour ces panneaux rejetés en profondeur une exploitation souterraine. Dans ce but deux puits expérimentaux ont été foncés, à travers une épaisseur de morts-terrains sans consistance de plus de 300 mètres.

Le prix de l'unité d'énergie, en l'occurrence la calorie, détermine au point de vue concurrence avec les autres sources d'énergies possibles, la limite de la rentabilité entre l'exploitation du lignite à ciel ouvert et son exploitation souterraine.

La technique de l'exploitation à ciel ouvert a fait au cours des dernières années d'énormes progrès, si bien qu'une grande partie des panneaux pour lesquels on avait prévu une exploitation souterraine est maintenant justiciable de l'exploitation à ciel ouvert.

Exemple basé sur la mine de l'Ouenza:

En premier lieu nous essayerons de définir le taux limite de la découverte.

Definition:

Pour un gisement assez fortement incliné (d'au moins 40°) et exploité à ciel ouvert, à chaque tranche horizontale de minerai de volume M, correspond un certain volume S de stérile qu'il faut enlever pour pouvoir prendre le minerai.

Le taux-limite de découverte est la valeur maximum du rapport  $S/M$  c'est aussi le rapport des tonnages dans le cas particulier où minerai et stérile ont même densité en place. Cette égalité des densités n'est en général qu'approximative à l'OUENZA; mais nous supposerons qu'elle est rigoureuse pour simplifier les calculs. Pour cette même raison, nous n'emploierons pas dans cette note la définition courante qui exprime ce taux en m<sup>3</sup> par tonne.

Si le gisement a une puissance à peu près régulière ou si cette puissance décroît quand s'approfondit, le taux-limite est atteint en fin de carrière quand on arrête l'exploitation. C'est le cas général de l'OUENZA, à Saint Barbe en particulier.

Dans la pratique, cette définition simple doit être retouchée pour deux raisons:

a) Un fond de carrière n'est pas une surface horizontale mais un "gratouillage" plus au moins compliqué.

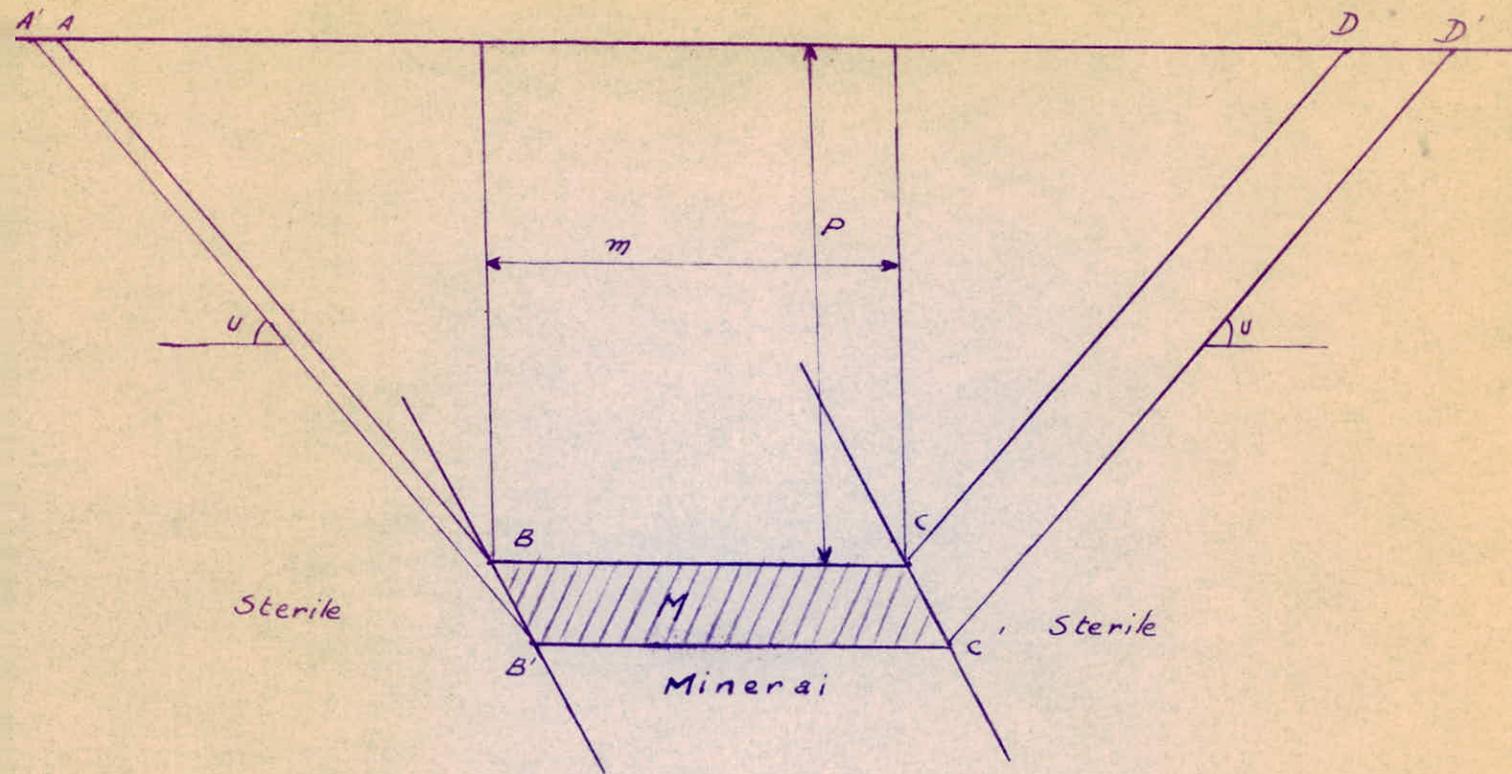
b) En toute rigueur, un taux-limite n'est valable que pour une inclinaison déterminée du talus de stérile. Quand on atteint le fond de la carrière au taux-limite à une inclinaison donnée, on peut parfois, en renforçant cette inclinaison exploiter une nouvelle tranche de minerai à un taux inférieur au taux-limite fixé.

#### Calcul du taux-limite:

Le calcul se fait sur chaque coupe verticale perpendiculaire à la direction du gisement. On suppose que les deux bords de la fosse sont à la même cote et que les deux talus de stérile sont de même inclinaison  $u$ , inférieure ou égale à ~~cette inclinaison~~ à celle du gisement.

Ces deux hypothèses seront en fait approximativement remplies dans les quartiers centraux de l'OUENZA, puisque le fond de carrière n'y affectera en général, d'une façon notable, que la seule découverte Nord.

Remarquons d'abord que nous n'avons pas à tenir compte du "gratouillage" indiqué plus haut pour le calcul du taux-limite. En effet, comme le montre le schéma, la surface du minerai enlevé réellement sur la coupe pour un approfondissement  $h$  est égale, quelle que soit la forme du "gratouillage", à la surface



Taux de découverte :

$$\frac{S}{M} = \frac{\text{Surface } A'B'C'D' - \text{Surface } ABCD - M}{M}$$

$$\frac{S}{M} = \frac{[(P+h) \cotg u + m] (P+h) - (P \cotg u + m) p - mh}{mh}$$

$$\frac{S}{M} = \frac{2p+h}{m} \cotg u - \quad \text{si } \frac{h}{p} \text{ est petit, } \frac{S}{M} = \frac{2P}{m} \cotg u$$

du minerai qui serait enlevé pour un même approfondissement fait à partir du niveau théorique horizontal du fond de carrière.

Appelons  $m$  la longueur horizontale du minerai,

$p$  la profondeur du fond de carrière,

c'est à dire la différence de cote entre le bord et la fosse et le fond de carrière théorique.

$u$  l'inclinaison du talus de stérile

le schéma montre que le taux-limite de découverte vaut

$\frac{2p}{m} \cotg u$  quelle que soit l'inclinaison du gisement.

En particulier,  $\frac{S}{M} \text{ limite} = \frac{2p}{M}$  pour  $u = 45^\circ$

Valeur du taux-limite

On suppose que l'exploitation à ciel ouvert est poursuivie tant qu'elle est bénéficiaire. Le taux-limite de découverte est donc celui pour lequel le minerai est produit sans bénéfice.

a) Hématite

Si nous considérons que les frais d'abatage s'élèvent à 2,40 DA/T et que ~~la tonne rendue au concasseur ne doit pas coûter plus de 27DA,00.~~

Les tonnages-limites de stérile  $S$  et de minerai  $M$  sont tels que  $2,40(S+M) = 27,00 M$

d'où  $\frac{S}{M} \text{ limite} = 10$  en hématite

b) Siderose

La siderose susceptible d'exploitation à ciel ouvert est principalement celle des conglomerats où minerai et stérile devront être remontés du fond d'une fosse. ~~la tonne rendue au concasseur ne doit pas coûter plus de 12DA/T.~~

Les tonnages-limites de stérile  $S$  et de minerai  $M$  sont tels que  $2,40(S+M) = 12,00 M$

d'où

$$\frac{S}{M} \text{ limite} = 4 \text{ en siderose}$$

Conclusion:

Quel que soit le taux-limite qui sera adopté en définitive ,et quelle que soit la façon,directe ou non,par laquelle il sera atteint on peut tirer dès maintenant deux conclusions:

a)Dans l'état actuel de la technique ,on ne doit pas envisager d'exploiter de la siderose à ciel ouvert ,sauf peut être quelques fonds de carrière.

b)Le taux-limite projeté pour l'hematite rend urgente l'étude des fonds d'hematite de Sainte Barbe .Car il est difficile de fixer rapidement les limites provisoires ou définitives , de découverte Nord de Sainte Barbe./.

-----

2-3 Essai de la détermination d'une méthode de comparaison entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine pour les gisements de Kieselguhr.

Dans les parties précédentes nous avons évoqué les facteurs techniques et économiques qui interviennent dans la décision du choix de l'exploitation d'un gisement. Donc tout en se basant sur ces facteurs nous essayons d'établir une méthode de comparaison entre l'exploitation à ciel ouvert et l'exploitation souterraine pour les gisements de Kieselguhr.

Il faut choisir les éléments du choix de la méthode ; le nombre des conditions qui entrent en jeu pour rendre recommandable ou au contraire pour interdire une méthode qui s'avère extrêmement élevée. Il s'agit donc, de prendre en considération que les questions de puissance , de pondage, de qualité du minerai, et des épontes.

Dans le cas de notre étude nous nous retrouvons devant un seul type de gisement dont on a déterminé sa géologie; et auquel on doit lui appliquer une méthode d'exploitation souterraine ou bien une exploitation à ciel ouvert.

Si on remarque que les conditions techniques autorisent les deux méthodes nous essaierons donc d'établir le prix de revient de chaque méthode , il faut que la méthode soit:

- productive et économique
- permettra une exploitation intégrale
- suppression de toute pollution

dans tous les cas on retiendra l'importance de:

- Sécurité
- taux de récupération

on retiendra aussi l'interêt des méthodes permettant une mécanisation poussée des différentes opérations.

Essai de la détermination d'une méthode de comparaison

Pour cette détermination nous tenons compte essentiellement de la valeur du minerai ,de la qualité physique et mécanique des épontes et de la relation entre le minerai et le recouvrement ,ces facteurs sont indépendants et ont une importante variation

I) Taux de recouvrement

S ( Sterile)

M ( Minerai)

Ce taux est un facteur évidemment important pour le choix entre les méthodes d'exploitation à ciel ouvert ou par mine. Mais, contrairement à une idée parfois rencontrée, nous ne pensons pas qu'à lui seul, il ait une valeur telle qu'il a été souligné antérieurement.

Calcul du taux de recouvrement dans le cas du gisement de Kieselguhr de OUILIS:

Soient:

$Z_o$  la puissance des morts-terrains

$Z_m$  La puissance totale des couches de kieselguhr

$Z_s$  La puissance totale des couches de stérile

Hauteur exploitable:

$$Z_{ex} = Z_o + \sum Z_{mi} + \sum_{j=1}^{j=n} Z_{sj}$$

$$Z_{ex} = Z_o + Z_m + Z_s$$

Calcul du taux de recouvrement:

$$\alpha = \frac{Z_o + Z_s}{Z_m} = \frac{Z_{ex} - Z_m}{Z_m} = \frac{Z_{ex}}{Z_m} - 1$$

Calcul numérique:

Nous avons pu établir un schéma donnant la puissance et l'ordre de succession des couches de kieselguhr et de stérile

$$\text{morts-terrains } Z_0 = 3\text{m}$$

$$Z_s = 7\text{m},77$$

$$Z_m = 11\text{m},09$$

$$Z_{e_x} = 3+8,47+9,59 = 21\text{m},86$$

$$\alpha = \frac{10,77}{11,09} \approx 1$$

$$\alpha = \frac{S(\text{ en volume})}{M(\text{ en volume})} = 1$$

dans le cas du gisement du Ouillis nous voyons que nous avons un taux de recouvrement qui est égal à 1 ; théoriquement ce taux paraît excellent pour une décision d'exploitation à ciel ouvert ; mais il ne faut perdre de vue la puissance des couches et leur qualité ; car l'exploitation à ciel ouvert est une méthode profitable pour l'exploitation des couches épaisses et situées à une faible profondeur.

Si nous procédons à une méthode d'exploitation à ciel ouvert , nous serons obligés de déplacer les couches ayant une faible teneur en silice, par contre l'exploitation souterraine permet de faire un choix sur les couches à exploiter.

Essai d'une étude sur le choix des couches à exploiter:

Il s'agit de rechercher: si un abandon des mauvaises couches ne permettrait pas de réaliser des progrès importants. La propriété du kieselguhr caractérise complètement la qualité des couches à exploiter, mais la puissance des couches joue aussi un rôle important.

On dispose donc en apparence d'un moyen efficace pour améliorer, à court terme, le prix de revient d'un siège à savoir l'abandon des couches médiocres et sales au profit de l'exploitation des belles couches. Il est donc possible d'évaluer l'influence de la qualité des couches exploitées sur le prix de revient de la tonne nette. Notre hypothèse sera l'importance trop grande que nous donnons au rôle que joue la qualité de kieselguhr des couches à exploiter. On étudiera l'influence de propreté des couches à exploiter sur le prix de revient moyen et l'intérêt qu'il peut y avoir à abandonner une partie du gisement pour améliorer le prix de revient.

Principe du calcul:

On peut théoriquement définir pour chaque couche à exploiter le bénéfice brut  $B$  par tonne nette extraite; c'est à dire la différence entre le prix de revient et le prix de vente d'une tonne de la couche considérée, il est à signaler que dans le prix de revient il n'y a que seulement les frais d'exploitation courante qui interviennent.

Si nous considérons une certaine unité d'exploitation, elle nécessite donc une dépense de capital  $C$  pour sa mise en exploitation, et l'on se propose d'amortir  $C$  sur la durée de vie de l'unité d'exploitation. Après l'épuisement de cette unité d'exploitation, nous mettons une autre en service qui nécessitera elle aussi une dépense  $C$ .

Notre but c'est d'obtenir le bénéfice moyen maximum par tonne extraite pendant la durée de vie de l'unité.

Classons les couches à exploiter suivant les valeurs décroissantes de  $B$  soit  $b_1, b_2, \dots, b_n$ , les réserves correspondantes sont  $T_1, T_2, \dots, T_n$ .

Nous représentons sur un graphique en abscisse les valeurs du tonnage  $T_1 \dots T_m$ ; et en ordonnée les valeurs  $b_1, \dots, b_n$ .

Nous fixons le tonnage annuel, nous pouvons donc graduer l'axe des abscisses en années.

A partir de la couche ainsi définie, il est possible de calculer le bénéfice moyen au bout de 1, 2, ..., n années.

Par exemple pour l'ensemble des quatre premières couches le bénéfice moyen sera de:

$$B_4 = \frac{b_1 T_1 + b_2 T_2 + b_3 T_3 + b_4 T_4}{T_1 + T_2 + T_3 + T_4}$$

Si  $b(n)$  est l'équation de la ligne continue remplaçant la ligne brisée

on déduit la relation:

$$B(N) = \frac{1}{N} \int_0^N b \, dn$$

qui donne la valeur du bénéfice brut moyen au bout de N années.

Représentons sur un même graphique la courbe  $B(N)$  et la couche représentant les années d'amortissement du capital  $c$  nécessaire pour ouvrir l'unité d'exploitation étudiée:

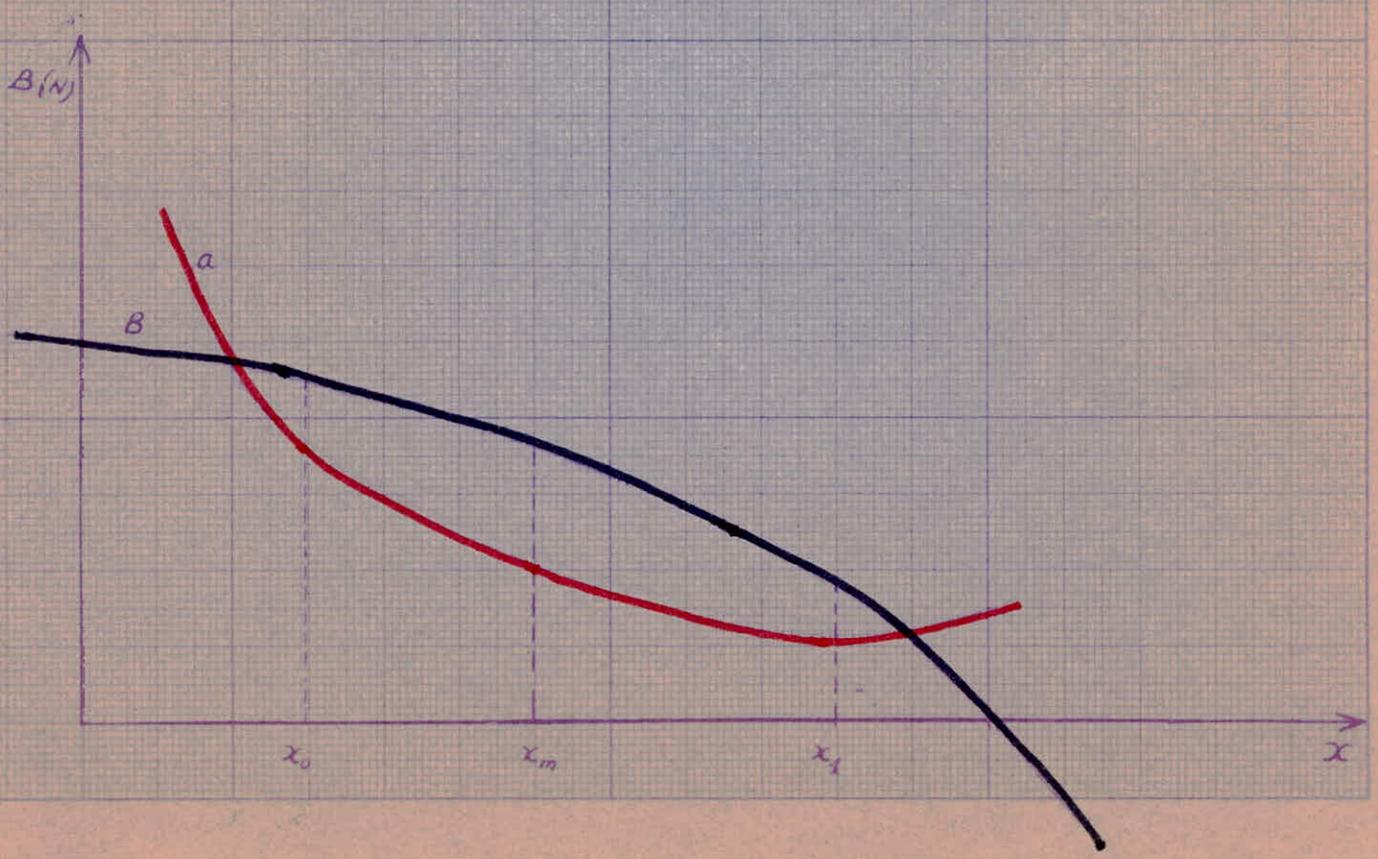
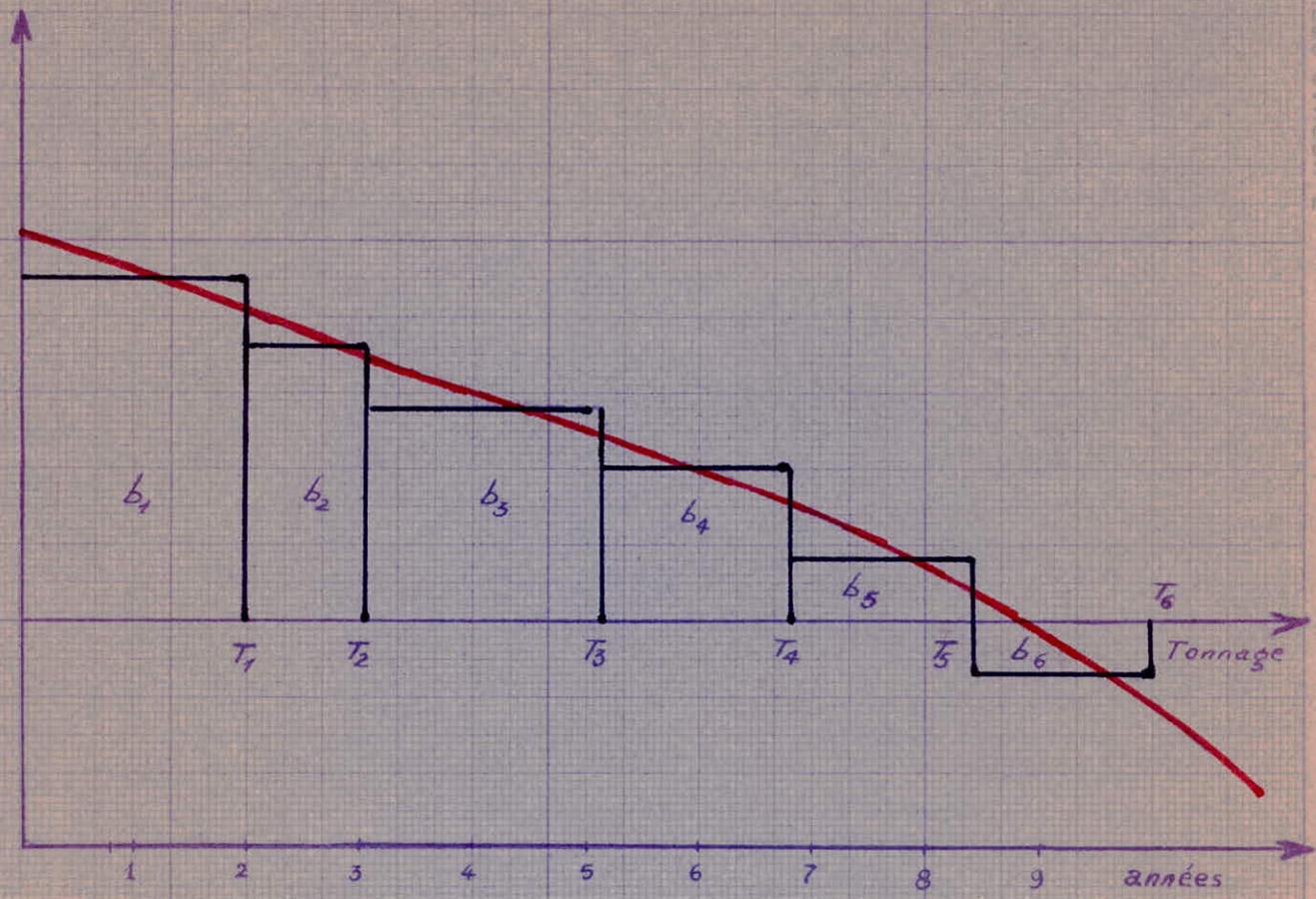
$$a = \frac{C i}{1 - (1+i)^{-n}}$$

où  $i$  représente le taux d'intérêt du marché

le bénéfice net moyen par tonne sera égal à la différence d'ordonnée des courbes  $B$  et  $a$ .

Interprétation du graphique:

Nous aurons un déficit lorsque  $n < n_0$  ou  $n > n_1$  et passe par un maximum pour une certaine valeur de  $n_m$  telle que les tangentes aux courbes  $B$  et  $a$  soient parallèles. Nous pouvons rechercher à partir de quel moment le bénéfice commence à décroître, pour simplifier le calcul on prend:



$$a = C \left( i + \frac{1}{n} \right)$$

la tangente à la courbe  $a(n)$  a pour pente  $-\frac{C}{N^2}$

la tangente à la courbe  $B$  a pour pente la valeur de la dérivée par rapport à  $N$ . de  $\frac{1}{N} \int_0^b b \, dn$

$$\text{soit } -\frac{1}{N^2} NB + \frac{b}{N} = \frac{-B+b}{N}$$

$B$  est la valeur moyenne de bénéfice brut obtenu au bout de  $N$  années et  $b$  est le bénéfice brut à atteindre de la prochaine couche à exploiter.

C'est le bénéfice brut marginal

le bénéfice moyen est maximum pour

$$\frac{D}{N^2} = \frac{B-b}{N} \quad \text{ou} \quad B-b = \frac{D}{N}$$

pour toute la valeur de  $b$  telle que  $B-b < \frac{D}{N}$  on se trouve en deçà du bénéfice maximum, c'est à dire que l'on a intérêt à exploiter la couche suivante. Cette règle semble susceptible de recevoir une application pratique. En effet, si l'on se pose la question de savoir s'il est intéressant ou non d'exploiter une couche faisant partie des réserves, et si l'on connaît le bénéfice brut moyen  $B$  de l'ensemble des couches considérées comme certainement exploitables, on peut dire que l'exploitation de la couche supplémentaire envisagée est intéressante

$B-b$  peut encore être inférieur à  $\frac{D}{N}$  si  $b$  n'est pas trop grand en valeur absolue.

Nous accordons une grande importance à cette étude théorique que nous venons de faire sur la qualité des couches à exploiter. C'est l'un des facteurs essentiels qui interviennent dans la comparaison des deux méthodes.

Dans le cas de notre gisement ; la qualité de la couche joue un rôle primordial, car le traitement du kieselguhr diffère du

traitement du P b, Zn, Cu--etc. Lorsqu'on a un gisement de galéne blende ayant une faible teneur en Zn et en Pb, on peut l'extraire car il y a des procédés d'enrichissement; mais au kieselguhr on ne peut appliquer que le séchage qui élimine l'humidité, ou la calcination pour éliminer la chaux et les éléments complexes, mais la teneur en silice reste constante.

En citant cet exemple de traitement de Zn et Pb nous voulons montrer que notre gisement de kieselguhr présente un cas particulier; et nous voyons qu'il ya donc des façons différentes d'aborder le problème .

Il ya aussi un facteur essentiel qui intervient dans la décision du choix; c'est le facteur puissance des couches.

Le gisement de kieselguhr de OUILLES est formé ~~de couches de faible puissance variable de 0,20 à 0,90m~~, de couches de faible puissance variable de 0,20 à 0,90m, or dans nos exemples d'application nous avons remarqué que l'exploitation à ciel ouvert était applicable aux couches de grande puissance ou à des amas de réserves importantes.

#### Facteur intempéries:

Nous devons prendre en considération le facteur intempéries, qui crée des pertes importantes dans l'exploitation à ciel ouvert des gisements de kieselguhr. Par contre dans l'exploitation souterraine le kieselguhr est à l'abri de ces intempéries.

#### Facteur production:

Il s'ensuit que la mine est forcée par les conditions du marché, d'établir des installations de grandes capacités à la surface et par suite de l'approfondissement d'extraire des tonnages élevés au moyen des puits desservants des champs étendus. En résumé nous avons considéré, dans la

méthode de comparaison les facteurs suivants:

- Taux de recouvrement
- Qualité et puissance de la couche
- Facteurs atmosphériques.

Nécessité et difficulté de cette comparaison:

Lorsqu'on se penche sur les méthodes appliquées aux mines métalliques ,on s'aperçoit qu'il existe une variété surprenante de méthodes.

Dans le cas de notre gisement de kieselguhr la qualité de la couche joue un rôle important.

On voit donc que la méthode est évidemment commandée par la nature du gisement et par des considérations techniques.On doit toujours viser au meilleur compromis entre les considérations suivantes:

- Prix de revient
- Taux de récupération
- Sécurité

Dans le cas où plusieurs méthodes semblent possibles,c'est souvent l'étude et la comparaison des résultats d'autres gisements ,aussi nombreux que possible qui aident à aboutir à un choix valable . Il n'est pas simple d'obtenir des prix de revient d'exploitations existantes,mais il est peut être plus difficile encore de les interpréter.

Parmi les très nombreux facteurs qui interviennent pour modifier radicalement les conditions de travail,signalons spécialement:

- L'épaisseur de la couche diatomifère
- Examen des facilités d'exploitation
- L'étendue
- Les possibilités d'extension

Sont aussi des points essentiels à déterminer avant de prendre la décision finale d'établir une exploitation à l'endroit choisi. La qualité de la matière doit être examinée avec le plus grand soin , tant au point de vue de la pureté du minerai qu'au point de vue de sa densité apparente et de sa couleur./.

-----

—APPLICATION DE LA METHODE  
DE COMPARAISON POUR LE  
GISEMENT DE OUILIS —

3- APPLICATION DE LA METHODE DE COMPARAISON POUR LE GISEMENT  
DE KIESELGUHR DE OUILLIS  
=====

3-I Description générale du gisement:

a) Etude générale de la formation du gisement:

L'étude géologique du gisement de kieselguhr de OUILLIS est liée à la géologie du Sahel d'Oran et à celle du Bassin du Chelif . Le gisement de OUILLIS se localise dans la zone du Dahra et plus précisément dans la région de Cassaigne.

a1) Description régionale:

Tout le long de la côte méditerranéenne et parallèle à cette dernière, s'allongent les terrains néogènes subittoraux de l'Algérie occidentale, depuis la frontière Algéro-marocaine à l'ouest, jusqu'au méridien d'Alger.

D'Ouest en Est on distingue trois grandes unités géographiques:

- Bassin de la Tafna
- Bassin du Bas chelif
- Bassin du Moyen chelif

1) Bassin de la Tafna:

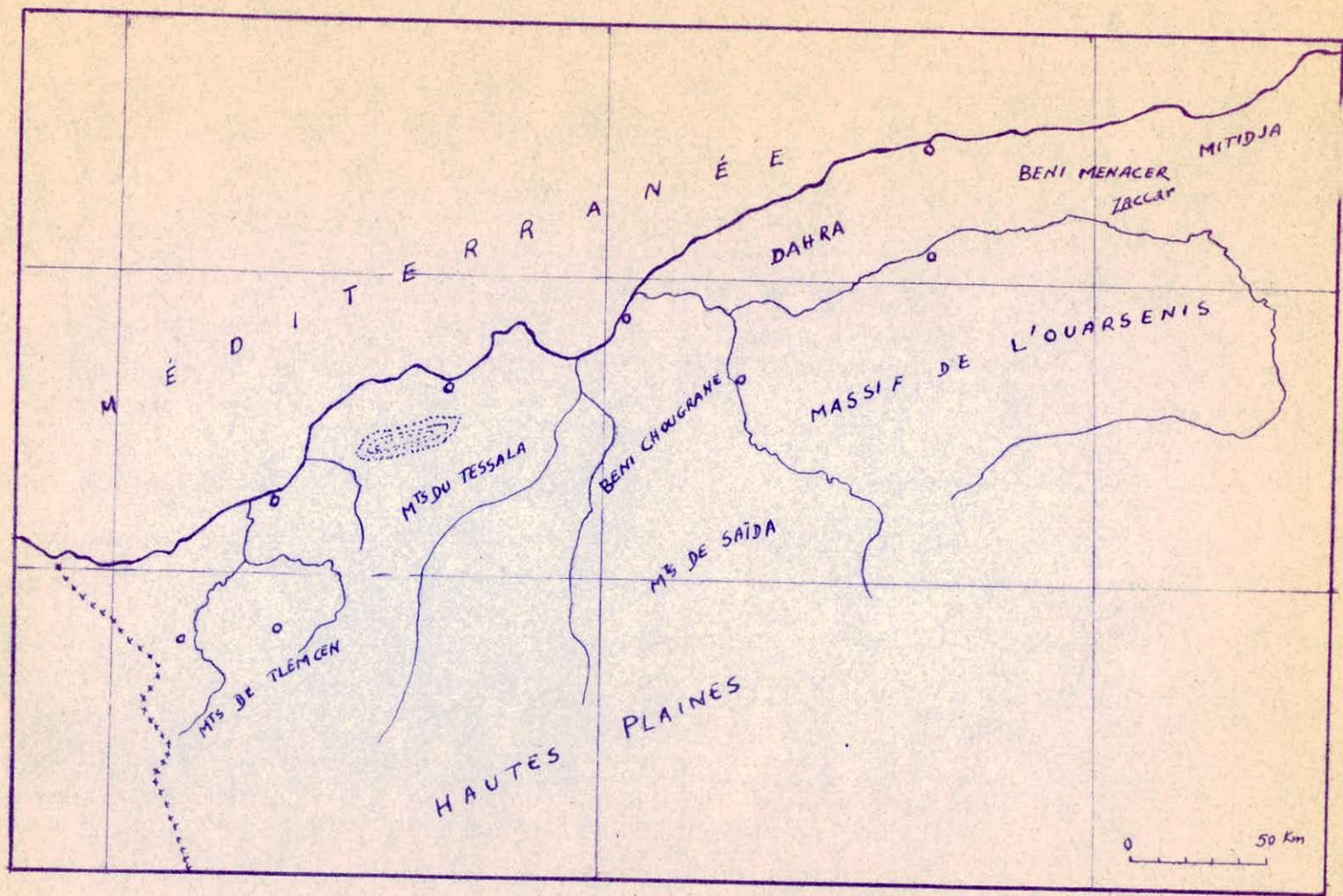
La Tafna est constituée par la plaine des Ghossels, entourée de massifs bordiers, tels qu'au Sud les Monts de Tlemcen et les Monts de Trara, et au Nord la chaîne du Tessela.

Dans le bassin miocène de la Tafna, on peut y distinguer deux zones principales :

- un domaine plissé au Nord
- un domaine tabulaire au Sud

2) Bassin du Bas chelif:

Ce bassin est caractérisé par une succession de plaines de plateaux peu élevés, s'étendant au pied d'un chapelet de massifs crétacés.



— Esquisse géographique des bassins néogènes sublittoraux de l'Algérie occidentale. —

Les monts du Tessela ,des Ouled Ali,des Beni Chougrane et de l'ouarsenis forment l'ossature de la bordure sud du bassin. Dans sa partie orientale ,le bassin du bas-chéelif est séparé de la mer par la chaîne du Dahra et les massifs des Beni Menacer. Le Dahra forme une barrière de 70 km de longueur ,s'étageant entre 500 et 700 m d'altitude moyenne.

On pouvait concevoir une certaine continuité structurale entre les massifs du Dahra et de l'ouarsenis suivant une zone de plissements qui partage,assez nettement,le bassin des deux ensembles distincts.

- La partie occidentale:

Limitée au nord ouest,du point de vue structural,par l'alignement des horsts du littoral oranais.

- La partie orientale:

Elle forme un étroit sillon subsident,limité par les massifs du Dahra et de l'Ouarsenis.

Du point de vue hydrographie:

Le chéelif commande toute l'hydrographie de la partie orientale de ce bassin.Il draine la gouttière synclinale qui sépare les massifs du Dahra de l'Ouarsenis.

A partir de son confluent de la Mina,le chéelif traverse l'extrémité plissée du Dahra,suivant une cluse creusée depuis le Pleistocène.Le cours qui était conséquent sur le plateau calabrien se serait ensuite surimposé au fur et à mesure de la remontée du plateau pendant le quaternaire.

3) Bassin du moyen-chéelif:

Au nord le bassin du moyen chéelif est bordé par le Zaccar et l'atlas blidéen,et au sud par le prolongement du massif de l'Ouarsenis.Au sud il est coupé par le Djebel Goutas qui le divise en deux bassins hydrographiques.

Le bassin du moyen chéelif comprend donc deux régions différentes:

-une région légèrement plissée ,ayant un relief accusé au nord ouest.

-une région tabulaire au sud est ,correspondant à des dépôts sableux peu épais.

Après cette étude du cadre géographique de ces différentes unités, nous passerons à l'étude stratigraphique, c'est à dire à leur formation.

### STRATIGRAPHIE:

La variation de la macrofaune et de la microfaune nous amène à distinguer deux grands cycles sédimentaires: le cycle miocène et le cycle pliocène.

Le cycle miocène se subdivise en deux étages: le miocène inférieur et le miocène supérieur, qui sont séparés sur les bordures du bassin par une régression et une transgression parfois associées à une discordance angulaire. Les macrofaunes et les microfaunes du 1er étage permettent de l'assimiler au Burdigalien; quant au 2ème étage il existe un parallélisme avec le Vindoborien. Dans la partie terminale du miocène que nous appelons "étage sahélic", revêt une certaine individualité dans le bassin du bas chéelif avec le dépôt<sup>vi</sup> des tripolis et des gypses.

Le cycle Pliocène ,représente dans le bassin du bas chéelif, un cycle sédimentaire complet, débutant par une transgression sur les séries gypseuses de la fin du Miocène, pour se terminer par la régression "astienne".

Le cycle pliocène comprend:

- Le pliocène marin
- Le pliocène continental

### Le cycle miocène:

Le miocène de ces bassins sublittoraux forme un

cycle sédimentaire, qui se divise en deux ensembles que nous avons appelés: Miocène inférieur, et Miocène supérieur.

Dans la partie centrale des bassins, la sédimentation forme un cycle régulier durant le miocène, par contre dans la partie marginale, là où les mouvements orogéniques se sont manifestés, on distingue des discordances et des transgressions plus au moins importantes.

#### A) Miocène inférieur:

Sur les différents termes de la série stratigraphique, ce miocène inférieur est transgressif, et il est caractérisé par une vaste transgression prenant en écharpe tout le domaine algérien.

Ce miocène inférieur voit l'éclosion d'un certain nombre d'espèces nouvelles dont un grand nombre se continue jusqu'à l'époque actuelle. Au point de vue macropaléontologique; le miocène inférieur est caractérisé par une faune littorale. Les principaux gisements fossilifères se rencontrent dans les formations gréseuses de la base de l'étage, notamment dans les gorges de Ténés, près de OUILIS, et du pont du chélib.

#### -Caractéristiques lithologiques:

Ce miocène inférieur est représenté par une épaisse série de marnes bleues, pouvant atteindre plusieurs milliers de mètres d'épaisseur. A l'affleurement, et notamment dans le domaine du Dahra, le miocène inférieur se caractérise par l'abondance des produits d'altération et de démantèlement des terrains antérieurs, nummulitiques et surtout crétacés, avec lesquels il forme d'importantes masses de conglomérats.

Entre les facies argileux du centre du bassin ou de la fin de l'étage, et les facies détritiques que nous avons cités précédé-

ment, se développent des argiles vesicolores, plus au moins sableuses, où l'on rencontre fréquemment des lentilles ou des veines de gypse.

Caractéristiques minéralogiques:

L'analyse physico-chimique des marnes bleues, a donné les résultats suivants:

-Carbonate de calcium	10 à 20 %
-Dolomite	2 à 4 %
-Quartz	20 à 30 %
-Argile	50 à 70 %

L'analyse aux rayons X laisse révéler des proportions assez variables d'Illite et de Kaolinite, accompagnées de traces de chlorite, associations caractéristiques des marnes bleues marines.

-Le miocène inférieur du bassin du bas chélif:

Dans la bordure du Dahra, la série miocène, qui repose en discordance sur les schistes crétacés et des brèches à ciment rouge débute par des niveaux détritiques de base, d'une trentaine de mètres d'épaisseur, formés de conglomérats, de sables à galets et de calcaires gréseux et bréchiques.

Après une interruption marquée par un promontoire du crétacé du Dahra, le miocène inférieur réapparaît plus à l'ouest dans la région de Paul Robert, où il forme toute l'aire anticlinale de la plaine du Gri.

Dans la partie occidentale du Dahra, on observe des niveaux de **Cinériles blanches** riches en cristaux de quartz et de hornblende donnant pour décomposition une bentonite plus au moins pure.

Dans la bordure de l'Ouarsenis :

Le miocène inférieur affleure largement sur plus de 100km tout le long du massif de l'Ouarsenis, où il forme la bordure sud-est du bassin du bas chélif.

Dans cette partie, du point de vue stratigraphique, le miocène inférieur comprend trois grands ensembles:

- une série conglomératique à la base
- une série marneuse intermédiaire
- une série sableuse et conglomératique au sommet.

-Le miocène inférieur dans le bassin de la Tafna:

Le miocène inférieur est formé principalement d'une épaisse série de marnes bleues à intercalations gréseuses.

A Honaïne on a la coupe suivante:

-à la base, un poudingue à ciment siliceux, de 30 m d'épaisseur.

-au-dessus, un grès argileux, de couleur foncé, devenant plus marneux vers la partie supérieure et passant progressivement à des marnes grises schisteuses. Cet ensemble a une épaisseur de 100 m environ. Sur la bordure sud du bassin de la Tafna le miocène inférieur affleure le long du massif jurassique.

Près de Sidi Medjahed, il débute par des assises de poudingues très dur, à ciment calcaire, passant progressivement vers le haut à des formations gréseuses puis à une série marneuse à intercalations sableuses. La microfaune, représentée par les mêmes associations, indique un faciès néritique, encore relativement profond.

Vers l'est, le miocène inférieur forme une large bande affleurant le long de la vallée de l'oued Isser et de sa rive droite; jusqu'aux environs de Lamoricière. Le faciès devient de plus en plus saumâtre avec des intercalations lacustres sur la bordure Sud. Plus à l'est encore, dans la région de Chanzy au sud de Sidi-Bel Abbés, le miocène est représenté par des argiles ligniteuses, à intercalations de calcaires noirâtres.

Vers l'ouest, sur la rive gauche de la Tafna, la partie supérieure

de la série des Seba Chioukh est envahie par des facies saumâtres et subcontinentaux. Au Djebel Adjdir, on voit les marnes gris verdâtres passer latéralement, sur quelques centaines de mètres, à des limons rubéfiés.

- Le miocène inférieur du bassin du moyen Chelif:

a) Formation de base:

Dans le bassin du moyen chelif, le miocène inférieur débute par des formations de base présentant différents facies suivant les points de la bordure du bassin, mais toujours discordantes sur le substratum.

En allant d'ouest en est on rencontre les principaux facies suivants :

-Des poudingues à éléments bien roulés, de taille parfois considérable presque entièrement empruntés à l'allien et aux grés quartzitiques numidiens :

-des galets cimentés par un grés silicieux très grossier.

-de minces lits de marnes détritiques et de brèches de marnes crétacées s'intécalant en quelques points de ce conglomérat.

Les poudingues diminuent d'importance d'ouest en est et passent souvent latéralement à des grés fossilifères, et un large affleurement de calcaire sombre à Polypiers et à Lamellibranches teinté d'oxyde de fer, apparaît près d'Adélia le long du massif crétacé. Enfin les marnes fossilifères semblent former les niveaux de base en certains endroits, notamment dans la vallée de l'oued Elhammen, au sud ouest de Hamman, et au nord de Bou Medfa.

b) Série marneuse:

Dans la partie nord-est du bassin, les marnes dures sont entrecoupées de minces bancs de grés fins, argileux feuilletés, renfermant parfois des empreintes végétales.

Sur la bordure sud, et précisément dans la région de Matmatas, on a la succession suivante:

- à la base, couches saumâtres avec niveaux de grés rouges et d'argiles roses.

- au-dessus, une alternance de masses, de grés plus au moins fins, friables ou consolidés, en bancs d'épaisseur variable, présentant une assez grande puissance.

#### B) Le Miocène supérieur:

##### Caractéristiques paléontologiques:

Du point de vue macropaléontologique on peut distinguer, comme au miocène inférieur, une faune de faciés vaseux, très pauvre, à Pleurotomes et à Ptéropodes, et une faune de faciés sableux, beaucoup plus riches.

L'évolution particulière du bassin du bas-chélif au cours du miocène supérieur se traduit, au point de vue stratigraphique, par une sédimentation continue qui se prolonge jusqu'à la fin du cycle miocène. La mer à Tripolis, par exemple, représente le maximum de la transgression dans les domaines classiques de la Méditerranée.

Ce miocène supérieur est représenté par des faciés très divers: marnes bleues, sables, calcaires, diatomite, gypse, etc..., dont quelques uns ont une certaine valeur stratigraphique.

Nous représentons successivement les trois grands ensembles du miocène supérieur qui se superposent au point de vue stratigraphique, et que l'on peut schématiser comme suit:

- Les formations de base,
- Les formations médianes,
- Les dépôts de la mer à Tripolis et des lagunes des gypses de la fin du miocène, ou formations terminales.

A. Les formations de base:

Nous examinerons successivement les modalités de la sédimentation continue des zones axiales des bassins , puis les principaux faciés de transgression de ses marges, et enfin les importants dépôts continentaux qui s'accumulent durant toute cette période dans les régions occidentales.

L'étude de l'évolution des faunes, qui permet de mettre en évidence les signes d'une régression dans les aires où la sédimentation est continue, montre une diminution très sensible des espèces néritiques et planctoniques et l'invasion de faunes littorales à influences saumâtres.

Bordure du Dahra:

Au sud-ouest, les niveaux de transgression du miocène supérieur revêtent une grande diversité de faciés correspondant au déplacement dans le temps des faciés transgressifs de base, au fur et à mesure de l'immersion du Dahra.

Au sud et à l'est du pourtour de la plaine du Gri, les formations de base affleurent et elles sont représentées par une mollasse à glauconie ou par de simples niveaux de marnes micacées glauconieuses.

Au nord et à l'ouest , vers la bordure du bassin, se développent des calcaires à algues et des grés calcaires , localement conglomératiques. Ces horizons qui peuvent atteindre une vingtaine de mètres , sont généralement très fossilifères.

Sur la marge occidentale du Dahra, la mer Vindoboniéenne transgresse rapidement les formations continentales du miocène inférieur et les terrains plissés antérieurs. Des niveaux gréseux et glauconieux, localement calcaires, accompagnent l'avancée des rivages. Des lentilles conglomératiques soulignent le voisinage

de reliefs voisins en voie de démantèlement .

Sur la bordure des Beni-Chougrane, la mer Vëndoboniéenne transgresse les formations rouges de miocène inférieur ou les terrains crétacés, comme sur le massif du Dahra. D'épaisses séries sableuses, déposées sous une faible tranche d'eau ou temporairement <sup>é</sup>mérgées, esquissent l'avancée des plages dans cette région.

Cette première étape du miocène supérieur correspond à un point d'inflexion de l'évolution des bassins miocènes du chéelif. Elle marque la fin d'une période d'intense subsidence, jouant le long de grandes fléxures bordières, et elle est le premier signe de sénilité d'un bassin intramontagneux, assimilable jusque-là à une sorte de tectogène.

#### -Formations médianes:

Ces formations médianes se manifestent par les dépôts de la première partie du miocène supérieur, antérieurs à l'établissement de la mer à tripolis.

Du point de vue lithologie, les marnes bleues du miocène supérieur contiennent en moyenne 15 à 25 % de carbonate de calcium.

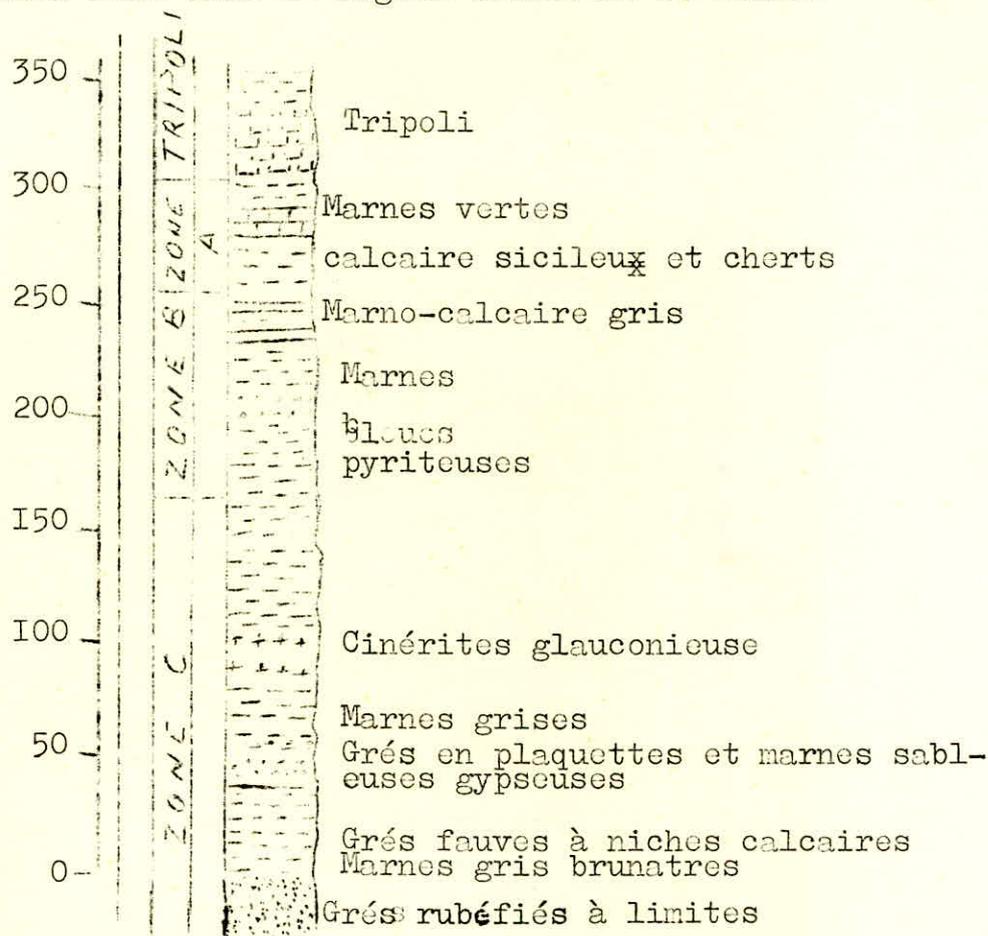
Le pourcentage de résidu insoluble, essentiellement formé de fin quartz détritiques important à la base de l'étage, où il peut atteindre 15 à 20 %, diminue régulièrement par la suite.

Les cinérites déjà présentes au miocène inférieur prennent une certaine importance au sein des formations médianes.

Au point de vue minéralogique, ces cinérites sont constituées par une poussière de verre volcanique, plus au moins riche en feldspaths et en biotite.

La coupe du Djebel Meni nous permettra de schématiser ces formations médianes.

Coupe du Djebel Meni dans la région orientale du Dahra:



Au Djebel Meni, les marnes bleues du miocène supérieur, qui reposent sur les grés de base de ce miocène, présentent la coupe suivante:

-Les 100 premiers mètres à partir de la base correspondent encore à la zone C qui apparaît sous un faciés néritique littoral; on y voit deux niveaux de cinérites; l'un de 5 m d'épaisseur s'intercale au tiers inférieur de cette série marneuse, l'autre, beaucoup moins net une cinquantaine de mètres plus hauts;

-La zone B est représentée par des marnes bleues

-La zone A a une puissance de 45 m, est formée également de marnes bleues, dont la microfaune enregistre un retour à des conditions plus littorales.

On remarque donc que les marnes bleues du miocène supérieur forment une large bande sur la bordure méridionale du Dahra, depuis

la zone du Djebel Meni à l'ouest , jusqu'aux environs de Renault et de Paul Robert , vers le nord-ouest.

Cette série s'amincit considérablement vers le nord . Dans la région de Bosquet , les formations médianes se réduisent à quelques dizaines ou même quelques mètres d'épaisseur , et reposent en discordance angulaire directement sur le crétacé.

Nous pouvons en tirer une conclusion de cette partie, c'est que le miocène supérieur se trouve dans les deux bassins du moyen-Chélif et du bas-Chélif. La première partie du miocène supérieur , que nous venons d'examiner, est caractérisée par le dépôt de marnes bleues assez semblables à celles du miocène inférieur.

Par suite d'un lent affaissement des massifs bordiers et particulièrement des massifs du Dahra et des Beni Chougrane-Tessala, la mer amorce une transgression progressive déplaçant lentement les lignes de rivage . Cette atténuation des fléxures bordières semble s'accompagner, spécialement dans la partie occidentale du bassin, de phénomènes de distensions tectoniques qui auraient pu faciliter le déclenchement de phénomènes volcaniques et la montée des horsts du littoral oranais.

Le paysage sédimentaire et océanographique prépare ainsi le cadre de la mer à tripolis.

#### - Les formations terminales:

Le miocène supérieur se termine , dans le bassin du bas-Chélif, par des séries , représentées en grande partie par des dépôts de tripolis et de gypse. Ces faciés s'étendent sur la plus grande partie du bassin et présentent une certaine valeur stratigraphique.

#### Lithologie de ces formations:

Du point de vue lithologique, les "tripolis" sont représentés par des alternances de couches très pures de tripolis blancs et de

et de marnes bleues, des cinérites, à grain très fin, des calcaires siliceux, des silex, des limons et des calcaires sonstruits apparaissent également, finement intéstratifiés dans cet ensemble.

Les diatomites sont des formations tendres, d'un blanc éclatant, douces au toucher, constituées par une poudre de frustules et de fragments de diatomées plus au moins pure.

Le tripoli ou terre d'infusoires, est marqué dans le sahélan par un horizon constant, où la silice provenant des petits organismes végétaux et animaux (diatomées radiolaires, spongiaires) emprisonne de l'air; d'où une explication de la grande légèreté de la roche.

Les analyses montrent, en outre, de faibles proportions de chaux, de fer, d'alumine, de magnésie.

Quant à la série des "gypses" elle est représentée par des couches de gypse bien développées dans la partie inférieure, diminuant progressivement vers la partie supérieure de la série, et par des marnes grises, plus au moins gypseuses.

#### Les formations terminales du Dahra:

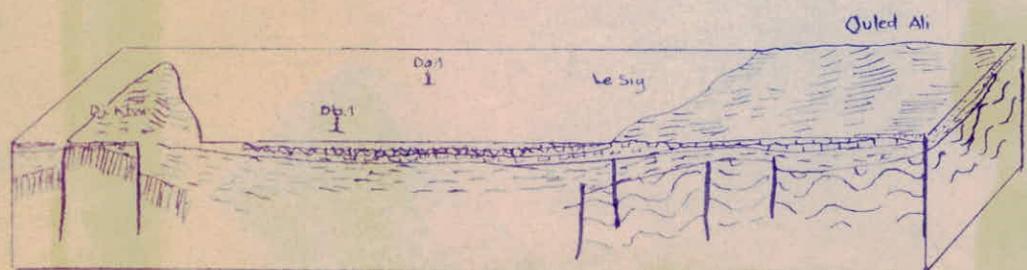
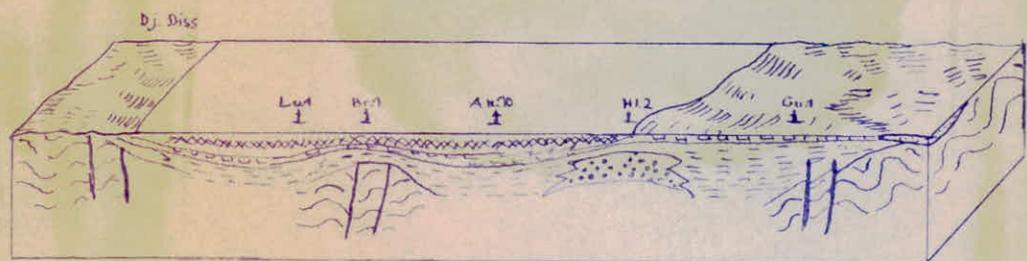
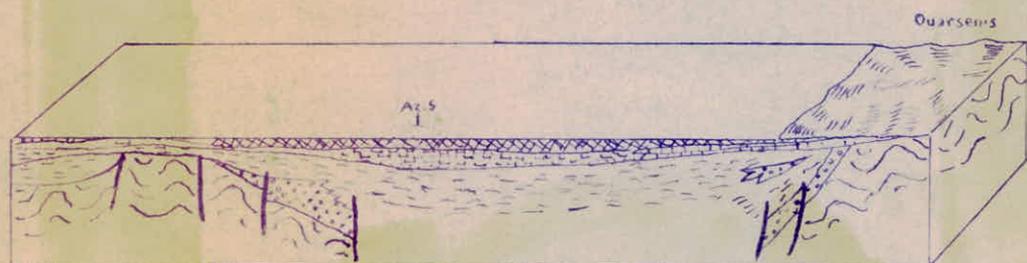
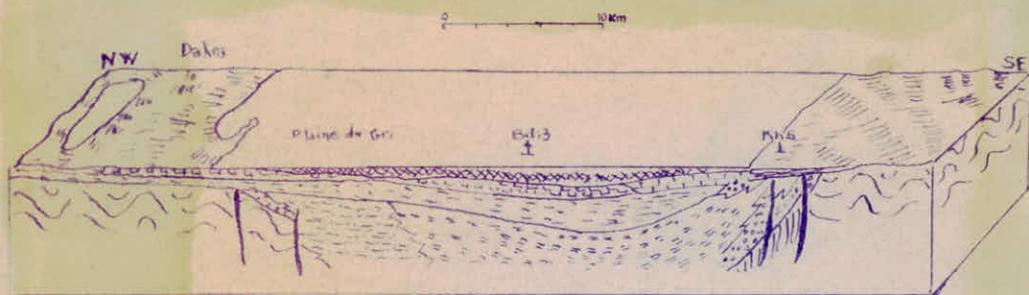
Dans le Dahra, la série des tripolis se différencie assez nettement en deux ensembles. Les bancs de tripolis, souvent massifs, entrecoupés de passées de marnes calcaires, forment la partie inférieure, tandis que la partie supérieure est généralement argileuse et s'enrichit de quelques intercalations gypseuses.

La coupe du Djebel Meni montre bien cette succession:

- à la base, on trouve une alternance de marnes bleues, de calcaires siliceux et de "cherts".

- au dessus, vient un ensemble de tripolis séparé de lits de marnes bleuâtres friables, surmonté de bancs de tripolis endurés, silicifiés en plaques, entrecoupés de marnes verdâtres et d'un

# COUPES PALEOGEOLOGIQUES AU COURS DU DEPOT DES GYPSES

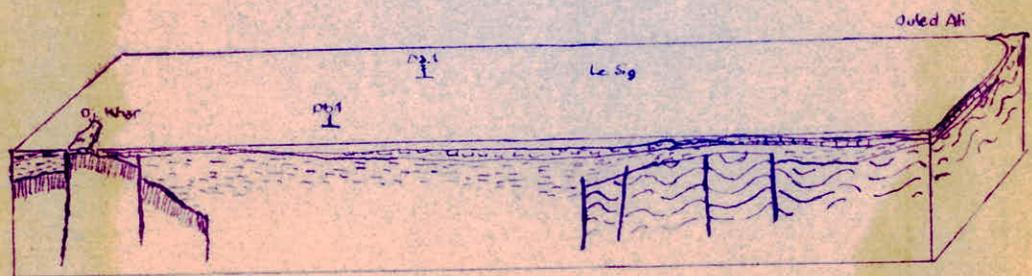
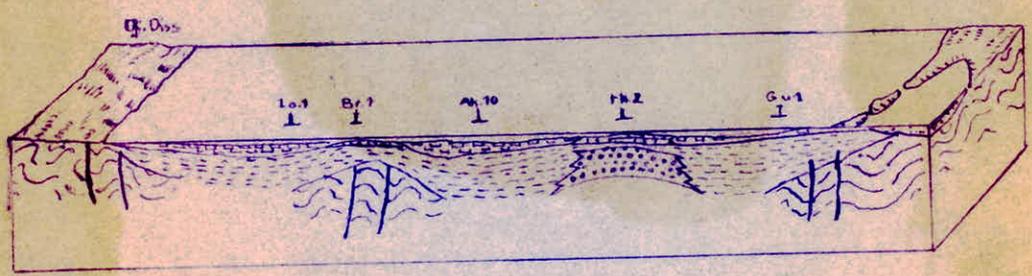
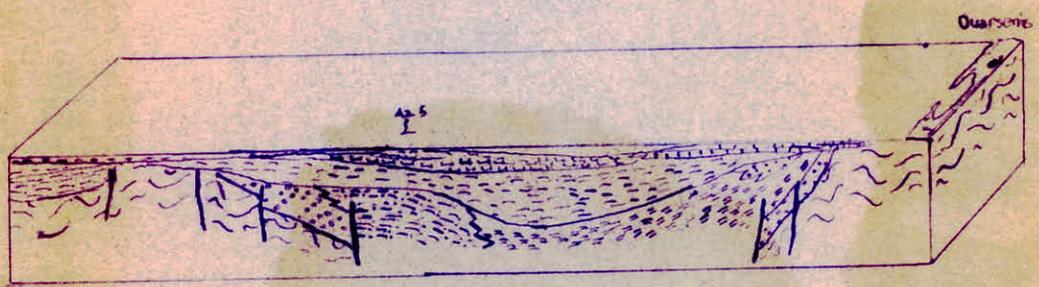
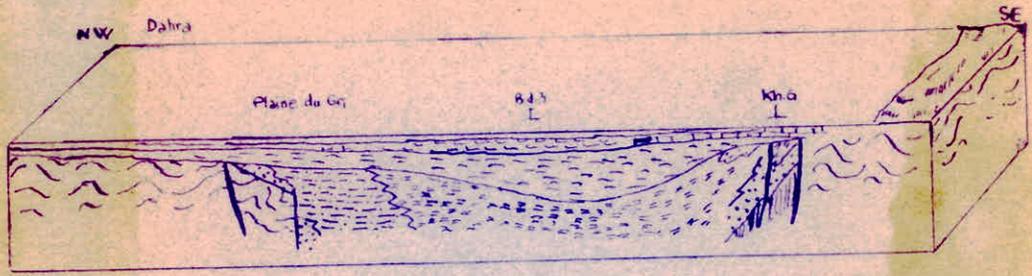


1850

ESSEX COUNTY  
ATLAS

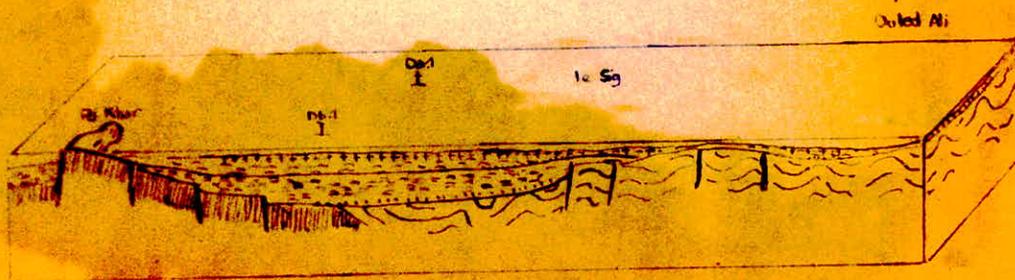
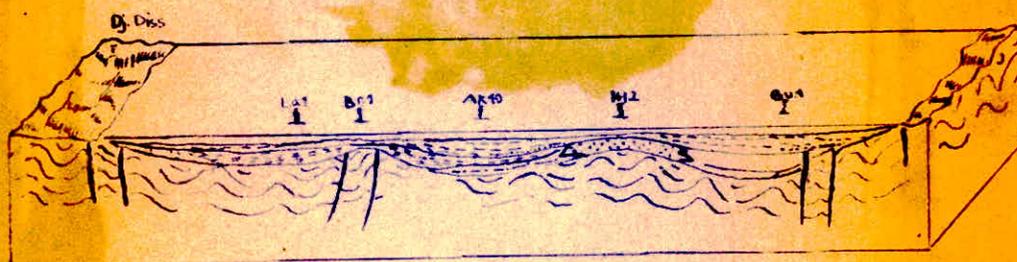
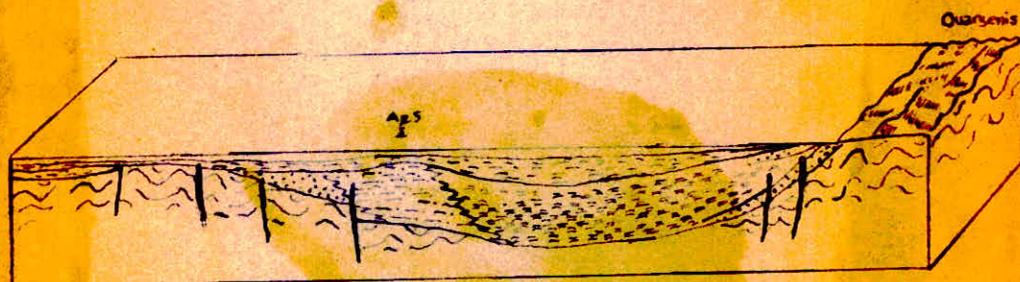
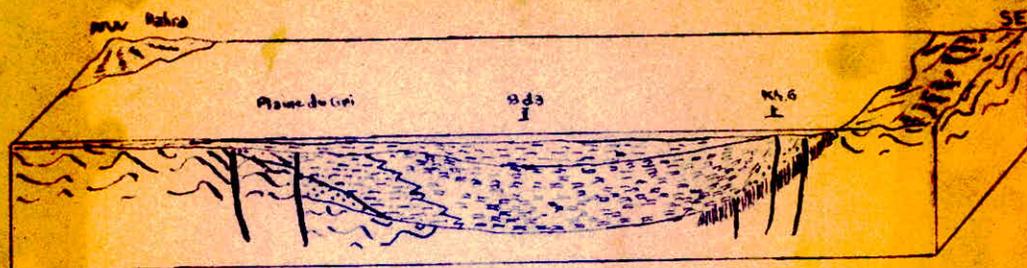
1850

# COUPES PALEOGEOLOGIQUES AU COURS DU DEPOT DES TRIPOLIS



# COUPES PALEOGEOLOGIQUES AU COURS DU DEPOSIT DES MARNES BLEUES

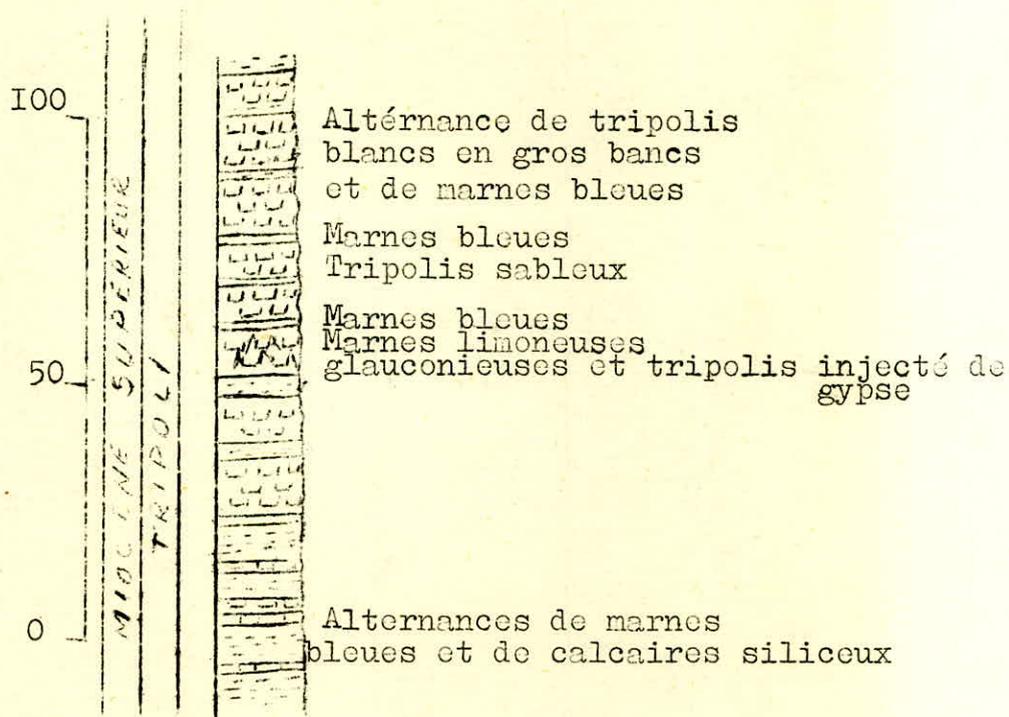
0 ————— 10 km



banc de marno-calcaire brunâtre à cassure conchoidale.

- des marnes glauconieuses ,altérnent avec des bancs de tripolis injectés de gypse.

-La série des tripolis s'achève par des bancs massifs de tripolis séparés par des marnes bleues.

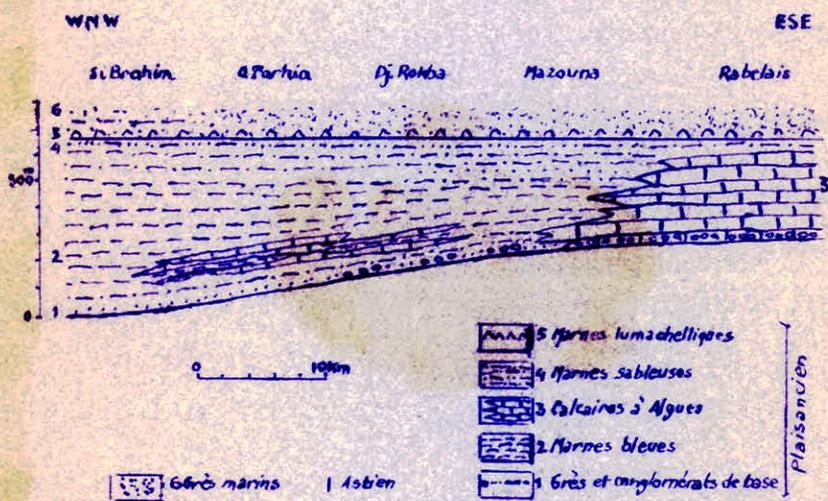


Avant de placer le gisement dans cet ensemble que nous venons d'étudier ,nous pensons qu'il est intéressant de brosser une partie sur le pliocène du bassin du bas Chéelif.

Comme on l'a déjà signalé dans la partie précédente ,nous distinguons dans ce cycle pliocène deux sous ensembles:

- Le pliocène marin
- Le pliocène continental.

Schema stratigraphique du Pliocène  
sur la bordure SE du Massif du DAHRA.



### Le pliocène marin:

En étudiant la géologie du Dahra, on remarque que dans cette partie le cycle pliocène débute soit par un conglomérat à galet de gypse soit par un niveau de quelques mètres de grés peu consolidés et de sable grossier glauconieux reposant en transgression sur les couches à tripolis du miocène supérieur. A cet effet nous avons pu reproduire une coupe du Dahra, dans laquelle la partie supérieure du Plaisancien est représentée par des marnes bleues devenant limoneuses et sableuses à l'approche des grés astiens. Ces derniers qui succèdent en continuité complète de sédimentation et en concordance stratigraphique débutent par un horizon fossilifère. Ce niveau est souligné par un ensemble d'une vingtaine de mètres de calcium très durs, parfois ferrugineux à lithothaminiées. Au dessus les faciés deviennent purement gréseux.

### Le pliocène continental:

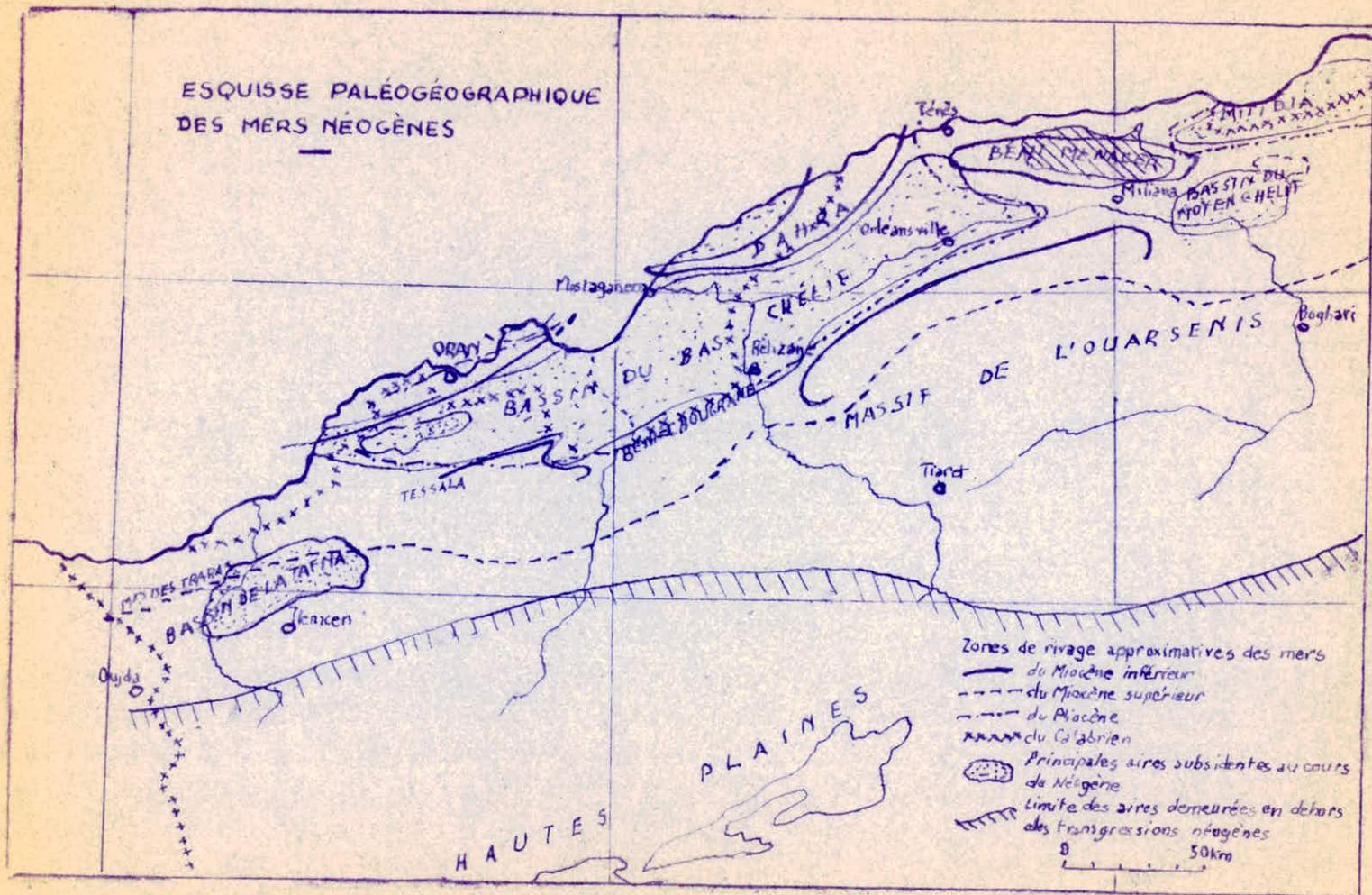
Le pliocène continental est représenté, dans la région du Dahra par des sables gris et roux, d'une cinquantaine de mètres d'épaisseur. Des passées conglomératiques apparaissent fréquemment.

Le cycle pliocène se termine d'une façon régulière par une sédimentation sableuse néritique et littorale, évoluant progressivement vers une sédimentation lacustre ou éolienne et continentale.

Les marnes bleues se chargent peu à peu de sable, puis la reprise de l'érosion s'accroissant sur les aires émergées, une abondante phase détritique active le comblement du bassin et entraîne son émergence complète.

Après ces traits généraux que nous venons de citer, nous essaierons d'étudier le gisement du OUILIS.

ESQUISSE PALÉOGÉOGRAPHIQUE  
DES MERS NÉOGÈNES



Place du gisement de OUIILLIS dans l'ensemble des bassins néogènes

a) Localisation géographique:

Le gisement de OUIILLIS se situe à l'ouest du Territoire National ,et à 34 km au nord est de Mostaganem.

On peut accéder à OUIILLIS par la route départementale 24.

Au point de vue des limites communales ,ce gisement fait partie de la commune d'ELhadjadj.

b) Localisation géologique:

Le gisement de OUIILLIS est une partie intégrante de la bordure occidentale du Dahra.Ce gisement d'après l'étude géologique précédente est essentiellement un dépôt marin.

Caractères distinctifs des dépôts marins:

La distinction du caractère marin ou non marin est une chose importante et plus difficile qu'elle ne paraît à première vue.

Les fossiles restent le meilleur critère ,même ils doivent être utilisés avec discernement.Des organismes continentaux peuvent être entraînés par les fleuves en mer et s'y déposer .Les plantes terrestres en particulier peuvent être transportées très loin en mer et s'y déposer à de grandes profondeurs.Inversement ,des fossiles marins peuvent être remaniés dans des formations continentales .Dans ce cas ,les mélanges de faunes et l'état remanié des coquilles doivent permettre d'éviter une erreur sur la détermination de la nature du milieu.

Classification:

Deux genres de classification des roches sédimentaires peuvent se présentés à nous:

1) La classification descriptive

## 2) La classification génétique

Nous essayerons d'établir une classification génétique, car elle a un caractère ayant trait à l'origine des roches, à leurs modes de formation, de transport et de dépôt.

Dans le gisement de OUILIS les formations terminales de tripolis et de gypse se concrétisent.

Dans cette région, ces formations se présentent en bancs d'une épaisseur variable de 0,25 à 1 m, souvent feuilletés. Elles renferment une riche faune de poissons.

Des bancs siliceux, durs et denses, s'intercalent fréquemment dans cette série; ce sont, soit du calcaire siliceux, plus au moins argileux, soit des silex en rognons ou formant de véritables bancs de silice.

Les marnes, grises ou blanchâtres, parfois d'aspect crayeux, sont en général très riches en foraminifères, et particulièrement en radiolaires et en diatomées; elles renferment parfois de fins tests de mollusques ou de gastropodes, des spicules d'éponges et des restes de plantes.

### La série des gypses:

Elle est représentée par des couches de gypse bien développée dans la partie inférieure, diminuant progressivement vers la partie supérieure de la série, et par des marnes grises plus au moins gypseuses.

### Marques à la surface des bancs:

Des marques peuvent s'observer sur la surface des bancs/

#### - Marques organiques:

Les pistes laissées par des organismes sont les plus intéressants. Certaines de ces marques sont faciles à interpréter surtout si on a la chance de voir en connexion la trace et le

fossile qui l'a imprimé. Les organismes laissant des traces peuvent être divisés en rampants, marcheurs, nageurs. De nombreux organismes vivent sur un plan horizontal ; l'interface eau-sédiment et y cherchent sans cesse leur nourriture en laissant des pistes.

Nous pouvons aboutir à la classification suivante des roches siliceuses d'origine organique :

Termes de passages aux grés	Termes de passages vers les roches organiques	Roches organiques
Grés à spicules	Gaizes à spicules	Spongolithes
- à radiolaires	- à radiolaires	Radiolarites
- à diatomées	- à diatomées	Lydiénne
		Phtaintes
		Diatonites

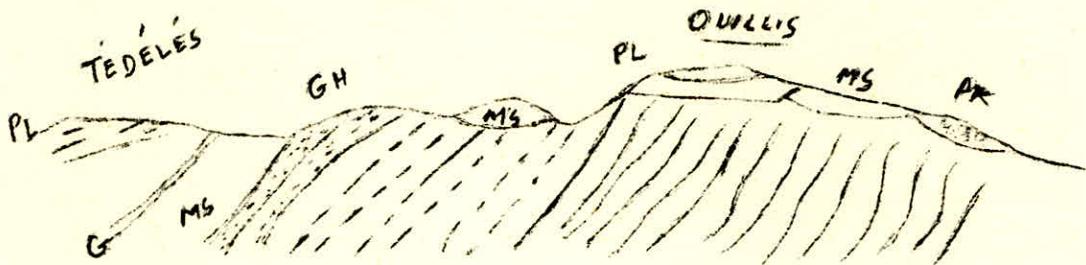
Il ya des passages entre les roches détritiques et les roches siliceuses formées presque uniquement de débris d'organismes siliceux, spicules, d'éponges, radiolaires, diatomées.

Dans la carrière de OUILLEIS, la série des tripolis passe vers le sommet à des marnes grises à fines intercalations gypseuses, de la série des gypses. De très spectaculaires phénomènes de "Slumpings" apparaissent au niveau même de la carrière, ce "Slumpings" affecte soit les niveaux de tripolis, soit les fins limons interstratifiés dans cette série.

Ces couches de tripolis sont variables, l'épaisseur totale varie de 10 à 20 m; ces couches comme l'affirment certains géologues semblent se prolonger sous la mer, et ceci est prouvé par la structure du minerai d'Espagne, qui examiné au microscope fait apparaître des diatomées semblables à celles de la région d'Oran, cette

hypothèse est encore maintenue. Ces couches de diatomées marines sont constituées par une roche très riche en silice, dans la carrière, on peut remarquer que certains bancs sont d'une pureté remarquable, ils alternent avec des bancs de grés et passent immédiatement sous le gypse, leur couleur varie généralement du blanc au gris.

Dans la région de OUIILLIS, le massif crétacé n'est plus indiqué que par quelques pointements de Danien dans les ravines profondes qui entament tout le plateau de OUIILLIS. Les terrains néogènes et surtout les grés et sables pliocènes se montrent très développés,



- G. gypse
  - M.S marnes
  - GH grés ou calcaire
  - MH marnes
  - PL Pliocène
  - PK poudingues
- } Sahélien
- } Helvetien

Sur la coupe de OUIILLIS à Ain Tédélés on observe en suivant la route qui relie ces deux villages ; en quittant Ain Tédélés, on peut voir au tournant de la route qui descend vers le Chélif, les bancs gréseux presque horizontaux reposant sur les marnes blanches. Plus bas le gypse se montre avec une épaisseur très faible à peine 7 à 8 mètres et repose sur des marnes blanches à

Dans la depression qui limite le plateau gréseux de OUILLES, on trouve sous les marnes à silex non plus les grès mais les marnes Hélivétiques reposant directement sur le danien inférieur.

Donc l'échelle stratigraphique est la suivante :

MIOCENE SU PERIEUR	( Formation terminales	Zone de Tripoli	gypse-T ripoli calcaire
	Formations médiales	Zone A Zone B	marnes calcaires marnes bleues
	Formation de base	C ou zone de passage	sables gris marnes

Les faciès sont les suivantes :

- grès
- marnes
- Tripoki (Kieselguhr)
- gypse.

Suivant la tectonique d'Oranie, le premier phénomène agissant sur des marnes rigides localisées, commande une tectonique de horts bien particulière, et limitée dans l'espace.

La transgressivité, concordance, continuité, et uniformité locale dans chaque zone va faciliter les recherches d'avenir des produits silicates.

#### I/ ESTIMATION DES RESERVES :

Nous pouvons assimiler la surface de la carrière à celle d'un rectangle dont la largeur serait de 100 m environ et la largeur de 300 m.

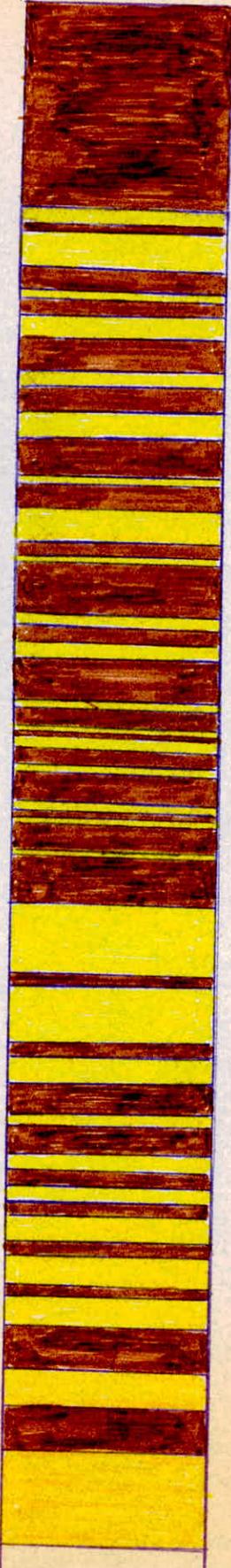
Comme on l'a déjà signalé dans le chapitre "exploitation actuelle de la carrière", la production se chiffre à 200T/mois ; dans notre avant projet nous prenons la décision d'augmenter cette production et de passer à une production qui peut atteindre 18000T/an, soit une production mensuelle de 1 500T/mois.

Le gisement ne présentant pas d'accident géologique, nous permettra de simplifier le problème d'exploitation.

Avant d'aborder le problème de l'exploitation de la carrière, nous pensons qu'il est préférable d'établir le calcul des réserves exploitables d'une part et le choix sur les machines de production d'une autre part. Donc en premier lieu nous essayerons de déterminer le volume de la carrière que l'on exploitera,

**GISEMENT de OULLIS**

coupe des terrains



echelle :  $\frac{1}{100}$

c'est à dire sa profondeur maximale et son contour extérieur. De rechercher, dans ce volume les meilleures conditions d'exploitations parmi celles-ci figure évidemment le matériel utilisé. Il n'est pas question de rechercher un matériel particulier, mais au contraire d'utiliser au maximum un matériel standard plus ou moins disponible et dont nous connaissons les possibilités, donc le matériel sera l'une des données.

CALCUL DES RESERVES :

Réserves certaines : Le contour ayant été assimilé à un rectangle nous pouvons calculer aisément les réserves exploitables.

$$R_c = L \times l \times h \times d$$

L = longueur

l = largeur

d = densité

h = puissance totale

Nous prenons une puissance moyenne de II m

$$R_c = 300 \times 100 \times II \times 0,85 = 280\ 500\ T$$

Réserves possibles : En annexant les régions des Mékalifs et de Boutalja la carrière aura les dimensions suivantes :

$$L = 1\ 500\ m$$

$$l = 300\ m$$

$$R_p = 500 \times 1\ 500 \times II \times 0,85 = 7\ 012\ 500\ T$$

Réserves exploitables :

$$R_{exp} = (R_c + Y_e \cdot R_p)(I - X_e)$$

$Y_e$  = coefficient de perte due aux stots de protection

$X_e$  = coefficient de perte due à l'exploitation.

Nous considérons que les pertes dues aux stots de protection seront de 20 %, et les pertes d'exploitations de 10%.

$$R_{exp} = (280\ 500 + 0,207 \cdot 7\ 012\ 500)(I - 0,1)$$

$$= (280\ 500 + 1\ 402\ 500)(0,9)$$

$$= 1\ 683\ 000 \times 0,9$$

$$= 1\ 514\ 700\ Tonnes$$

Le kieselguhr de CUILIS est remarquable à la fois par sa teneur élevée en  $SiO_2$  et l'absence de chaux.

CONCLUSION :

Cette étude géologique nous donne déjà une idée de la méthode d'exploitation du gisement. On remarque qu'il existe un lien entre cette partie géologique, et celle de l'exploitation.

### 3-2 ETAT ACTUEL DE L'EXPLOITATION

L'exploitation des gisements affleurants ou des gisements peu recouverts peut être faite dans des conditions économiques en carrière jusqu'à des profondeurs dépassant une soixantaine de mètres et pouvant atteindre dans certains cas 100 à 120 mètres.

Actuellement le gisement de OUILIS est exploité à ciel ouvert, Ce choix de la méthode d'exploitation à ciel ouvert du gisement de OUILIS a été fait par l'ancien exploitant. Le choix a été en fonction du matériel dont dispose l'exploitant, et aussi suivant les conditions économiques existantes.

#### -Aspect géologique de la carrière:

Dans la partie géologique de notre étude, on a signalé que le gît se trouve sous forme de couches intercalaires, qui sont variables, mais on remarque que la puissance de ces couches de kieselguhr augmente en profondeur, et celle de sterile diminue.

#### La carrière est divisée en trois parties:

- a) Front Ouest
  - b) Front Nord
  - c) Front Nord-Est (couches stratifiées et plissées)
- } dans l'ensemble une trentaine de couches superposées.

Mais on remarque que les couches favorables se trouvent à la base:

C'est ainsi qu'on distingue de bas en haut:

A) 3 couches favorables de 0,80m à 1,60m de hauteur chacune avec intercalaires d'argiles de 0,10m à 0,20m, et de silex dont la puissance varie de 0,40 à 1m.

B) Sur une hauteur de 12 mètres on distingue une couche de sterile (0,10m à 0,40m) et une couche de kieselguhr (0,10m à 0,30m) et ainsi de suite, sur toute cette hauteur.

C) Dans la partie supérieure les couches de kieselguhr et de stériles sont plus nombreuses et de puissance relativement faible.

#### TRAVAUX DE L'EXPLOITATION PROPREMENT DITE:

L'exploitation depuis longtemps est faite à ciel ouvert. On remarque que l'ancienne société a voulu faire une exploitation souterraine ; c'est ainsi que l'on peut voir à la base des fronts de la carrière, des galeries encore accessibles. Cette carrière qui vient de réouvrir ses portes emploie des ouvriers la plupart du temps manœuvres ordinaires qui procèdent par des moyens archaïques, à la découverte à l'aide de pelles et pioches, ainsi ils arrivent à faire une plate-forme qui leur permet d'exploiter minutieusement la couche de kieselguhr, puis dégagent le banc de stérile et exploitent la couche suivante, dégagent encore le nouveau banc de stérile et exploitent ainsi de suite les couches de kieselguhr, d'où une exploitation successive du minerai et du stérile. Ce travail artisanal présente certaines difficultés, car il s'agit d'un kieselguhr qui présente une grande diversité dans sa nature et dans son épaisseur. Car dans l'abatage et dans le transport les difficultés principales découlent des volumes à déplacer.

Il peut être nécessaire de rejeter aux déblais ou dans des stocks susceptibles d'être repris ultérieurement (questions liées à l'enrichissement de certains intercalaires, certaines couches sont de faible teneur en silice).

#### Chargement du stérile:

Les ouvriers déversent les stériles de haut vers le pied du gradin, c'est à dire que tout le long du gradin on voit sur une hauteur de 3 à 4 mètres environ et une largeur de 5 mètres, des

tas de steriles formant une chaîne et qui recouvrent presque les couches favorables de la base.

Pour procéder à une exploitation rationnelle , on sera obligé de reprendre ces steriles pour les évacuer plus loin. Ce chargement est assuré à l'aide de la pelle à main sur wagonnet.

Produits marchands:

Les produits marchands sont étalés sur une grande étendue qu'on appelle "aire de séchage", pour être classés suivant trois catégories et chargés à la pelle à main sur camion. Ce dernier assure le transport de la carrière à l'usine qui se trouve à Mostaganem non loin du port.

Le matériel utilisé pour faire ce travail, abatage chargement et transport se limite à 4 wagons, 20 pioches, 9 pelles, 3 brouettes.

Inventaire du matériel en possession de la carrière de OUILIS

- I pelle mécanique qui sert au remblai de découverture. Cette pelle est employée temporairement.
- I niveleuse mécanique qui permet de dégager les steriles qui se trouvent au pied du gradin.
- I camion Berliet(PTC 18000Kg) qui assure à la fois le transport du personnel , et celui des produits marchands, de l'usine de Mostaganem à la carrière.

- 200 pelles
- 200 pioches
- 100 fourches
- 20 wagonnets
- 200m de voie
- I compresseur
- 100 m de flexible
- 6 perforateurs

Signalons que la nature des steriles et du kieselguhr étant

tendre, l'exploitation ne nécessite pas l'utilisation des explosifs.

Traitement des produits:

Le kieselguhr est d'abord classé suivant trois choix, à la carrière même. Les catégories sont les suivantes:

1er choix a une teneur en silice  $\geq 90$

2ém choix a une teneur en silice  $85 \leq \text{SiO}_2 \leq 90$

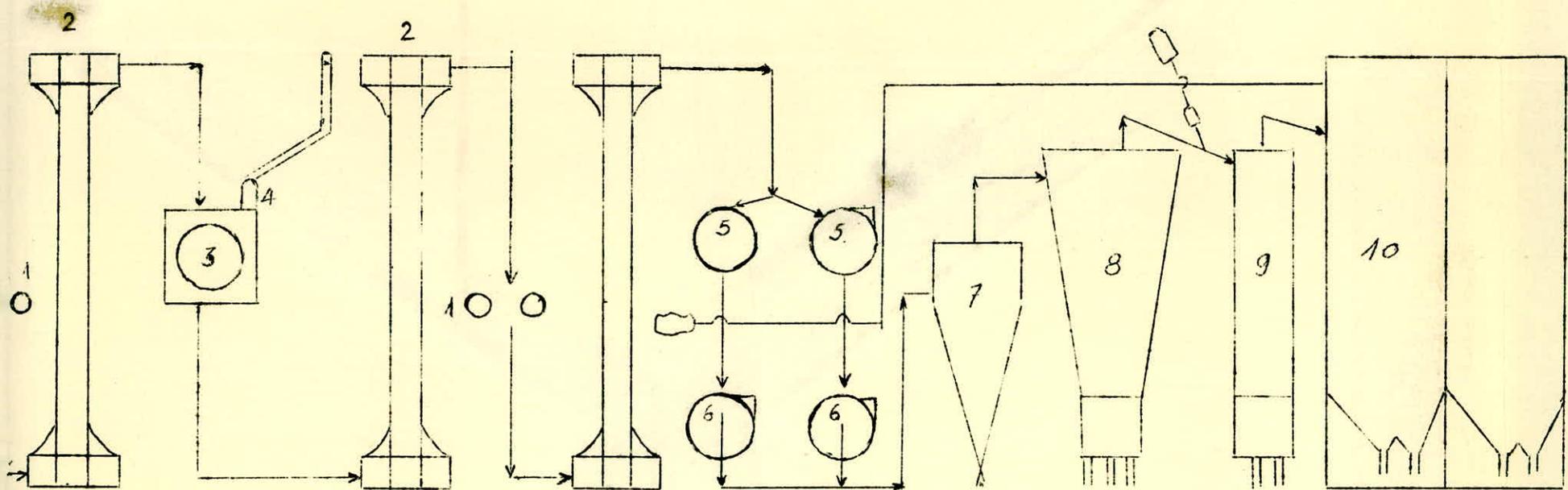
3ém choix a une teneur en silice  $81 \leq \text{SiO}_2 \leq 85$

Description de l'usine:

Les produits qui sont ramenés par camion sont stockés en A, B, C suivant la qualité ; de ces tremies jusqu'au concasseur à cylindres dentés; le transport de kieselguhr est assuré à l'aide d'une brouette. Le kieselguhr sortant du concasseur, est remonté au sécheur rotatif à l'aide d'un élévateur; le rôle essentiel de ce four c'est de sécher les produits. A la sortie du four les produits sont remontés par un deuxième élévateur, et ils sont reçus par un deuxième concasseur à cylindres dentés, à la sortie de ce concasseur les produits sont remontés par un élévateur jusqu'au broyeur tamiseur (qui est un broyeur à disques et à écartement variable). Ces produits broyés sont remontés par aspiration vers des réservoirs. On fait remarquer que toutes les poussières qui se produisent entre le broyeur L et les tremies des produits traités, se dirigent elles-mêmes vers une chambre par une conduite étanche construite en bois de 40cm x 30cm de section. Cette chambre est également étanche et n'est ouverte que tous les trois mois ou quatre mois pour récupérer ces poussières qui sont d'une qualité exceptionnelle.

But du traitement du kieselguhr:

En tant que matière, les couches à diatomées, ou terre à diatomées, ou kieselguhr ou encore diatomite, constituent



- ① - Concasseur à cylindres dentés
- 2 - Elevateur
- 3 - Secheur rotatif
- 4 - Ventilateur du secheur
- 5 - Broyeur tamiseur

- 6 - Ventilateur du broyeur
- 7 - Cyclone du selecteur
- 8 - Reservoir du produit Fin
- 9 - " " " Extra-Fin
- 10 - " " " Super Fin

dans l'état naturel où on les trouve en masse de couleur variant du blanc au gris, du brun au vert foncé, d'un poids spécifique extrêmement faible (2500 millions de cellules diatomées forment 1 cm<sup>3</sup>), elles sont d'autant plus denses qu'elles contiennent des proportions plus importantes de sable fin et de matières argileuses.

#### Analyse chimique

L'analyse chimique décèle que ce produit est constitué par 65 à 90 % de silice hydratée. Cette particularité est due aux carapaces de ces algues qui sont essentiellement siliceuses.

En dehors de la silice, le Kieselguhr est composé de quantités variables de carbonate de chaux, d'oxyde de fer, d'alumine, d'eau et de matières organiques.

Silice.....	87,70 %
Alumine.....	4,10
Sesquioxyde de fer.....	0,60
Chaux .....	0,50
Anhydride titanique.....	0,20
Perte au feu.....	5,15

#### Caractéristiques physiques :

##### a) densité absolue :

La densité absolue de la diatomite varie entre 1,9 et 2,3 analogue d'ailleurs à celle de l'opale qui forme une silice hydratée.

##### b) densité apparente :

La densité apparente constitue, dans beaucoup de cas un facteur également important qui est la détermination de la qualité (la densité apparente du Kieselguhr de Ouillis varie de 0,800 à 0,850).

##### c) Point de fusion :

Le point de fusion du Kieselguhr est généralement situé entre 1500° et 1600°. Le point de ramollissement est généralement voisin de 1100°C. Au delà de 870°C, la diatomite se transforme en trydimite et ensuite en cristobalite.

#### LES PHASES DU TRAITEMENT

Comme le Kieselguhr doit répondre à certaines exigences variantes selon l'emploi auquel il est destiné il faut distinguer plusieurs phases de traitements qui sont les suivantes :

- le broyage
- le tamissage
- mélange de Kieselguhr broyé et amiante
- la calcination qui permet d'éliminer les matières organiques, et par suite une augmentation de la porosité d'où une augmentation de la température limite d'utilisation.

-Activation au carbonate de soude:

cette activation au carbonate de soude permet d'éliminer les impuretés, tel que l'oxyde de fer et d'augmenter la porosité.

Après ces phases de traitements, les produits sont classés suivant trois catégories:

1ère catégorie:

-produit calciné simple ou calciné et activé

2ème catégorie:

-Produit broyé et sélectionné

3ème catégorie:

-produit broyé ou broyé et mélangé à l'amiante.

ORGANISATION de L'EXPLOITATION

Horaire: 7 H - 11 H

12 H - 16 H

8 heures/poste

-Travaux de decouverte:

8 ouvriers/Poste

La découverte du gisement se fait à l'aide de pelles et pioches.

Sur un panneau de 20 m de large et de puissance de 3 m l'avancement a été de 10m pour les travaux qui ont duré 3 mois.

Calcul du rendement par/poste/ouvrier:

nous considérons 25 jours ouvrables/mois

$$8 \times 25 = 200 \text{ H/P/mois}$$

pour 3 mois

$$200 \times 3 = 600 \text{ H/P/mois}$$

Volume déplacé

$$20 \times 10 \times 3 = 600 \text{ m}^3$$

Tonnage:  $600 \times 2,5 = 1500 \text{ Tonnes}$

Remarque: Nous avons considéré la densité en place, c'est pour cette raison que nous n'avons pas utilisé le coefficient de sonnement.

Rendement/ouvrier/poste:

$$\frac{1500}{600} = 2,5 \text{ T/H/Poste}$$

Chargement du stérile du mort terrain

engins utilisés:

a) Pelle mécanique: caractéristique de la pelle

Allis Chalmers

Type TL 12

Serie 2736

Poids total en charge 7365 Kg

Puissance 77 CV

Godet 1,3 m<sup>3</sup>

b) Camion Type berliet  
Poids total 11 T  
capacité de la benne 6 m<sup>3</sup>

Tonnage chargé par poste:  
 $2,5 \times 8 = 20 \text{ Tonnes}$

Volume déplacé par poste:

$$\frac{20}{2,5} = 8 \text{ m}^3/\text{Poste}$$

Le chargement du stérile se fait à la fin de chaque semaine.

.../.

PRINCIPE d'EXPLOITATION au Kieselguhr:

Exploitation sélective suivant la disposition des couches : -Nombre d'ouvriers qui travaillent au Kieselguhr:

Effectif: 22 ouvriers  
1 Chef  
1 Gardien  
24.

Répartition des ouvriers:

6 ouvriers au déblayage  
8 ouvriers pour l'extraction et transport  
8 ouvriers pour la découverte.

Chargement et transport du Kieselguhr.

Le chargement s'effectue par gravité, dans des wagonnets.

4 ouvriers sont affectés au chargement et transport. Le tonnage abattu et transporté est de 10 T/jour. Il est à signaler que la capacité des wagonnets est de  $3/4 \text{ m}^3$  et que la distance entre l'aire de séchage et le front est de 200m

Chargement -transport du stérile:

Le chargement du stérile se fait en même temps que celui du mort-terrain.

Le matériel utilisé est la pelle mécanique et le camion berliet.

Volume de stérile déplacé:

$$\frac{10}{0,85} = 12 \text{ m}^3$$

Volume total de stérile déplacé par jour

$$12 \text{ m}^3 * 8 = 20 \text{ m}^3$$

Remarque: Vu l'état actuel de la méthode d'exploitation et le matériel mis à sa disposition il nous est très difficile d'étudier d'une manière précise toutes les opérations d'exploitation.

ESSAI de Calcul du Prix de revient du Kieselguhr à la carrière de OUILIS:

Le prix de revient dans le cas de l'état actuel de l'exploitation ne pose pas de difficultés, car cette carrière emploie un matériel rudimentaire et un effectif réduit

Pour établir ce prix de revient nous avons essayé d'élaborer un tableau :

-en première étape nous allons calculer le taux d'amortissement.

Engins à considerer:

- Pelle mécanique
- Camion berliet
- voiture

La durée de vie est fixée à 5 ans, pour chaque engin.

Coût des engins:

Pelle mécanique	120.000 DA
Camion berliet	80.000 DA
Voiture	10.000 DA
	<u>210.000 DA.</u>

Amortissement annuel:

$$\frac{210000}{5} = 4,2 \cdot 10^4 \text{ DA/an.}$$

en considérant que la production annuelle est de 2500 T/an l'amortissement par tonne sera de:

$$\frac{4,210^4}{2500} = 16,8 \text{ DA}$$

PRODUCTION 200 T/mois

		Dépense par tonne
Energie électrique		
USINE	400 Kwh/mois 340 DA/mois	1,7 DA/T
Carburant	1600 DA/mois	8 DA/T
Lubrifiant		
Pièces de rechange	250 DA/mois	1,25DA/T
Fournitures diverses	2000 DA/mois	10 DA/T
Salaires	15000DA/mois	75 DA/T
Prime d'assurance	800 DA/mois	4 DA/T
Transport du personnel	1200DA/mois	1 DA/T
Frais divers	430 DA/mois	<u>2,15DA/T</u>
Prix de revient d'une tonne de Kieselguhr sortie-usine.		103,10 DA/T

enteant compte de l'amortissement le prix de revient de la tonne se chiffre à : 103,10 + 16,8 = 119,90 DA.

-----

33; INTRET DE L'EXPLOITATION DU GISEMENT de Kieselguhr  
en relation avec le marché Mondial et Algérien

a) Utilité industrielle du Kieselguhr:

Le Kieselguhr a de nombreux emplois et principalement pour la fabrication d'isolants **thermiques**, il est employé aussi comme matière filtrante notamment pour le raffinage du sucre. On l'ajoute au béton auquel on dit qu'il donne plus de plasticité. En moins grande quantité il est employé comme substance abrasive, et notamment pour le polissage des métaux; pour cette dernière utilisation sa valeur dépend de la dureté de la finesse et de l'uniformité du grain. On admet que certaines variétés formées dans l'eau douce ont une qualité supérieure parce que les particules sont relativement plus petites et plus dures. L'avantage du Kieselguhr pour le polissage résulte non seulement de ses propriétés abrasives, mais aussi de sa facilité à absorber la graisse et les autres impuretés. On emploie également de plus en plus le Kieselguhr dans la construction légère, bon isolant de la chaleur et du bruit, facile à scier et à clouer, résistant au feu.

on distingue les qualités suivantes:

- Un mélange de Kieselguhr broyé et d'amiante: sert à la fabrication d'enduits calorifiques.
- Le produit brut est employé avec le ciment.
- Le produit broyé sert à la fabrication de: engrais, béton, catalyse, isolant.
- Produit broyé et sélectionné employé en papeterie, peinture et air liquide.

b) Etude des Marchés:

Comme on le conçoit, les qualités particulièrement intéressantes du Kieselguhr ont attiré l'attention toute spéciale du chimiste, de l'ingénieur et de l'industriel. On a donc très soigneusement étudié les différents emplois auxquels pouvait être utilisé un produit aussi remarquable, et l'on peut dire aujourd'hui que le Kieselguhr est devenu indispensable dans les utilisations industrielles.

Le marché Algérien:

L'Algérie est un producteur assez important de Kieselguhr. Ce dernier comme on l'a déjà vu, constitue dans l'étage sahelien du département d'ORAN, un niveau très constant dont certaines parties étendues fournissent une matière exploitable. Les gisements ont commencé à être explorés vers 1910.

Les principales exploitations sont situées dans la commune de St Lucien près de St Denis du Sig et dans le Dahra on a la commune de Gassaigne et celle du pont de Chelif.

Le marché intérieur du Kieselguhr est très faible, la société des chaux et ciments oranais en vend 2 tonnes. La société française des glycérides vend 5 à 10 % de sa production en Algérie. Les établissements ORELITE ne vendent que 1% de leur production.

Ce marché est constitué par les brasseries pour la fabrication de la bière qui est actuellement en baisse; pour la filtration des vins et par quelques agriculteurs pour le mélanger aux engrais.

Le marché extérieur est assuré, pour la société des chaux et ciments oranais, la société des glycérides et pour les établissements ORELITE par le comptoir de ventes de la société des Silices Fossiles de France. Cette société s'occupe aussi des ventes des sociétés des produits siliceux et de mural en France.

Les tonnages vendus par la Société Française des glycérides atteignent par année les chiffres suivants:

a) broyé:

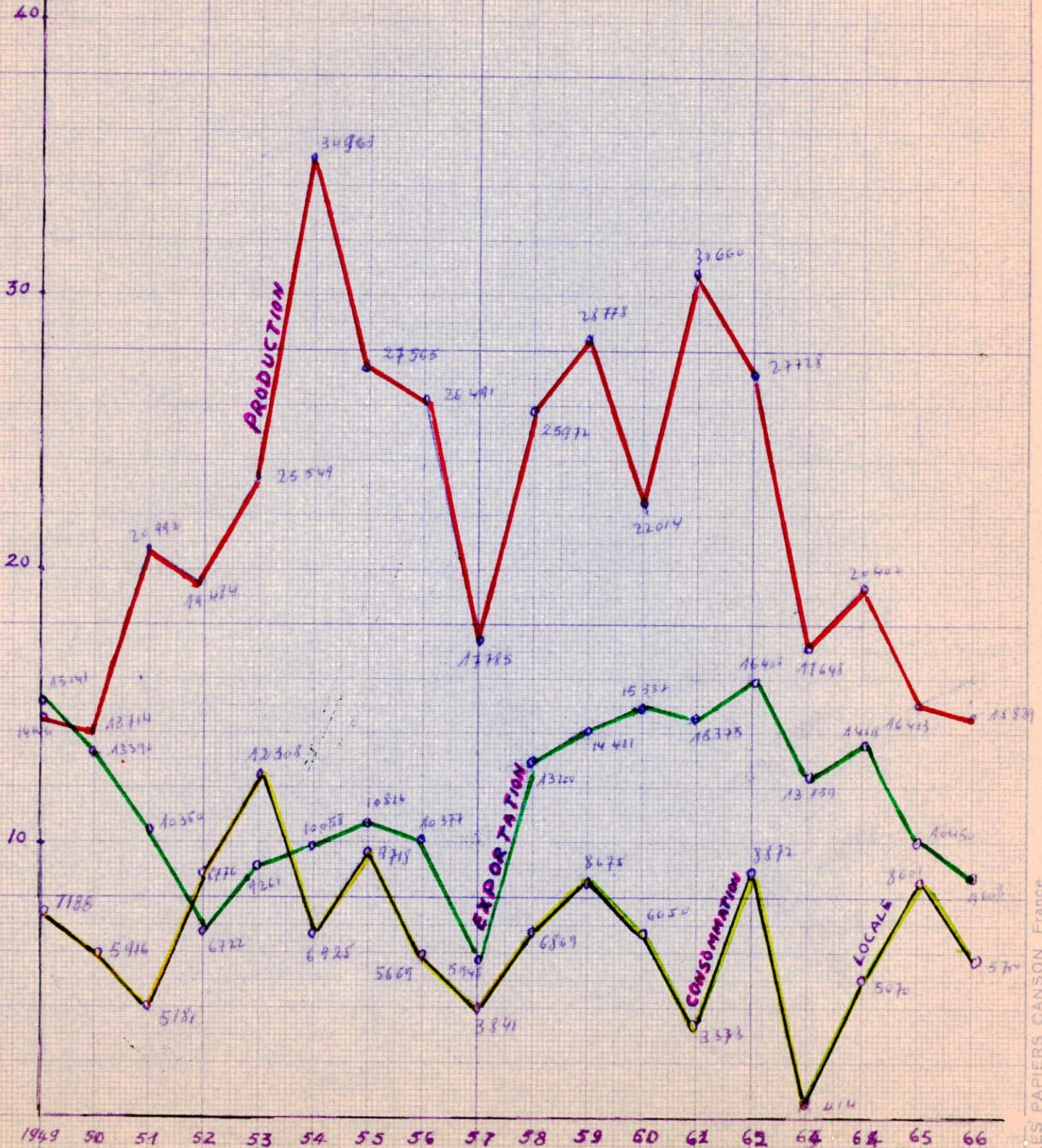
1958	1959	1960	1961	1962
6010 T	5800 T	6525 T	5800 T	7850 T

b) Calciné:

1958	1959	1960	1961	1962
1760 T	2450 T	4120 T	4850 T	4230 T

# PRODUCTION - EXPORTATIONS - CONSOMMATION LOCALE

Milliers de Tonnes



LES PAPIERS CANSON France

BELHOUABTES B

Les tonnages vendus par ce comptoir Français se répartissent de la façon suivante:

Algérie 5 à 10 %  
 France 60 %  
 Belgique 10 %  
 Allemagne, Angleterre, Suisse 10%  
 Divers pays 5 à 10 %

Les tonnages exportés par les établissements ORELITE varient de 330 à 440 T/fois soit environ 4800 T/an.

PRODUCTION ALGERIENNE de Kieselguhr

1929	1932	1933	1938	1949	1952	1958	1959	1960
10.000T	10500T	11000T	15290T	14146T	19484T	25972T	34552T	22014T

1961	1962	1963	1964	1965	1966	1967
11130	27728	17648T	20402T	16413T	15829T	18263T

Il convient d'attirer l'attention sur les grandes difficultés de commercialisation due à la très forte concurrence internationale très fermée et très soutenue, quant au prix de vente et à la qualité des produits sans cesse améliorés, pour satisfaire une clientèle de plus en plus exigeante.

CONCURRENCE:

Sur le plan Algérien la concurrence est vive entre la société Française du glycéline, la cecalgerie et Orelite.

Sur le plan international la concurrence est très forte en France entre le comptoir de la C E C A et Compagniet la société des Silices Fossiles de France qui groupe la société des chaux et ciments Oranais, la Société française de glycéline, les établissements ORELITE, la société des produits siliceux et Murat.

COÛTS du Kieselguhr (I) (suivant les archives des services des mines).

Produits Algériens:

- produit brut (ciments) 22 à 24 DA/T
- produit broyé (engrais, bétons, catalyse, isolant) 80 à 120 DA/T

.../.

-produit broyé et selecté 180 à 300 DA/T  
 -produit calciné simple où  
 calciné et active 400 à 450 DA/T

Prix hors taxe marchandise logée en sac papier de 25 Kg perdu, départ Marseille entrepôt Rylor (prix révisés le 8 mars 67)

Ruban vert 324 DA/T  
 enduit calorifique amiante 349 DA/T  
 Kieselguhr pour filtration 769 DA/T

Marché Mondial:

Les états-unis se placent au 1er rang pour la production de Kieselguhr. La production des états Unis représente 70% de la production mondiale. Ils n'exportent pas et sont même importateur, les deux principaux exportateurs sont le Danemark et l'Algérie; le principal importateur est la grande Bretagne.

PRODUCTION MONDIALE  
(par tonnes)

	1953	1955-59	1960	1961	1962	1963	1964
U. S. A.	80.000	417238	482202	482202	482202	482402	482402
DANEMARK	21.000						
diatomite		16500	17600	21500	22000	22000	22000
+Moler		197800	204300	212900	230800	212000	211000
ALGERIE	11.000	29181	22014	31130	27728	17648	20402
ALLEMAGNE		65215	51138	72200	67800	98550	98500
FRANCE	7.000	90162	140468	118428	140093	140000	140000
ESPAGNE	3.000	13450	13840	19346	15352	11229	11000
AUSTRALIE	2.900	5909	5218	6067	8189	6533	3500
ITALIE		31384	51138	63050	63000	62379	62400
U.R.S.S.		310 <sup>5</sup>	3310 <sup>4</sup>				

† Les gisements Danois se trouvent dans les îles de Mors et de Fur et constituent une argile à diatomées connue sous le nom (Moler).

(Ces chiffres sont extraits de l'annuaire des mines).

Dans le marché mondial, l'Allemagne occupe une place importante et se met au même rang que les Etats Unis, l'Italie, et l'Espagne.

Prix du Kieselguhr dans le monde:

FRANCE: Prix hors taxe, départ usine Murat  
 Kieselguhr blanc la tonne nue 201,20 D.  
 adjuvant de filtration la tonne logée 705DA

C T C A produit une graine de Kieselguhr "Porosil", la tonne emballée en sac papier sur wagon (prix révisés en mai 68)

Porosil	MP	210 à 260 DA
"	MP50	250 à 300 DA
"	CB	492 à 580 DA
"	MPC 5	430 à 520 DA

Pays de cotation	Spécifications techniques	Spécifications commerciales	Unité	Prix	Prix en DA
GRANDE-BRETAGNE	<u>Terres à diatomées, Kieselguhr</u>	Cif, dédouanée	L T	16	
	ALGERIE et AFRIQUE		L T	23-32	
ETATS-UNIS	<u>Terres à diatomées, Kieselguhr</u>				
	Production nationale. CALIFORNIE MEXIQUE	par lots d'I Wagon	S t	52-65	
		En sacs, ports de la côte est		65	260
FRANCE	Tanis 80 Densité 0,23 Densité 0,25	Départ mine " "	t	F 142 FI 58,75	I 42

Dollar des U.S.A.	Lt Tonne longue=1016 Kg
Livre sterling	St Tonne courte= 907 Kg
Franc Français	t " métrique=1000 Kg

Le prix du Kieselguhr est extrêmement variable suivant sa qualité à titre d'indication on peut dire qu'en 1930, les chiffres variaient aux U.S.A. entre 20 à 30 la tonne. En conclusion nous pouvons dire qu'au sein de la production Algérienne il y a stagnation malgré accroissement de la consommation mondiale en 1934 la production mondiale a été de 200.000 T .

En 1963 la production mondiale a été de 800.000 T.

tandisque la production Algérienne a été de:

1952	1954	1960	1963	1964
19000 T	35000 T	22000T	26700 T	20402 T

La concurrence du Kieselguhr est menée par les U.S.A., l'Allemagne de l'ouest, l'Italie et l'Espagne.

### 3.4 AVANT-PROJET D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT

#### A) ESTIMATION DES RESERVES :

Dans la partie de l'étude géologique nous avons pu calculer les réserves ; l'estimation de ces réserves est de 1 514 700 tonnes.

A partir de ce chiffre nous pouvons déterminer la durée de vie de cette carrière en fonction de la production journalière que l'on serait en mesure d'exiger d'elle.

Notre production a été fixée à 18 000 T/an, soit  
18 000  
une production journalière de :  $\frac{18\ 000}{300} = 60$  T/jour d'où la durée  
de vie de la carrière :  
$$N = \frac{1\ 514\ 700}{18\ 000} = 84 \text{ ans } 27 \text{ jours.}$$
$$N \approx 85 \text{ ans.}$$

#### B) ETUDE TECHNIQUE ET ECONOMIQUE SUR LE CHOIX DU MATERIEL

Le choix du matériel est un facteur très important pour la méthode d'exploitation. C'est ce facteur qui fixe la méthode d'exploitation.

Le matériel existant actuellement à la carrière, ne représente pas une grande valeur, donc nous ne verrons pas son influence sur la décision du choix d'un autre matériel.

En quelque sorte le problème de la carrière de OUILLEIS se présente à nous comme l'ouverture d'une nouvelle carrière.

L'étude du choix du matériel se portera sur les engins suivants :

- Niveleuse-automotrice
- Rippers
- Bulldozer
- Pelleteuse-chargeuse à bras articulés
- Pelle d'extraction H90 Yumbo

\*) NIVELEUSE-AUTOMOTRICE:

Choix de cette machine

Le choix de la machine dépend avant tout du travail considéré; pour l'excavation et pour le remblayage on aura un grand intérêt à prendre une machine lourde et puissante. Les grandes vitesses ne sont généralement employées qu'en croisière. Indépendamment du scarificateur, qui est un outil auxiliaire indispensable à cette machine, tous les autres accessoires, ne pourront être envisagés que par des acquéreurs intéressés à tirer d'un seul engin le maximum de services qu'on peut en attendre.

Champ d'application :

Les déplacements de terre sur courtes distances sont de leur spécialités. C'est surtout pour déplacer de grandes quantités de matériaux latéralement et à proximité, qu'elles conviennent parfaitement (mise en cordon sur le côté). Les déplacements de terre dans la direction de marche sont réservés aux bulldozers.

Débit de la niveleuse :

Pour l'estimation du débit de la niveleuse, il importe de décider au préalable du mode d'opération auquel on veut avoir recours du nombre de courses, et de l'itinéraire choisies. Le débit de cet engin dépend largement de la nature du sol. Il dépend aussi dans une large mesure et plus que n'importe quel appareil autre, de l'habileté de l'opérateur.

Essai de calcul du débit :

L'excavation se fera à la vitesse la plus basse soit 2,72km/h, la profondeur de l'excavation ne peut-être donnée que par l'expérience, mais en général, dans un terrain normal, on pourra excaver à environ 15cm de profondeur en une seule passe.

Si on a un profil dont la largeur est de 5m, on peut décaper la moitié de ce profil soit 2,50m en une passe ; on trouvera l'angle de la lame par la formule : (la longueur de la lame étant de 3,6 0m)

$$\sin \alpha = \frac{2,50}{3,60} = 0,696$$

$$\text{d'où } \alpha = 45^{\circ} 45' \text{ (environ)}$$

Cet angle convient d'ailleurs pour une bonne coupe, et pour le glissement de la terre le long de la lame.

À u retour, en laissant la lame au même angle, on pourra refouler le talus laissé à l'aller, ce qui le déplacera de 2,50m comme exigé ; **cette** opération peut se faire en 3<sup>ème</sup> vitesse soit 4,31 km/h.

Vitesse moyenne :

$$V_m = \frac{2}{\frac{1}{2,72} + \frac{1}{4,31}} = 3,33 \text{ km/h}$$

En se servant de ce chiffre pour établir le débit de l'opération il faudra lui appliquer les coefficients de rendement horaire et de rendement général du chantier de sorte que la vitesse moyenne prendra, pratiquement la valeur de /

$$V_m = 3,33 \times \frac{50}{60} \times 0,85 = 2,36 \text{ km/h}$$

Longueur du tracé en une heure :

$$\frac{2,36}{4} = 0,59 \text{ km}$$

d'où le débit :

$$590 \text{ m} \times 0,15 = 88,50 \text{ m}^3/\text{h.}$$

## 2/ LE RIPPER :

Attelé à la niveleuse, le ripper peut désagréger et ameublir les sols les plus durs, l'argile tenace, le granit décomposé, les sols rocailleux parsemés de blocs, les schistes argileux, le rocher stratifié que difficilement.

Ainsi donc, le ripper est très efficace dans les travaux de préparation. Il facilite l'action ultérieure des autres engins d'excavation. L'action du ripper est économique, car elle permet d'éviter bien souvent l'emploi d'explosifs coûteux et de manipulation dangereuse, la perforation des trous de mine, qui demande du temps ou l'emploi des marteaux brise-béton ou des marteaux piqueurs à air comprimé.

Pour obtenir un rendement maximum, il faut que les dents du ripper pénètrent dans le sol sur presque toute leur hauteur. Une pénétration réduite indique le plus souvent une insuffisance de la pression verticale ou une insuffisance de l'effort de traction.

#### Modèles, puissance et capacité de travail:

- La puissance à fournir par le tracteur remorqueur est très difficile à déterminer. Elle dépend entièrement des conditions du sol.

- Le débit des travaux effectués par le ripper varie essentiellement dans une très large mesure avec la nature du sol, et la puissance de l'engin, il peut aller de 300 jusqu'à 2000 m<sup>3</sup> de sol désagrégé/heure de travail.

#### BULLDOZER:

##### Champ d'application des bulldozers

Les appareils refouleurs, compris sous le nom général de bulldozers ne peuvent travailler économiquement que sur des trajets ne dépassant guère 100m au total. Le trajet économique augmente un peu pour le tracteur à double vitesse arrière. Le débit maximum s'obtient en procédant à l'excavation sur une longueur de 7 à 10m, qui correspond à l'amorçage d'une pleine charge devant la lame. Il faut ensuite que la matière se maintienne à l'avant de la lame sur tout le parcours.

Pour les matières dures, il faut faire usage d'explosifs ou scarifier avant la manutention par bulldozer. L'opération du bulldozer ne se fera, d'autre part, dans de bonnes conditions, que si la hauteur du tas à refouler en une passe reste inférieure à la hauteur des chenilles.

Toutes les manutentions du bulldozer s'effectuent généralement

à vitesse réduite soit 40 à 60m/mn.

Procédé d'opération:

L'excavation s'effectue avec la lame descendue. Dans le cas du bulldozer, la matière excavée est poussée devant la lame, étant bien entendu que, si le refoulement s'exerce sur une trop grande distance, la matière s'échappe sur les cotés.

Le bulldozer est très souvent employé à l'excavation des fouilles de fondation pour des habitations ou des batiments industriels, sauf quand il s'agit de travail au rocher. On creuse une tranchée avec entrée et sortie en plan incliné.

Ce procédé d'excavation a le désavantage de nécessiter l'établissement de rampes à pentes convenable pour l'accès de l'engin à la fouille. Il exige donc l'excavation d'un volume plus grand que strictement nécessaire. Il oblige en outre, à ménager un certain espace libre en avant et en arrière de la tranchée, et cette condition n'est pas toujours réalisable.

Considérations d'ordre économique:

Le bulldozer possède un champ d'activité si vaste qu'il est rare de ne pas pouvoir lui trouver une fonction à remplir dans un champ de terrassement.

Pour le bulldozer à pneus, il ne se prête qu'à des travaux de grand volume, et son coût est encore cher. Néanmoins, on tiendra compte de ce que la facilité et la rapidité avec lesquelles il se déplace sur tous terrains et sur routes, permettent de l'employer dans la même journée sur plusieurs chantiers.

Débit horaire d'un bulldozer:

Les bases approximatives du calcul du débit sont basées sur la durée du cycle d'opération, et la quantité de matière susceptible d'être refoulée par cycle d'opération.

Par exemple le débit horaire effectif de terre foisonnée est considérée à  $25\text{m}^3/\text{h}$ .

4) Pelleteuse-chargeuse à bras articulé:

Il existe un grand nombre de modèles de chargeuses-pelleteuses montées sur tracteur. Certains appareils sont prévus pour montage sur tracteur à pneus, mais le plus grand nombre est conçu pour le tracteur à chenilles.

la pelleteuse-chargeuse à bras articulé est aussi un engin qui se monte sur un tracteur à chenilles ou sur un tracteur à pneus. L'excavation ou le chargement du godet se fait par le mouvement de va-et-vient qu'impriment au godet les vérins hydrauliques. Ce mouvement d'attaque est très efficace, de sorte que cet engin convient mieux à l'excavation que la pelleteuse verticale. Elle peut effectuer le dévasement à la hauteur voulue, soit lentement ou partiellement, soit brusquement, d'un coup à volonté. La commande du levage et du basculement du godet est hydraulique.

Caractéristiques de la pelle-chargeuse Allis Chalmers

Allis Chalmers.

Type TL. 12

Série 2736

Poids total en charge 7365 kg

Puissance: 77 CV

Godet  $1,3\text{m}^3$

Facilité de vidage:

Portée de 1,27m à une hauteur sous godet de 2,13m,

Hauteur de levage maxima, sous la chanière du godet : 3,66m.

Excellente visibilité à toutes les positions du godet.

Cette pelle chargeuse représente beaucoup d'avantages qui sont les suivants:

En pleines charges ; la commande hydraulique puissante, est capable d'un effort d'arrachage vertical de 9.850kg

Manoeuvres rapides:

Moteur diésel à grande réserve de couple et réponses rapides , poste de conduite très dégagé : facilité de conduite et sécurité.

Stabilité et facilité de manoeuvre:

Empattement de 2,44m, et essieu arrière oscillant.  
Charge statique de basculement de 6.350 kg.  
Pneus très larges : 17,5x25; adhérence et traction excellentes

CONCLUSION:

Nous remarquons dès maintenant que nous accorderons une grande importance à cette pelle parcequ'elle est d'une part économique, et d'autre part parcequ'elle existe déjà à la carrière de OUILIS.

5) Pelle d'extraction H90 Yumbo:

Spécifications générales:

La géométrie du bras OLEOMAT permet 9 applications de base :

- |                       |                    |
|-----------------------|--------------------|
| 1) Ouverture de fossé | 6) Levage          |
| 2) Excavation         | 7) Fleche treillis |
| 3) Curage de fossé    | 8) Marteau-piqueur |
| 4) Forage             | 9) Manutention     |
| 5) Chargement.        |                    |

dans une interchangeabilité totale et rapide.

Performances exceptionnelles d'excavation:

L'excavation peut se faire par un angle de débattement vertical de  $\approx 110^\circ$  sans débrogage du vérin de soulèvement , et par un effort pouvant atteindre 10,5 t.

La puissance disponible et réellement utilisable autorise des

des efforts maximum pour une vitesse d'extraction de 4 cycles/<sup>minute</sup> suivant le mode de travail et les équipements utilisés.

Rentabilité:

Excellent indice de performances dans sa catégorie: 7,3CV/t pour le meilleur coût d'exploitation, par des rendements d'utilisation pouvant atteindre 150m<sup>3</sup>/h.

Fiche technique:

Moteur thermique à injection directe:

Deutz F6L 92ID-94CV 2400tr/mn

refroidissement à air

démarrage sur batteries de 12 volts

réservoir à carburant : 110 litres

circuit hydraulique:

capacité totale: 200 litres

pompe double corps

débit: 135l/mn x 2

pression: 135 bars.

Ponts: monté sur chenilles; charge admise 24 tonnes.

Vitesse de translation:

Vitesses avant: 3,2-5,7-10-16 Km/h

Vitesse arrière: 3,3 Km/h

Poids

avec équipement de godet d'excavation : 12,9 tonnes.

Rapport:  $\frac{\text{Puissance}}{\text{Poids}} = \frac{94\text{CV}}{12,9} = 7,3 \text{ CV à la tonne}$

Pourcentage de franchissement de rampe: 58%

Conclusion:

Après toutes ces données techniques, nous pouvons conclure que cet engin par sa stabilité, sa mobilité, son adhérence et par sa rentabilité répond pleinement aux exigences de notre gisement.

En définitif nous adopterons la pelle chargeuse à bras articulé pour le chargement ,et le H.90 sur chenilles pour l'abatage du stérile .

C.) AVANT-PROJET DE L'EXPLOITATION:

1. Travaux préparatoires:  
Tout en tenant compte de l'état actuel de la carrière nous allons essayer de voir comment on peut **aménager** cette carrière, pour augmenter la production, c'est à dire la disposition générale de son exploitation et par conséquent , dans une première étape les travaux préparatoires à envisager.

Rappelons que le taux de recouvrement qui a été calculé est environ de 1, que l'estimation des réserves est de 1514700 tonnes, et qu'aucun accident géologique ne semble affecter cette région , qui pourrait limiter les décisions de l'exploitation de notre gisement.

Etude des travaux préparatoires:

Pour l'exploitation de notre gisement nous garderons les voies d'accès qui existent actuellement , ce qui diminuerait le bilan de nos travaux préparatoires.

Le bilan des travaux préparatoires est lié au matériel que nous allons employer dans notre exploitation.

Les travaux préparatoires comportent essentiellement, la découverte du gisement.

Découverte: Nous procédons à l'enlèvement du mort-terrain de telle façon que les travaux aient une avance de deux mois sur l'exploitation du kieselguhr.

Volume de mort-terrain déplacé après deux mois de travaux:

au temps  $t_0$  de l'exploitation nous aurons déjà déplacé un volume de stérile de:

nous considérons que l'avancement journalier est de 3m:

sachant que la puissance du mort-terrain est de 3m, et on travaille

sur une largeur de 11m.

Volume déplacé par jour:

$$11 \times 3 \times 3 = 99 \text{ m}^3$$

Tonnage:

nous considérons que la densité du stériel est de 2:

$$99 \times 2 = \underline{198 \text{ tonnes}}$$

-durée des travaux préparatoires pour une tranche de 11x300 (voir schema)

L'avancement étant de 3 mètres par jour donc pour procéder à la découverte d'un panneau ayant une largeur de 11mètres et une longueur de 300 mètres il nous faut une durée de:  $\frac{300}{3} = 100$  jours.

- durée des travaux pour procéder à la découverte totale du gisement:

Sachant que la largeur du gisement est de 100mètres,

$$\text{la durée sera de : } \frac{100 \times 100}{11} = 3,03 \text{ ans}$$

donc nous pouvons déduire que l'amortissement de notre nouvelle peut se faire au bout de 4 ans

Temps de chargement du stériel "mort-terrain":

Le volume déplacé par jour est de 99m<sup>3</sup>, si nous considérons le coefficient de foisonnement qui sera de 1,6, le volume déplacé/jour deviendra:

$$99 \times 1,6 = 158,4 \text{ m}^3$$

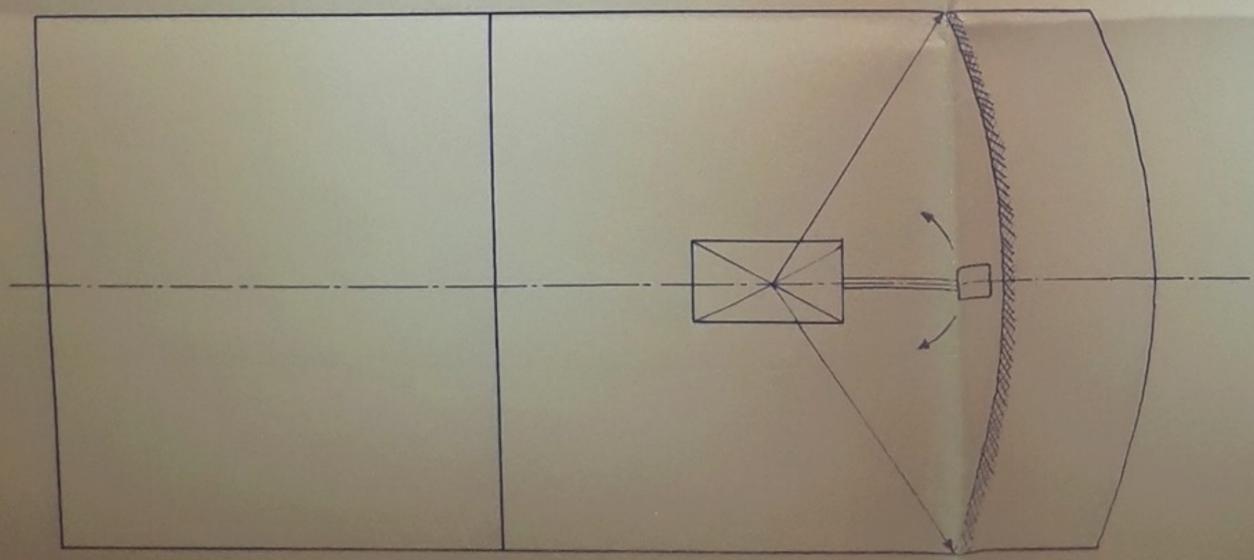
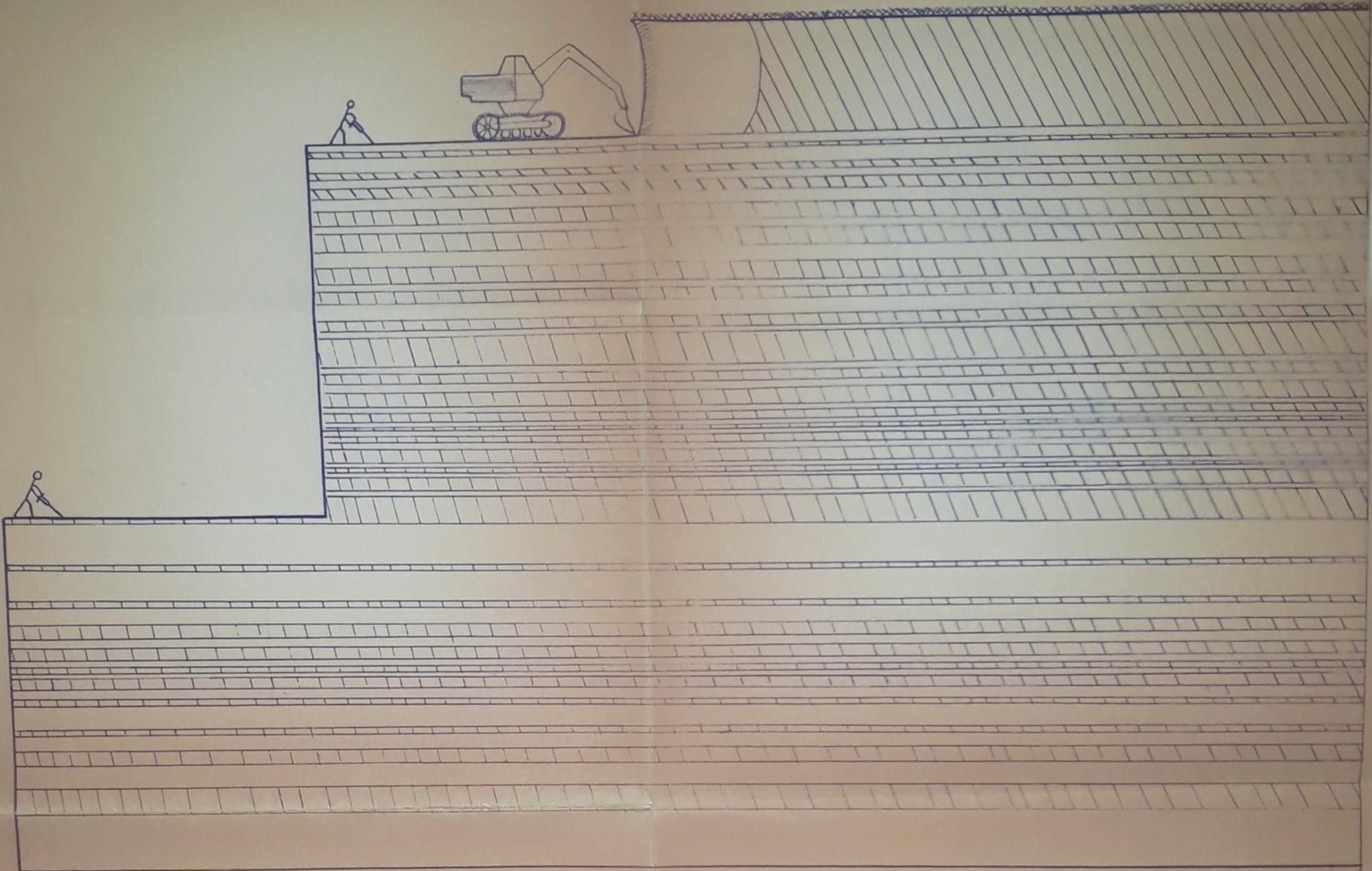
volume théorique du camion 6 m<sup>3</sup>.

mais en considérant le coefficient de remplissage qui est de 1,3 le volume réel du camion sera de:

$$6 \times 1,3 = 7,8 \text{ m}^3$$

page 45  
PL00169

# EXPLOITATION A CIEL OUVERT



la pelle ayant un godet de 1,3 m<sup>3</sup> doit charger le camion avec un nombre de godets de:

$$\frac{7,8}{1,3} = 6 \text{ godets}$$

le nombre réel de godets est de 5. Nous considérons que le temps de chargement d'un camion est de 8mn. Nombre de voyages qu'il faut effectuer pour mettre les 158,4 m<sup>3</sup> au remblai:

$$\frac{158,4}{7,8} = 20 \text{ voyages/jour}$$

Temps d'attente:

Nous considérons que le temps d'attente est de 4mn.

Temps d'attente total:

$$20 \times 4 = 80 \text{mn}$$

Temps de chargement pour 20 voyages:

$$20 \times 8 = 160 \text{ mn}$$

Temps de chargement total:

$$80 + 160 = 240 \text{mn}$$

ou encore  $\frac{240}{60} = 4 \text{ heures}$

-2 Découpage du gisement:

Suivant la coupe verticale de notre gisement, nous remarquons plusieurs couches de kieselguhr et de stérile, ayant des puissances moyennes, que nous pouvons déterminer comme suit:

Considérations techniques:

Puissance totale des couches de kieselguhr: 11,09m

Nombre total des couches de kieselguhr: N=30

Puissance moyenne:  $\frac{11,09}{30} = 0,369 \text{m}$

pour nos calculs nous prenons une puissance moyenne de 0,40m

Puissance totale des couches de stérile: 10,77m

Nombre des couches de stérile: N=30

$$\text{Puissance moyenne} : \frac{10,77}{30} = 0,359 \text{ m}$$

Comme dans le cas du kieselguhr nous prenons une puissance moyenne de 0,40  
d'ou un taux de recouvrement de 1

3) Etude de l'exploitation:

a) Principe de fonctionnement:

Nous étudierons successivement les trois points essentiels sur lesquels reposent l'exploitation à ciel ouvert.

-Abatage

-Chargement

-Transport

Détermination et justification du front:

Le front au stérile ainsi que celui du kieselguhr est perpendiculaire à la direction de l'avancement ; c'est précisément la meilleure solution qu'on peut envisager.

a1) Abatage, chargement et transport du stérile:

Comme on l'a signalé précédemment, les couches du stérile ont une puissance moyenne de 0,40m.

Abatage:

L'abatage des couches se fait à l'aide de marteaux piqueurs. Pour répondre aux exigences de la production, nous devons déplacer un volume de stérile de:

- la production journalière étant de 60T/jour, et le taux de recouvrement de 1, le volume déplacé sera de:

$$\frac{60}{0,85} = 70,5 \text{ m}^3$$

Avancement au stérile:

Le panneau ayant 11m de large, et la puissance de la couche de 0,40m, l'avancement sera de:

$$\frac{70,5}{11 \times 0,40} = 16 \text{ m}$$

Donc l'avancement au stérile est de 16m/jour.

Nombre de foreurs :

En considérant qu'on peut admettre un avancement de 4m/4m/homme/poste, le nombre d'ouvriers au front de stérile sera de :  $\frac{16}{4} = 4$  ouvriers.

Chargement :

Le chargement du volume déplacé de stérile s'effectue en même temps que celui du mont-terrain.

Si nous considérons que le coefficient de foisonnement qui est de 1,6, le volume déplacé sera de  $70,5 \times 1,6 = 112,8 \text{ m}^3$

Nombre de voyages qu'ils faut effectuer pour mettre ces 112,8 m<sup>3</sup> au remblai :  $\frac{112,8}{8} = 14,1$  15 voyages/jour.

Temps de chargement :  $8 \times 15 = 120$  mn

Temps d'attente :  $4 \times 15 = 60$  mn

Temps de chargement effectif :  $180$  mn = 3 heures

Transport du stérile :

Le transport s'effectue par camion Berliet type 6 cylindres. Le front de remblayage se trouve à 200 m du front au stérile ; c'est pour cette raison que nous avons considéré un temps d'attente de 4 mn.

ABATAGE-CHARGEMENT et TRANSPORT du KIESELGUHR :

Mode d'abattage au Kieselguhr :

L'abattage se fait dans les mêmes conditions que celui au stérile, c'est-à-dire que nous employerons des marteaux piqueurs du même type de ceux employés au stérile.

Volume à déplacer :  $\frac{60}{0,85} = 70,5 \text{ m}^3$

Il nous faut un même nombre d'ouvriers qu'au stérile donc 4 ouvriers pour l'abattage.

Chargement :

Le chargement sur des DUMPER s'effectue par gravite.

Avant l'opération du chargement, les ouvriers procéderont à la réalisation d'un couloir, de telle façon que le chargement peut se faire aisément.

LE TRANSPORT

Le transport s'effectuera par camion DUMPER.

Caractéristique du camion DUMPER :

Capacité de la benne	1 000 l
Plateau	200 x 200
Charge utile	3 500 kg
Poids	2 100 kg
Vitesses : A.V. 1ere	: 4,5 km/h
	2eme : 9 km/h
A.R.	4,2 km/h

Temps de chargement et de transport sur les DUMPERS :

$$\text{Volume à charger : } 70,5\text{m}^3 \times 1,6 = 112,8\text{m}^3$$

Nombre de voyages à faire :

$$\frac{112,8}{1} = 113 \text{ voyages}$$

L'abattage et le chargement s'effectueront en même temps.

Temps de chargement d'un DUMPER :

Nous supposons que ce temps est de 3 mn. Il est rappelé que la distance entre le front et l'aire de séchage est de 200m environ.

Vitesse moyenne :

$$\frac{\frac{3}{4,5} + \frac{3}{9} + \frac{3}{4,2}}{3} = \frac{0,222 + 0,111 + 0,238}{3} = \frac{0,571}{3} = 5,25 \text{ km/h}$$

Temps mis par le DUMPER pour effectuer un aller-retour :  $\frac{400 \times 60}{5 \times 250} = 4 \text{ mn } 34 \text{ s.}$

Nous considérons que le temps de chargement est de 1 mn.

Temps total :

-chargement : 3 mn  
-transport : 4 mn 34 s  
-déchargement : 1 mn

---

pour un voyage : 8 mn 34 s

Pour 113 voyages : 8 mn 34 s × 113 = 968 mn 2 s

Nombre d'heures : 16 h environ.

Nombre de DUMPER :

Pour pouvoir répondre aux exigences de la production il nous faut 3 camions DUMPER. 2 camions seront mis sur la carrière , et le troisième en réserve.

Nombre de compresseurs nécessaires:

Caractéristique du compresseur : ATLAS-COPCO.

Moteur DEUTZ	COMPRESSEUR
Type F-32.514	Type V.T. 4 Dd
C.V. 43	Pression maximum
T.M. I 600 T/mn	

Nous avons 8 marteaux piqueurs en service, ce qui entraîne un nombre au moins de deux compresseurs.

ETUDE ECONOMIQUE

1) PELLE D'EXTRATION H 90 YUMBO

-Coût de la pelle 160.000DA

-Consommation journalière de carburant:

50 litres de gas-oil par jour

d'où la consommation annuelle :

$50 \times 300 = 15.000$  litres/an

prix unitaire d'un litre de gasoil: 0,447 DA

coût des 15.000 litres :

$0,447 \times 15.000 = 6705$  DA/an

Les pièces de rechange sont estimées à 1500DA/an

Dépenses annuelles causées par la pelle d'extraction H90 YUMBO:

$6705 + 1500 = 8205$  DA/an

2) PELLE MECANIQUE :

-Coût de la pelle : 120.000DA

la durée de vie est estimée à 5ans

3) CAMION :

-Coût du camion : 80.000DA

la durée de vie est estimée à 5 ans.

Nous estimons que la consommation de carburant pour la pelle et le camion est de 20.000DA/an.

4) DUMPER:

-Coût d'un dumper : 37525DA

Nombre de dumpers mis en service : 3 (dont un de réserve).

-Coût des 3 dumpers :  $37525 \times 3 = 112573$ DA

nous considérons , que la durée de vie d'un dumper est de 4 ans.

Les frais annuels sont considérés pour les dumpers en service à 2500DA/an.

5) COMPRESSEURS:

-Coût d'un compresseur :80.000DA

Coût des compresseurs qui seront mis en service:

80.000 x 2= 160.000DA

Consommation de carburant :

40DA/jour soit 12.000DA/an/compresseur.

ESSAI DE CALCUL DE PRIX DE REVIENT DANS LE CAS DE NOTRE NOUVELLE EXPLOITATION:

PRODUCTION ANNUELLE 18.000 T

Désignation	DA/an	DA/t
Carburant	26.705	1,37
Lubrifiant	5.000	0,27
Pièces de rechanges	15.000	0,83
Salaires	180.000	10
Prime d'assurance	10.000	0,54
Fournitures diverses	36.000	2,00
		<hr/>
		15,01 DA/an

--- INVESTISSEMENT ---

Matériel	Durée de vie technique(an)	Prix unitaire(DA)	Nombre de matériel en service	Total
Pelle H90	4	160.000	1	160.000
Pelle-chargeuse	5	120.000	1	120.000
Camion	5	80.000	1	80.000
Dumpers	4	37.525	3	112.575
Compresseurs	10	80.000	2	160.000
				632.575DA

--- AMORTISSEMENT ---

En tenant compte de  $i$ , taux d'interêt annuel, l'amortissement se presente comme suit:

-amortissement de la pelle H90 YUMBO:

$$a = I \frac{i}{1 - (1+i)^{-n}}$$

$$i = 6\%$$

$$n = 4 \text{ ans}$$

$$I = 160.000 \text{ DA}$$

$$a = 160.000 \frac{0,06}{1 - (1+0,06)^{-4}} = 48.000 \text{ DA/an}$$

soit encore :

$$\frac{48.000}{18.000} = 2,66 \text{ DA/T}$$

-amortissement Pelle-chargeuse et Camion :

n=5ans

I=200.000DA

$$a=200.000 \times 0,24=48000\text{DA/an}$$

ou encore  $\frac{48.000}{18.000}=2,66\text{DA/T}$

-amortissement Dumpers :

n=4 ans

I= 112.575DA

$$a= 112.575 \times 0,3 =33772,5\text{DA/an}$$

soit encore  $\frac{33772,5}{18000} =1,87\text{DA/T}$

-amortissement Compresseurs:

n=10ans

I=160.000DA

$$a=160.000 \frac{0,06}{1-(1+0,06)^{-n}}=20800\text{DA/an}$$

ou encore:  $\frac{20800}{18000} =1,15\text{DA/T}$

PRIX DE REVIENT DE LA TONNE DE KIESELGUHR:

$$15,01 +2,66 +2,66 +1,87 +1,15=23,35\text{DA/T}$$

Il est à remarquer qu'après 4 ans d'exploitation , la pelle H90 YUMBO sera amortie , ce qui impliquera une baisse du prix de revient .

Cette baisse sera de :

amortissement de la pelle 2,66DA/T  
carburant et pièces de rechange 0,45DA/T  
3,11DA/T

-85bis-

d'où le prix de revient de la tonne de kieselguhr  
après un temps  $t = 4$  ans d'exploitation:

23,35 - 3,11 = 20,24 DA/T

-----oo0oo-----

INDICES TECHNIQUE ECONOMIQUES

Dimension du champ d'exploitation	100 x 300 m
Puissance totale des couches de Kieselguhr	11,09 m
Puissance totale des couches de stérile	10,77 m
Pendage des couches	faible
Largeur d'un panneau d'exploitation	11 m
Nombre de cycles par jour	1
Production journalière prévue en tonnes	60 T
Rendement de l'ouvrier prévu par tonne	2,7
Effectif du personnel carrière	22
Rendement mensuel de l'ouvrier	67,5

Spécialités des ouvriers

Piqueurs	8
Manœuvres	8
Préposés au Tp 3	
Machinistes	2
Chef de chantier polyvalent	1

Nombre d'ouvriers sur 22  
la carrière.

Conclusion: Notre décision d'augmenter la production en introduisant une mécanisation, s'avère satisfaisante. Il est à remarquer que la production actuelle est de 200 t/mois, d'où un rendement mensuel de 9,9 t par ouvrier; or dans notre avant projet le rendement mensuel calculé est de 67,5 t par ouvrier, déjà on peut constater qu'il y a une grande différence entre la méthode actuelle et la nouvelle méthode conçue par nous.

Un autre point mérite d'être signalé, c'est celui de l'abatage qui se fait actuellement à l'aide de pioches et pelles, ce qui diminue le rendement, la décision de mécaniser ce chantier d'exploitation s'avère une fois de plus rentable.

-----

### 3.5 - AVANT PROJET DE L'EXPLOITATION SOUTERRAINE

#### I - CONTEXTE GEOLOGIQUE :

C'est la qualité et la puissance de la couche qui nous ont poussé à se poser le problème de l'exploitation souterraine. Donc en premier lieu il est nécessaire de dire quelques mots sur la géologie de cette couche.

Cette couche se situe à une profondeur de 21,5 m, elle a une puissance très importante qui est de l'ordre de 1,5m. Cette couche de Kieselguhr est comprise entre deux bancs schisteux ayant chacun 50 cm d'épaisseur en moyenne. Ces schistes compacts constituent un bon toit sans chute, ce qui nous permet d'éviter l'emploi du boisage.

L'analyse chimique décèle que le produit de cette couche considérée, est constitué de :

Silice	90 %
Alumine	3,2 %
Anyde de fer	0,40 %
Chaux	0,40 %
Anhydride titanique	0,20 %
Perte au feu	5,80 %

nous remarquons déjà que la qualité de ce Kieselguhr est nettement différente de celle des couches exploitées à ciel ouvert.

Nous ne voulons pas revenir sur la théorie du choix, qui a été déjà faite, mais rappelons que cette étude est basée sur le critère "terreur".

Avant d'entamer l'étude de l'exploitation de cette couche, nous pensons qu'il est indispensable d'aborder en première étape l'estimation des réserves.

a) ESTIMATION DES RESERVES

Pour le calcul des réserves, nous considérons que la couche a une largeur de 100m et une longueur de 300m.

A partir de ces données nous pouvons donc calculer les réserves certaines.

Réserves certaines :

rappelons que la densité du Kieselguhr est de 0,85g/cm<sup>3</sup>

$$R_c = 300 \times 100 \times 1,5 \times 0,85 = \underline{38.250 \text{ tonnes}}$$

Réserves exploitables :

$$R_{\text{exp.}} = (R_c + 0,5 R_p) (1-0,25)$$

R<sub>p</sub> étant les réserves possibles.

nous considérons que les pertes dues aux stocks de protection sont de 25 % des réserves.

Calcul des réserves possibles :

Pour ce calcul nous nous fixons des données approximatives ; et nous considérons que la couche peut s'étendre sur une longueur de 1.500m, et une largeur de 500m. d'où la valeur de R<sub>p</sub> :

$$\begin{aligned} R_p &= 500 \times 1500 \times 1,5 \times 0,85 = 956.250 \text{ tonnes} \\ R_{\text{exp}} &= (38.250 + 956.250 \times 0,5) \times 0,75 = \\ &= 516.375 \times 0,75 = \underline{387.281,25 \text{ tonnes}} \end{aligned}$$

b) DUREE DE VIE DE L'EXPLOITATION :

Tout en maintenant la décision d'extraire 1.500 T/mois, la durée de vie sera de :

$$N = \frac{387.281}{1.500 \times 12} = 21 \text{ ans } 6 \text{ mois}$$

nous considérons que la durée de vie de la mine sera de 25 ans.

## II - CHOIX DE LA METHODE D'EXPLOITATION :

Deux méthodes d'exploitation nous paraissent possible

- méthode par chambres et piliers
- méthode par longues tailles

il s'agit de faire le choix parmi ces deux méthodes.

Voyons tout d'abord les caractères qui différencient essentiellement la méthode des chambres et piliers de la méthode de longues tailles.

- le 1er caractère est celui du soutènement naturel :

Dans la méthode des chambres et piliers, le soutènement contre le foudroyage est constitué par des piliers du minerai que l'on extrait. Ces piliers seront considérés comme stocks de protection pour notre gisement du fait de sa faible profondeur.

Du point de vue rendement entre les deux méthodes : remplacer le soutènement artificiel (étançons, piles de bois ou de métal) que l'on emploie dans les longues tailles par le soutènement naturel du minerai des chambres et piliers, c'est augmenter automatiquement de presque tous les improductifs attachés au soutènement des longues tailles, le pourcentage des productifs au chantier. Le rendement chantier augmente considérablement du fait de ce seul caractère de la méthode des chambres et piliers.

- Le 2ème caractère :

Dans la méthode des chambres et piliers les différentes phases de l'extraction se réalisent simultanément dans l'espace, par contre dans les allées de travail des longues tailles, ces phases se succèdent dans le temps selon le cycle.

Cette technique des travaux en chambres et piliers a donc pour conséquences la suppression du cycle.

Il n'y a plus de limitation de production que dans la cadence de travail des ouvriers et dans l'organisation du quartier. Il existe une plus grande possibilité de production et de haut rendement dans le schéma chambres et piliers que dans le schéma longues tailles, équipé l'un et l'autre avec les mêmes machines.

D'autres avantages paraissent au profit des chambres et piliers comme ceux des travaux préparatoires des quartiers ; découpage des panneaux, voies de roulage, voies d'accès ; qui sont effectués pour les chambres et piliers, avec les mêmes moyens mécaniques que ceux utilisés dans l'exploitation même.

Il s'en suit que les rendements obtenus dans les travaux préparatoires, sont comparables à ceux obtenus dans l'exploitation des chambres et piliers, alors qu'il n'en est pas ainsi généralement pour les longues tailles ; et que la méthode des chambres et piliers fait preuve d'une grande souplesse dans l'exécution des divers travaux ; exemple contournement d'éboulements, ou parties accidentées du gisement.

En résumé nous pouvons dire que les facteurs influant sur les pressions de terrain et la méthode d'abattage sont les suivants :

- puissance de la veine
- profondeur
- nature des époutes et du Kieselguhr

La nature des époutes et du Kieselguhr a une grande importance, pour le choix de la méthode d'exploitation la mieux adaptée.

Elle a en particulier une influence déterminante sur la limitation de la section ouverte du chantier.

Il est possible de conserver un banc de Kieselguhr comme protection d'un toit ou d'un mur friable. L'efficacité de cette couche est la plupart du temps étroitement limitée lorsqu'on ne veut ou on ne peut pas sacrifier beaucoup de Kieselguhr.

### III - CARACTERISTIQUES PRINCIPALES DE LA METHODE D'EXPLOITATION :

L'exploitation de cette couche de Kieselguhr passe par trois phases :

1ère phase : découpage

2ème phase : traçage des chambres et piliers

3ème phase : dépilage

Le panneau rectangulaire de cette couche est situé à une profondeur de 21,5 mètres, à une longueur moyenne de 300 m et une largeur de 100 m. et un pendage inférieur à 3° ; le pendage est Nord-Ouest et le grand axe du panneau est sud-ouest. La préparation d'un sous-panneau comporte principalement trois traçages rectilignés sensiblement de niveau et de direction sud-ouest. Un traçage au sommet qui sert de retour d'air, les 2 autres traçages servant à la desserte et d'entrée d'air.

Dès la préparation ces traçages seront reliés tous les 100 mètres par une galerie secondaire ou un cross-cut de desserte et d'aérage.

#### - PROGRAMME D'EXECUTION DES TRAVAUX PREPARATOIRES PRINCIPAUX

- Choix des voies maitresses et disposition des recoupes :

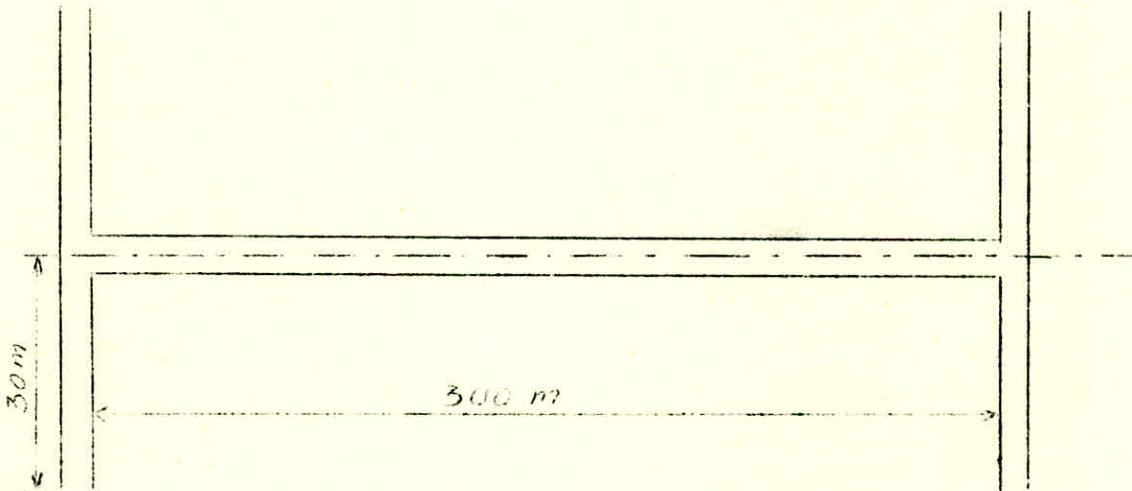
Dans la 1ère phase on trace les galeries principales, et on procède à l'installation du convoyeur ; en deuxième phase on trace les galeries secondaires et tertiaires découpant le gisement en panneaux plus ou moins rectangulaires ayant la plupart du temps une aire de 100 x 100 m<sup>2</sup>.

A/ Creusement de la galerie principale :

Nous savons que la longueur de la couche est de 300 m ; donc nous essayerons en premier lieu de faire l'étude du creusement d'une qui longera toute la longueur de la couche.

Cette voie de base est reliée au jour par deux autres galeries qui lui sont perpendiculaires.

- la longueur totale à creuser sera donc de :  
 $300 + 2 \times 30 = 360$  mètres



1) Choix de la section de la galerie principale

Pour le transport du Kieselguhr nous avons prévu l'installation de 2 convoyeurs à bande, l'un qu'on appelle "convoyeur principal" et l'autre "convoyeur secondaire" Et pour permettre au scraper de déverser le Kieselguhr sans difficulté sur le convoyeur ; nous estimons que le niveau de la galerie principale sera plus bas que celui des chambres de tel façon que le convoyeur après son installation soit au même niveau que celui des chambres.

En fonction de tous ces critères, nous estimons qu'une section de  $3 \times 2 = 6 \text{ m}^2$  répond aux conditions posées par le changement du minerai sur le convoyeur et de l'installation de celui-ci.

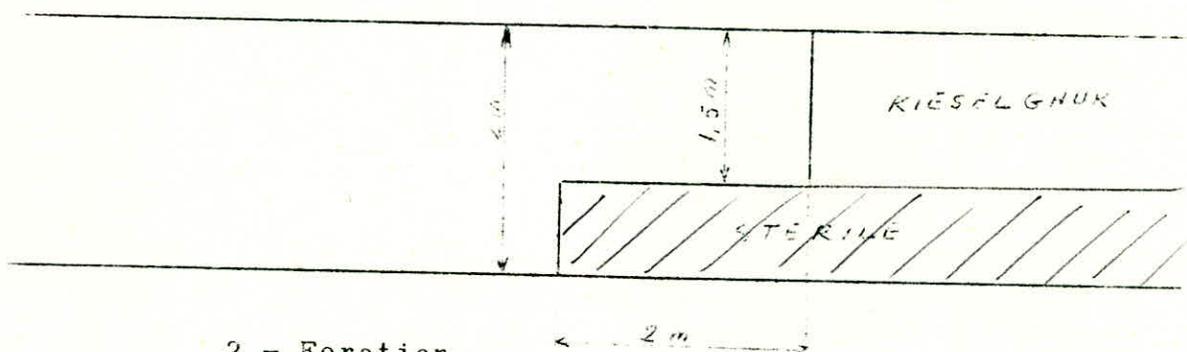
Notre galerie aura une largeur de 3m et une hauteur de 2m, mais nous avons déjà signalé que la puissance de la couche de Kieselguhr à exploiter est de 1,50m, nous serons donc obligé de prendre 0,50m de stérile.

Quelle méthode d'abattage faut-il choisir ?

Pour conserver à ce Kieselguhr ses caractéristiques minéralogiques, nous devons prêter attention à ce qu'il n'y ait pas un mélange entre le stérile et le Kieselguhr, qui causerait une impureté au Kieselguhr, d'où une influence sur la qualité. Seule une solution nous paraît logique, c'est celle d'un abattage sélectif.

En première phase on abatera le Kieselguhr sur une longueur de 2m, après le chargement de ce volume de Kieselguhr abattu, nous procéderons à l'abattage du stérile.

En résumé nous pouvons schématiser ce mode d'abattage de la façon suivante :



2 - Foration

a) les conditions de foration :

Nous nous trouvons en présence de deux problèmes de foration bien distincts :

- avancement dans un Kieselguhr tendre
- avancement dans un stérile, composé de calcaire, marne et silex, de dureté variable : le calcaire et le silex extrêmement durs, quant aux maines elles sont tendres.

b) l'engin de foration :

- choix de la perforatrice :

Nous sommes amenés tout d'abord à éliminer les perforatrices électriques trop lourdes et moins faciles à contrôler par l'ouvrier quand le taillant rencontrerait un silex.

Pour notre foration, nous adopterons, les perforatrice Meudon à poussoir P.D.L.18.

Il paraissait illogique d'employer la perforation percutante dans les couches relativement tendres de Kieselguhr.

c) Temps de foration :

Comme nous l'avons étudié précédemment, la foration sera effectuées, à l'aide des perforatrices Meudon à air comprimée, type 55 DL 18, puissance 1,6 ch, vitesse de rotation 650 tours par minute avec flamet de 2,20m en acier torsade, armé d'un taillant à deux ailes au carbure de tungstène. Ces fleurets hélicoïdaux sont périodiquement rechargés à l'aide de points de crinite situés sur les arêtes de l'hélice.

- Volume abattu par cycle :

a) Kieselguhr :

$$3 \times 2 \times 1,5 = 9 \text{ m}^3$$

en tenant compte du coefficient de foisonnement, qui est de 1,6 pour le Keselguhr, et de 1,4 pour le stérile.

le volume foisonné de Keselguhr sera de :

$$9 \times 1,60 = 14,40 \text{ m}^3.$$

b) Stérile :

$$3 \times 2 \times 0,5 = 3 \text{ m}^3$$

volume de stérile foisonné :

$$3 \times 1,4 = 4,2 \text{ m}^3$$

volume total abattu par cycle :

$$9 + 3 = 12 \text{ m}^3/\text{cycle}$$

volume total foisonné :

$$14,4 + 4,2 = 18,6 \text{ m}^3/\text{cycle}$$

ESSAI DE CALCUL DU TEMPS DE LA FORATION :

Nous considérons que la vitesse de foration est très variable et qu'elle sera de :

100 cm/mn pour le Keselguhr

60 cm/mn pour le stérile

- Temps de foration au Keselguhr

Nombre de trous à forer : 24

Longueur totale à forer au Keselguhr :

$$24 \times 2,2 = 52,8 \text{ m} = 5280 \text{ cm}$$

Temps nécessaire pour forer ces 24 trous

$$\frac{5280}{100} = 52 \text{ mn } 48 \text{ s.}$$

Temps de foration au Keselguhr sachant que les foreurs sont au nombre de 3 :

$$\frac{52 \text{ mn } 48 \text{ s.}}{3} = 17 \text{ mn } 36 \text{ s}$$

- Temps de foration au stérile

Nombre de trous à forer au stérile : 5 trous

longueur totale à forer au stérile

$$5 \times 2,2 = 11 \text{ m} = 1100 \text{ cm}$$

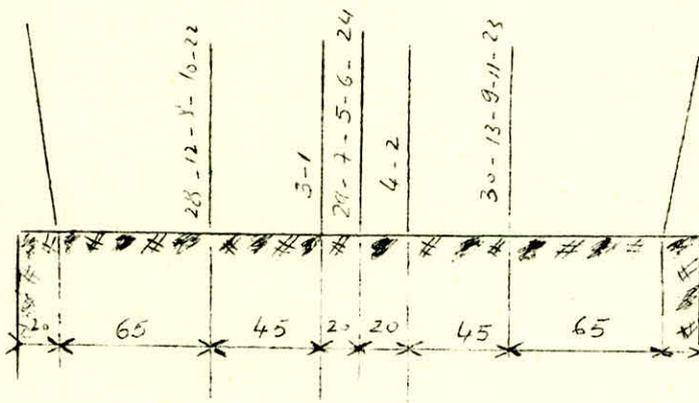
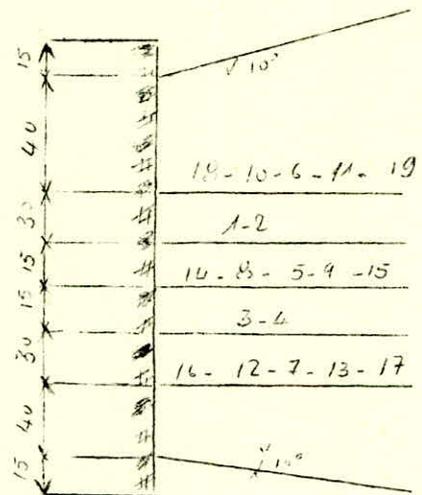
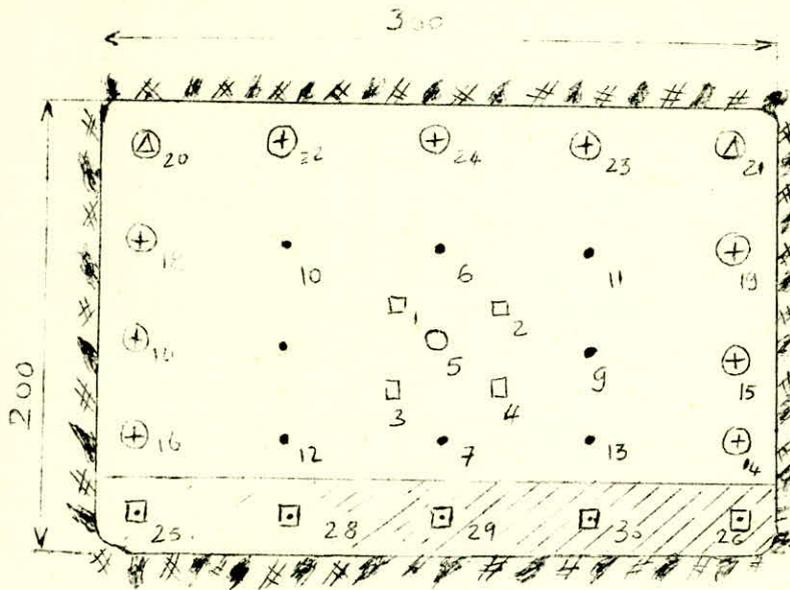
Temps nécessaire pour forer ces 5 trous :

$$\frac{1100}{60} = 18 \text{ mn } 20 \text{ s.}$$

étant donné que nous avons 3 foreurs au front, le temps de foration au stérile sera donc de :

$$\frac{18 \text{ mn } 20 \text{ s}}{3} = 6 \text{ mn } 13 \text{ s.}$$

# PLAN DE TIR DE LA GALERIE



— Trous de 2,20m —

Retard	Symbole	Nbre de cartouches/tria	Nbre de Trous	Nbre Total de cartouches	Poids d'explosif (kg)
-	○	0	1	0	0
1	□	13	4	52	5,2
2	•	10	8	80	8
3	⊕	8	9	72	7,2
-	◻	6	5	30	3,0
4	⊕	9	2	18	1,8

- Temps total de foration :

$$17 \text{ mn } 36 \text{ s} + 6 \text{ mn } 13 = 23 \text{ mn } 49 \text{ s}$$

pratiquement nous considerons que le temps de foration est de 30 mn.

d) chargement des trous et tir

Le chargement et le tir des trous nécessitent une durée de 20 mn.

- Explosif

L'explosif que nous utiliserons sera du GERALEX (antigel), sous forme de cartouches de 100 g ayant une largeur de 11,5 cm et un diamètre de 2,8 cm.

Retard	Symbole	Nbre de trous	Nbre de cartouches par trou	Nbre total de cartouches	Poids d'explosif (Kg)
-	0	1	0	0	0
1		4	13	52	5,2
2	.	8	10	80	8
3		12	8	96	9,6
4		14	6	24	2,4
		29		252	25,2

Consommation théorique d'explosif par mètre d'avancement :  $\frac{25,2}{2} = 12,6 \text{ kg/m}$

e) chargement

Le chargement manuel, ou pelletage, se fera en berline de 1000 litres.

Nombre de berlines à charger par cycle :

Volume qu'il faut charger : 18,6 m<sup>3</sup>

nous considérons que le coefficient de remplissage d'une berline est de 0,8

$$N = \frac{18,6}{1 \times 0,8} = 23,2 \text{ berlines} = 24 \text{ berlines}$$

Calcul du temps de chargement :

L'expérience a montré que deux chargeurs peuvent remplir une berline de 1000 litres en 4 mn.

Temps nécessaire pour remplir 24 berlines

$$24 \times 4 = 96 \text{ mn}$$

en considérant 30 s l'intervalle de chargement entre 2 berlines

$$96 + 12 = 108 \text{ mn.}$$

en pratique le chargement des 24 berlines s'effectuera en 120 mn.

f) aéragé secondaire :

Pour l'aéragé secondaire, on se fixe un temps de 25 mn. et à partir de ce chiffre nous pouvons faire le choix du ventilateur.

Temps d'un cycle :

- foration	30 mn
- chargement et tir	20 mn
- aéragé	25 mn
- chargement	120 mn

---

195 mn.

donc nous pouvons exécuter 2 cycles par poste d'ou un avancement de 4m/poste.

durée du creusement de voie de base pour 1 poste

$$\frac{360}{4} = 90 \text{ jours}$$

Si nous employerons 2 chantiers/jour c'est à dire un avancement de 8m/jour.

$$T = \frac{360}{8} = \underline{45 \text{ jours}}$$

Production journalière de Kieselguhr pendant les travaux préparatoires

en tenant compte que la production par cycle est de 7,65T

$$7,65 \times 4 = 30,60 \text{ tonnes}$$

Nombre d'ouvriers par chantiers

Foreurs	3
chargeurs	2
proposés au roulage	3
chef de poste polyvalent	1

9 hommes par chantier

soit 18 ouvriers par poste.

AERAGE SECONDAIRE

- Choix de ventilateur

facteurs intervenant dans le calcul de l'aérage secondaire :

Co teneur initiale en co

$$Co = 0,0125 \alpha p$$

P kg/m<sup>2</sup> d'explosif

$\alpha$  teneur en carbone de l'explosif.

En l'absence de toute ventilation, il se forme à partir du front un bouchon de fumée sensiblement homogène qui occupe une longueur  $L_0$  de galerie.

Si l'on définit la longueur du bouchon L par la longueur de la galerie où la teneur de l'atmosphère est supérieure à un minimum qu'il faut fixer arbitrairement, le coefficient de dilution sera  $S = \frac{L}{L_0}$

Valeurs de S (résultats expérimentaux obtenus par CERCHAR)

$$S = 1,7 \text{ pour } \frac{d}{\sqrt{S}} \text{ voisin de } 2,85$$

$$S = 2 - 2,3 \text{ pour } \frac{d}{\sqrt{S}} \text{ voisin de } 4,4$$

d étant la distance entre le front et le canar

S section de la galerie.

1) Etude de la ventilation aspirante :

Le courant d'air circulant dans la galerie en direction du front converge très rapidement pour s'engouffrer dans le canar. Dans l'espace compris entre l'orifice du canar et le front, l'air est donc presque entièrement immobile.

Le volume des fumées qui s'étend sur une distance  $Lo - d$  dans la zone de la galerie où est le canar, et qui est donc égal à  $S(Lo-d)$  est entraîné par le courant d'air qui pénètre dans le canar.

Soit  $S$  le coefficient de délutation, les fumées seront donc éliminer dans cette zone, lorsque le volume  $Ss (Lo-d)$  sera aspiré par le canar,

Si nous considérons que  $Q$  est le débit aspiré on aura le temps par la formule :

$$t = \frac{Ss (Lo-d)}{Q}$$

dans nos calculs nous prenons les valeurs suivantes :  $t = 25 \text{ mn} = 1500 \text{ s.}$

$$\frac{d}{Vs} = \frac{10}{V6} = 4,4 \quad S = 2$$

$$Lo = 50 \text{ m}$$

$$Q = \frac{2 \times 6 (50 - 10)}{1500} = 0,32 \text{ m}^3/\text{s}$$

2) Ventilation soufflante :

Dans le cas de la ventilation soufflante, le bouchon de fumées qui occupe initialement le fond de la galerie est repoussé par le courant d'air soufflé et, après avoir été plus ou moins disloqué et dilué, il circule dans la galerie.

L'installation est caractérisée par :

- le débit d'air soufflé à front  $Q$  (m<sup>3</sup>/s)
- la distance  $d$  de l'extrémité de la canalisation du front
- le diamètre du canar et la section de la galerie.

Pour trouver la grandeur du débit nous procédons de la méthode suivante :

admettons que la teneur en oxyde de carbone dans toute cette zone soit homogène, et égale à  $c = 2 c_0$ , le volume correspondant est  $Sd$  et le volume d'oxyde de carbone contenu est  $\epsilon c_0 Sd$  ; en un temps  $dt$ , un volume d'air  $Q dt$  remplace un volume égal d'air vicié, qui s'élimine en enlevant un volume  $\epsilon c_0 Q dt$  d'oxyde de carbone d'où

$$Sd d\epsilon = \epsilon Q dt$$
$$\log \epsilon = \frac{Q t}{Sd}$$

le temps d'orage est  $t = k \frac{sd}{Q}$

avec  $k = \text{Log} \frac{1}{\epsilon}$

- Calcul de  $\epsilon$   $c = \epsilon c_0$

$$C_0 = 0,0125 \quad \alpha = p$$

$$\alpha = 0,167$$

$$p = \frac{25,2}{6} = 4,2 \text{ kg/m}^2$$

$$C_0 = 0,0125 \times 0,167 \times 4,2 = 0,0087$$

si on admet que le personnel peut revenir au chantier pour  $C = 210^{-4}$  soit  $\epsilon c_0 = \frac{C}{c_0}$

$$\epsilon c_0 = \frac{210^{-4}}{8710^{-4}} = 0,022$$

- Détermination de Q

$$\frac{Sd}{t} = \text{Log } \varepsilon = Q$$

$$t = 25 \text{ mn} = 1500 \text{ s}$$

$$s = 6 \text{ m}^2$$

$$d = 10 \text{ m}$$

$$K = \text{Log } \frac{1}{\varepsilon}$$

$$K = 3,9 \text{ pour } \varepsilon = 0,022$$

ou encore on a

$$Q = k \frac{sd}{t}$$

$$Q = \frac{3,9 \times 6 \times 10}{1500} = 0,156 \text{ m}^3/\text{s}$$

Après cette étude théorique sur la ventilation secondaire nous pouvons dire que la ventilation aspirante présente sur la ventilation soufflante l'avantage de ne pas rejeter un bouchon de fumées dans la galerie.

Donc en résumé, nous choisissons une ventilation aspirante, avec un débit de  $1 \text{ m}^3/\text{s}$ .

TYPE DE VENTILATEUR :

Notre ventilateur, sera électrique et doit comprendre :

- une ouïe d'aspiration avec grillage de protection à mailles de 10 mm
- une virole contenant le moteur
- un moteur électrique antideflagrant
- une hélice en alliage léger montée directement sur le bout d'arbre du moteur
- une virole d'hélice coulée et usinée
- un diffuseur avec cône de fuite.

Puissance du ventilateur :

$$N = \frac{Q \Delta x}{102 n} \text{ kw}$$

n = rendement :

nous choisissons un canar de  $\phi = 400 \text{ mm} = 0,4 \text{ m}$

$$\Delta x = \frac{16}{\pi^2} \frac{w}{2g} Q^2 \frac{1}{D^5} \lambda$$

Poids spécifique de l'air

$$w = 1,22 \text{ kg/m}^3$$

g accélération de la pesanteur  $9,81 \text{ m/s}^2$

$\lambda$  coefficient de perte de charge

canar métallique neuf :  $\lambda = 0,0205$

$$\Delta x = \frac{16}{\pi^2} \frac{1,22}{2 \times 9,81} \times 1 \times \frac{400}{(0,4)^5} 0,0205 = 80,416 \text{ mm}$$

$$N = \frac{\Delta x Q}{75 n} \text{ CV}$$

$$n = 0,80$$

$$N = \frac{80,416 \times 1}{75 \times 0,80} = 1,4 \text{ CV}$$

Actuellement les types d'appareils de ventilation qui se trouvent sur le marché ont les puissances suivantes

4 types d'appareils :

0,5 CV

1,5 CV

5 CV

10 CV

pour l'aérage secondaire de notre galerie en creusement on choisit un ventilateur de puissance 1,5 CV ; qui répond aux conditions climatiques exigées.

B - Percement de la cheminée d'aérage principal

Les cheminées sont couramment exécutées en montant à partir de la galerie de base.

Cette cheminée devant servir à l'aérage, à une hauteur de 23 m et une section 3m<sup>2</sup>.

a) Foration

Nous considérons que dans les conditions de foration existantes les perforatrices peuvent avoir une vitesse moyenne de 80 cm/mn.

longueur à forer :

$$19 \times 2,2 = 41,8 \text{ m}$$

Temps nécessaire à un foreur pour exécuter ces 19 trous -  $\frac{4180}{80} = 52 \text{ mn } 15 \text{ s}$

Or on considère qu'on affecte 2 foreurs pour le creusement de la cheminée

Temps de foration :

$$\frac{52 \text{ mn } 15 \text{ s}}{2} = 26 \text{ mn } 7^{\text{A}}$$

Temps effectif à la foration : 30 mn

b) chargement et tir

Pour le chargement et le tir des 19 trous, il nous faut une durée de 20 mn

c) Aérage

Le temps nécessaire à l'évacuation des fumées et des poussières, sera de 25 mn.

d) Temps de chargement

Volume abattu

$$2 \times 1,5 \times 2 = 6 \text{ m}^3$$

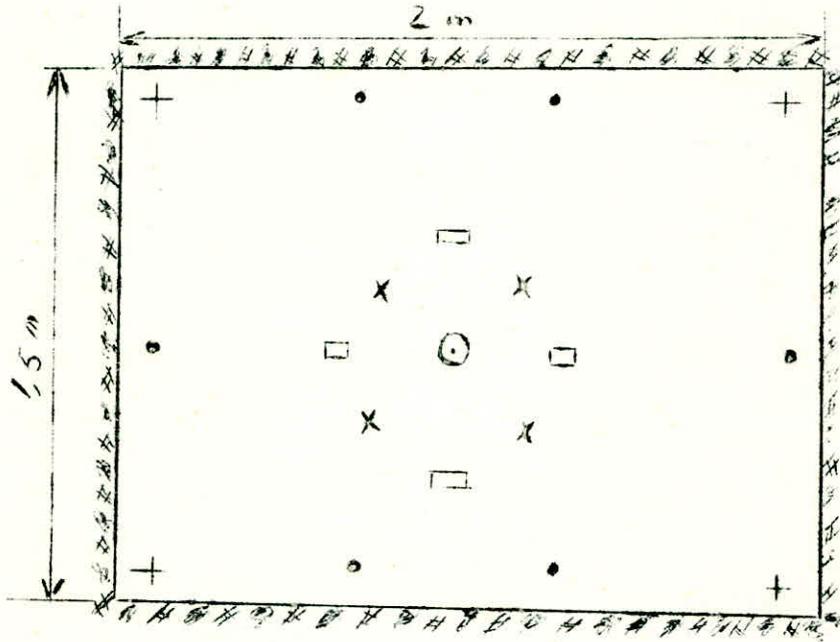
Volume à charger

$$6 \times 1,6 = 9,6 \text{ m}^3$$

Il est à signaler que le Késelguhr provenant du creusement de la cheminée est considéré sans valeur, puisqu'il est mélangé au stérile et qu'il est très difficile

PERCEMENT DE LA CHEMINEE

PLAN DE TIR



EXPLOSIF : GERALEX Cartouches de 100 g.

Retard	Symbole	Nbre de trous	Nbre de cartouches par trous	Nbre total de cartouches	Poids d'explosif (Kg)
-	o	1	0	0	0
0	x	4	10	40	4
1	□	4	8	32	3,2
2	o	6	6	36	3,6
3	+	4	4	16	1,6

19

12,4

de faire un tirage.

Nombre de berlines à charger pour évacuer ces

$$9,6 \text{ m}^3 : \frac{9,6}{0,8} = 12 \text{ berlines}$$

Temps de chargement :

$$12 \times 4 = 48 \text{ mn}$$

e) Boisage :

Le boisage de la cheminée est constitué de bois horizontaux placés tous les 2 mètres.

Le tir est fait après qu'il ait été retiré le plancher de travail en fin de l'opération du chargement des trous de mines

On considère qu'on pourra aisément exécuter 2 cycles/poste pour le percement de la cheminée on travaillera 1 poste/jour d'où un avancement journalier de :

$$1 \times 4 = 4 \text{ m/jour}$$

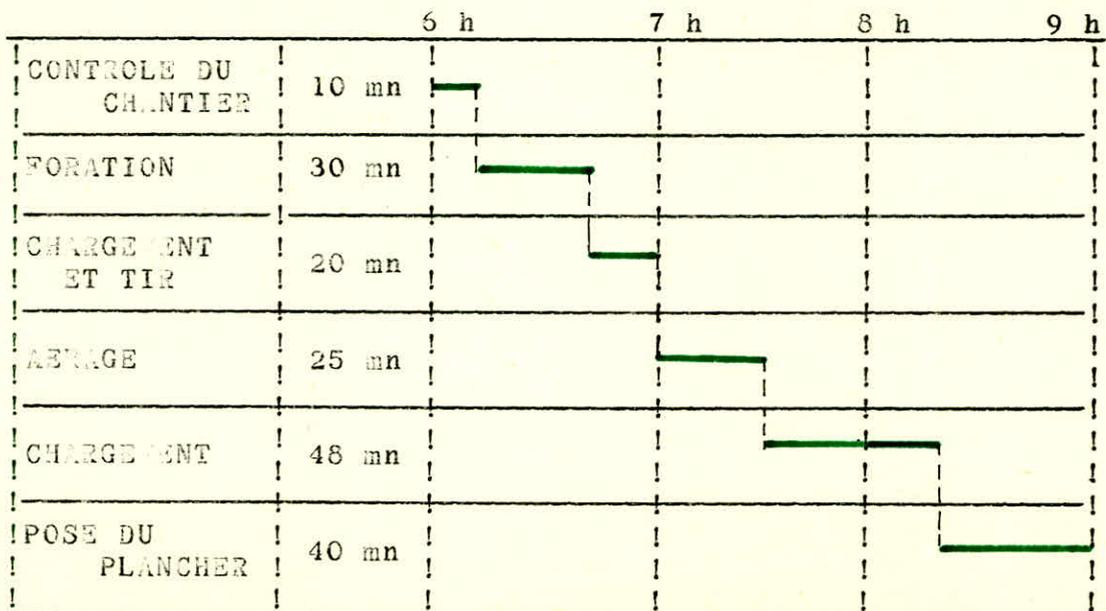
f) Durée du percement de la cheminée :

$$\frac{23}{4} = 6 \text{ jours}$$

### ORGANIGRAMME DU PERCEMENT DE LA CHEMINÉE

2 cycles par poste

#### ORGANISATION D'UN CYCLE



173 mn

On considère que la durée théorique d'un cycle est de 180 mn.

PERSONNEL

- Foration et tir  
2 foreurs
- Chargement  
2 chargeurs (aidés par les foreurs)
- Boisage  
2 boiseurs  
1 chef de Poste polyvalent
- 7 ouvriers par poste

Rendement

Ainsi conduit, le percement d'une cheminée peut être fait à une vitesse d'avancement de 4m par jour soit un rendement de :  $\frac{4}{7} = 0,59$  m /homme

Consommation d'explosif

La consommation théorique d'explosif par mètre d'avancement sera de :  $\frac{12,4}{2} = 6,2$  kg/m

C - Installation du convoyeur à bande

C<sub>1</sub> convoyeur principal

1) vitesse et largeur de la bande :

tonnage par poste :

$$Q_m = \frac{T}{t_p} \text{ kr}$$

$t_p$  effectif du poste : 6

$kr$  coefficient de la régularité de la production

$\gamma$  poids apparent du produit t/m<sup>3</sup>

Calcul de la largeur de la bande qu'il faut  
choisir

$$Q_m = \frac{S V \gamma}{k} = 3600 \text{ t/k}$$

$$S = \frac{0,8 b \times 0,2 b}{2} = 0,08 b^2$$

$$Q = \frac{288 b^2 V \gamma}{k} = \frac{300 b^2 V \gamma}{k}$$

$$b = \sqrt{\frac{kQ}{300 V \gamma}}$$

$$Q_m = \frac{60}{6} \times 3 = 30 \text{ T/heure}$$

$$b = \sqrt{\frac{1,1 \times 30}{300 \times 1 \times 0,85}} = \sqrt{0,129} = 3610^{-2} \text{ m.}$$

$$V = 1 \text{ m/s}$$

Donc en ce qui concerne la largeur de la bande nous prenons une bande normalisée de 500 mm de largeur

2) Puissance de la tête motrice

La puissance totale  $W$  nécessaire à la marche d'un convoyeur est la somme de 3 éléments :

$W_1$  nécessaire à la marche à vide à l'horizontale

$W_2$  nécessaire au transport horizontal du matériau

$W_3$  nécessaire à son élévation

$W_1$  et  $W_2$  sont caractéristiques d'un matériel donné. Elles correspondent aux frottements à vaincre pour le déplacement de la bande, sous l'effet de son propre poids et de sa tension d'une part et du poids du minerai d'autre part.

$$W_1 = K L' f \frac{V}{75} = (A_0 L + B_0) V$$

$$W_2 = \frac{1000 Q L'}{3600 V} \times f \times \frac{V}{75}$$

$$\text{ou encore } W_2 = \frac{Q L' f}{270}$$

V est la vitesse

f' un coefficient dit "coefficient général de l'installation"

L' une longueur fictive, un peut  $>$  à L pour tenir compte du frottement des tambours ( $L' = L + Cte$  voisine de 40m)

K coefficient qui peut, en première approximation, être pris égal au poids par mètre de convoyeur.

$$W = (A_0 L' + B_0) V + \frac{Q L' f}{270}$$

$$W_1 = (A_0 L' + B_0) V$$

$$L' = 300 + 40 = 340 \text{ m}$$

$$V = 1 \text{ m/s}$$

$$100 A_0 = 1,25 \quad B_0 = 0,5$$

$$W_1 = (1,25 \cdot 10^{-2} \times 340 + 0,5) \cdot 1 = 4,75 \text{ CV}$$

$$W_2 = \frac{Q L' f}{270}$$

$$W_2 = \frac{30 \times 340 \times 0,03}{270} = 1,13 \text{ CV}$$

$$W = 4,75 + 1,13 = 5,88 \text{ CV}$$

nous prenons donc une tête motrice Colinet de 8 CV à un tambour.

3) Nombre de plis

Les bandes de fabrication courante ont les compositions suivantes :

Largeur 500 : 4 plis

Largeur 600 - 650 - et 800 : 5 plis

L'épaisseur d'une courroie normale avec revêtement de 20/10 sur chaque face sera donc de 8,4 mm pour la largeur de 500 m.

Principe de fonctionnement :

Un convoyeur à bande est assimilable à une transmission par courroie.

On sait que pour obtenir une transmission du mouvement entre le tambour moteur et la bande, il est nécessaire d'avoir une adhérence suffisante entre les surfaces en contact. Dès que le tambour moteur transmet un effort tangentiel  $F$  suffisant pour entraîner la bande, la tension du brin supérieur augmente tandis que celle du brin inférieur diminue.

soit  $T$  la tension du brin supérieur (brin mené ou tendu)

$t$  la tension du brin inférieur (brin menant ou mou)

quand la bande atteint sa vitesse normale,  $F$ ,  $T$  et  $t$  s'équilibrent.

$$T = F + t$$

$$F = T - t$$

si le moteur entraînant le tambour à une puissance  $P$

$$F = \frac{75 \cdot P}{v} = \text{Kg}$$

$T$  et  $t$  sont liés par la relation.

$$\frac{T}{t} = e^{\mu \alpha} \text{ ou Formule de Rankine}$$

Valeur maximum admissible

$$e = 2,718$$

f = coefficient de frottement bande sur tambour

$\alpha$  = arc embrassé par la bande

$$T < t e^{f\alpha}$$

$$t = \frac{F}{e^{f\alpha} - 1} \quad \text{valeur minimum admissible}$$

$$t < \frac{F}{e^{f\alpha} - 1}$$

On peut donc déterminer la vitesse minimum admissible pour la bande à l'aide de la formule suivante :

$$\text{ou encore : } F = \frac{75 \times W \times R}{V}$$

R = rendement

pour 1 tambour avec rouleau de contrainte

$$a = 1,35$$

$$\text{d'où } V \geq \frac{75 \cdot W \cdot R \cdot a}{5 \cdot n \cdot l}$$

$$V \geq \frac{75 \times 8 \times 0,80 \times 1,35}{5 \times 4 \times 5} = \frac{648}{1000} = 0,648 \text{ m/s}$$

La vitesse choisie de 1m/s convient donc.

C2 convoyeur secondaire

Le convoyeur secondaire déversera le minerai dans une tremie de capacité de 200 T.

$$\operatorname{tg} \alpha = \frac{8}{30} = 0,266$$

$$\alpha = 15^\circ$$

$$h = 8 \text{ m}$$

$$h = l \operatorname{sur} \alpha = > 12 = \frac{8}{0,258} = 31 \text{ m}$$

$$L = 11 + 12$$

$$= 30 + 31 = 61 \text{ m}$$

dans nos calculs nous prenons  $L = 65 \text{ m}$ .

Calcul de la puissance :

$$W = W_1 + W_2 + W_3$$

$$W_1 = (A_0 L + B_0) V$$

$$W_1 = (1,2510^{-2} \cdot 65 + 0,5) * = 1,312 \text{ CV}$$

$$W_2 = \frac{Q L' f}{270}$$

$$W_2 = \frac{30 \times 65 \times 0,03}{270} = \frac{58,5}{270} = 0,21 \text{ CV}$$

$$W_3 = \frac{Q l \sin \alpha}{270} = \frac{Q h}{270}$$

$$W_3 = \frac{30 \times 8}{270} = 0,88 \text{ CV}$$

$$W = 1,312 + 0,21 + 0,88 = 2,40 \text{ CV}$$

en tenant compte du rendement on aura

$$W_m = \frac{W}{n} = \frac{2,40}{0,85} = 2,82 \text{ CV}$$

pour notre convoyeur secondaire nous prenons une tête motrice de 3 CV.

#### MONTAGE ET ENTRETIEN :

##### a) Installation du convoyeur

##### 1) Tête motrice

Avant de procéder au montage du convoyeur, on doit exécuter tout d'abord les travaux préliminaires qui sont au nombre de 3 phases :

- 1ère phase : on doit nettoyer la voie
- 2ème phase : faire poser la direction par le géomètre
- 3ème phase : préparation de l'emplacement de la tête motrice.

Dans la zone de l'emplacement de la tête motrice, on ne doit en aucun cas utiliser un soutanement combustible.

Pour placer la tête motrice, on prévoit la construction d'un massif en béton avec boulons d'ancrage.

Le bâti de la tête motrice sera placé sur ce massif, et on adoptera les sous-ensembles en leur prêtant un grand soin lors de la manipulation. Ces éléments montés, on placera la tête motrice dans sa position définitive, et la fixer solidement par les boulons d'ancrage.

Au point de vue sécurité, on prévoit la protection du bras de chargement et s'assurer de la présence du carter de protection de l'accouplement.

## 2) Infrastructure

On assemblera au sol chaque élément de l'infrastructure : 2 longerons et 3 augets ; par la suite on fixera l'élément assemblé, soit à la tête motrice, soit à l'élément précédent. Ces éléments placés, on montera les rouleaux inférieurs en plaçant correctement le brin de retour de la bande.

## 3) Installation du renvoi de base

Dès que tous les éléments d'infrastructure sont assemblés on mettra le renvoi en place : c'est à dire le rendre solidaire du dernier élément d'infrastructure, et rabattre l'extrémité du brin de retour de la bande autour du rouleau de renvoi.

Au point de vue sécurité on ne doit pas omettre la tôle de protection de coffrage du renvoi, et ne pas oublier non plus la tôle de protection du brin de retour de bande à proximité du renvoi.

4) Installation de la bande :

On introduira le brin de retour de la bande dans la tête motrice et le renvoi. Et il est strictement interdit d'introduire la bande dans la tête motrice en se servant du moteur.

5) Mise en route du convoyeur :

Précautions avant mise en service :

Avant la mise en service il faut s'assurer que toutes les mesures sont bien observées, en particulier :

- protection de la tête motrice et du bras
- protection du renvoi
- protection des passages sur ou sous le convoyeur
- graissage des roulements et niveau d'huile du réacteur
- présence d'un rouleau tachymétrique
- présence d'une prise d'eau
- présence d'un extincteur
- présence d'un arrêt urgent.

b) ENTRETIEN DU CONVOYEUR

Les incidents qui se produisent ont souvent pour origine le manque d'entretien. Ils occasionnent généralement des frais de réparation élevés en plus du tonnage perdu.

C'est pourquoi toute installation doit faire l'objet d'une surveillance périodique effectuée avec soin et attention.

On doit effectuer un entretien préventif, à chaque poste. Son but essentiel est de prévenir ou de déceler les incidents susceptibles de se produire en échéance plus ou moins longue.

D'autres entretiens peuvent être exécutés : tel que l'entretien du 1er degré susceptible d'être effectué du fond, et qui consiste en des vérifications mécaniques, des mises au point, ou des remplacements de sous-ensembles.

On distingue encore l'entretien du 2ème degré, qui ne peut être effectué qu'à l'atelier du jour et qui consiste surtout en des réparations des sous-ensembles avariés et en révision générale après la campagne d'utilisation.

IV - L'EXPLOITATION PROPREMENT DITE :

a) TRACAGE DES CHAMBRES

Dans les panneaux que nous venons de déterminer on trace à partir de la galerie principale, des galeries qu'on appelle chambres. Le traçage de ces chambres est exécuté dans toute la puissance de la couche, et elles sont séparées entre elles par du Kieselguhr laissé en place. Ce Kieselguhr constitue les piliers longs qui seront exploités par la suite.

Les chambres auront une longueur de 100m entre deux axes de symétries et une largeur de 4m. Elles seront donc creusées à 4 mètres de largeur, et le dépilage suivant immédiatement le traçage. Sur un panneau en exploitation, on rencontrerait généralement des chantiers en cours de dépilage, alors que dans les suivants on termine le traçage.

1) FORATION

Section de la chambre :

$$1,5 \times 4 = 6 \text{ m}^2$$

Volume abattu par cycle

$$6 \times 2 = 12 \text{ m}^3$$

Nombre de cycles nécessaires pour répondre à une production de 60 T/jour.

$$N = \frac{60}{0,85 \times 12} = 5,88 \text{ cycles} = 6 \text{ cycles/jour}$$

nombre de trous à forer : 17 trous

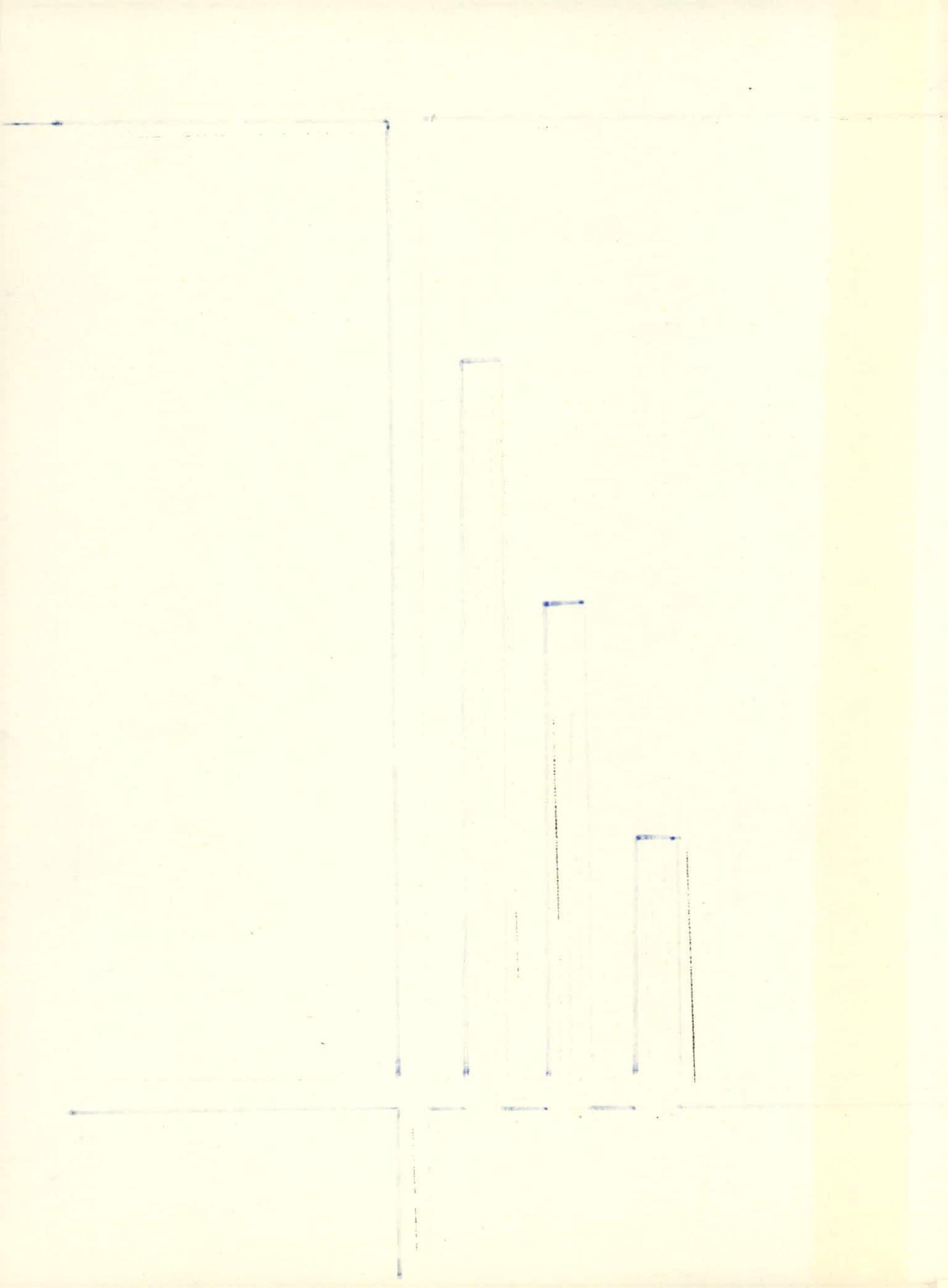
longueur à forer :

$$17 \times 2,2 = 37,4 \text{ mètres}$$

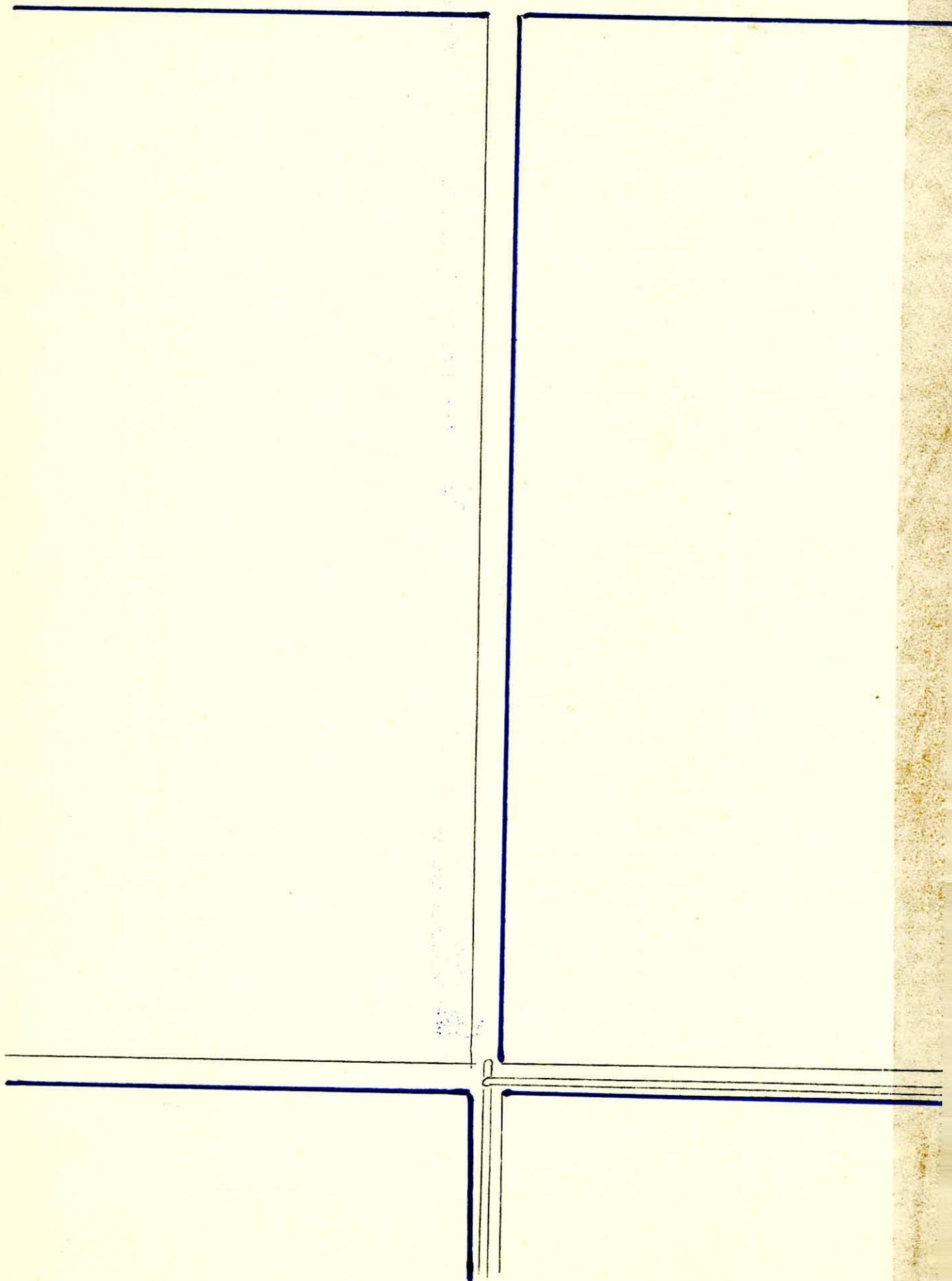
Vitesse de foration : 100 cm/mn

Temps de foration

$$\frac{37,40}{100} = 37 \text{ mn } 24 \text{ s}$$



T R A C



On considère que le nombre de foreurs affectés au traçage est de 3 par chambre.

Le temps de foration sera donc de

$$\frac{37 \text{ mn } 24 \text{ s}}{3} = 12 \text{ mn } 26 \text{ s}$$

nous prenons un temps de foration de 20 mn.

2) CHARGEMENT ET TIR :

Le temps de chargement et tir sera d'une durée de 20 mn.

3) AERAGE :

Pour évacuer les poussières et les fumées il nous faut une durée de 25 mn.

4) CHARGEMENT :

Le chargement s'effectuera par raclage au moyen d'un treuil à deux tambours placé devant la recoupe, parallèlement au chantier, ramenant le minerai abattu dans un godet, qui le déverse par l'intermédiaire d'une goulotte dans le convoi à bande.

CALCUL DE LA PUISSANCE DU TREUIL DE RACLAGE

Le débit d'une installation de râclage est fonction de la capacité du racloir, de la vitesse moyenne du câble et de la course du racloir.

Si nous appelons C la capacité du racloir en m<sup>3</sup>, V la vitesse moyenne du câble en mètres:secondes et L la longueur parcourue dans chaque sens, le volume transporté en une heure sera de :

$$Q = \frac{CV \ 3600}{2.L}$$

Plus généralement, connaissant le débit horaire à transporter, la cause et la vitesse moyenne du câble est si R est le rendement et H le volume horaire à transporter on déterminera la capacité du racloir par :

$$C = \frac{H \times 2 L}{V \cdot 3600 R}$$

Or nous nous fixons la capacité du racloir, qui sera de 0,8 m<sup>3</sup>.

$$V = \frac{Q \cdot 2 L}{C \cdot 3600}$$

Mais précédemment on a vu que pour répondre à une production de 60 T/jour, il faut mettre en marche 3 chantiers :

d'où la production journalière d'un chantier

$$\frac{60}{3} = 20 \text{ T/chantier}$$

$$\text{ou encore } \frac{20}{0,85} = 23,52 \text{ m}^3/\text{chantier}$$

nous considérons aussi que le raclage se fait pendant 2 heures par chantier.

d'où le débit horaire :

$$Q = \frac{23,52}{2} = 11,76 \text{ m}^3/\text{h}$$

calcul de la vitesse

$$V = \frac{Q \cdot 2 L}{C \cdot 3600}$$

$$Q = 11,76 \text{ m}^3/\text{h}$$

$$L = 100 \text{ m}$$

$$C = 0,8$$

$$V = \frac{11,76 \times 200}{0,8 \times 3600} = \frac{23,52}{23,8} = 0,815 \text{ m/s}$$

Calcul de la puissance du treuil :

Capacité du racloir 300 litres

Poids du racloir 700 kg

Poids utile  $800 \times 0,8 \times 0,85 = 544 \text{ kg}$ .

la puissance est donnée par la formule suivante :

$$P \text{ min.} = \frac{(P_v + P_u) (f + \sin \alpha)}{75 n} V$$

- $P_v$  poids du scraper à vide
- $P_u$  poids utile
- $f$  coefficient de frottement
- $\alpha$  angle de pendage
- $V$  vitesse
- $n$  rendement

$$P = \frac{(700 + 544) 1,081}{75 \times 0,70} = 23,70 \text{ CV}$$

en résumé nous pouvons dire que pour le chargement il faut installer un treuil dont les caractéristiques sont les suivantes

**TREUIL DE RACLAGE TYPE F.12**

Effort au $\phi$ moyen d'enroulement du câble.	Capacité du tambour.	Vitesse de raclage en m/s au $\phi$ moyen d'enroulement du câble.	Vitesse de retour.	Puissance du moteur en CV.
1250 Kg.	120 m câble 13,9	1 m	1 m 150	25 CV.

Le temps de chargement par cycle sera donc de 60 mn.

Durée d'un cycle :

Foration	20 mn
Chargement et tir	20 mn
Aérage	25 mn
Chargement	60 mn
	<hr/> 125 mn

nous considérons que le temps effectif d'un poste de travail est de 6 heures.

pour répondre à la production de 60 T/jour il faut donc mettre en marche 3 chantiers de 2 cycles chacun.

- 1 chantier de dépilage
- 2 chantiers au traçage des chambres.

Temps de traçage d'une chambre :

$$\frac{100}{4} = 25 \text{ jours}$$

Personnel : pour un chantier :

- 1 chef de chantier
- 3 foreurs
- 1 ouvrier (qui prépare l'explosif et le bourrage)
- 1 treilliste

---

6 ouvriers/chantier

b) dépilage

Au début de l'étude d'exploitation nous avons parlé de longs piliers qui ont une largeur de 4m et une longueur de 100m, ce type de traçage permet de maintenir en bonne tenue les chambres.

L'exploitation proprement dite repose sur la récupération de ces longs piliers, donc on est amené à procéder au dépilage.

Le dépilage consiste à exploiter le Kieselguhr contenu dans ces grands piliers séparant les chambres entre elles.

Pour exécuter ces travaux de récupération, on fait une recoupe, cette recoupe va laisser un pilier de 4mx4m, on laisse ce pilier en guise de soutènement naturel.

Personnel par poste :

Ouvriers	18
Chef de poste	1
Electricien	1
Mécanicien	1
Entretien	
convoyeur	<u>1</u>
	22

En conclusion nous pouvons dire que le traçage des chambres nous permet de récupérer 50% du gisement et que le dépilage permet aussi une récupération de 25% du gisement donc notre méthode d'exploitation nous permet d'exploiter 75% du gisement.

AERAGE PRINCIPAL

Besoin en air de la mine :

Nous avons un effectif de 22 personnes/poste, pour nos calculs nous prenons un nombre de 25 ouvriers.

Quantité nécessaire à la respiration du personnel

Sachant que la respiration du personnel demande un débit de 3m<sup>3</sup>/mn/ouvrier.

Le débit nécessaire à la mine sera de :

$$\frac{3 \times 25}{0,8} = 93,75 \text{ m}^3/\text{mn}$$

0,8 étant un coefficient de sécurité que nous utilisons dans nos calculs.

$$\frac{93,75}{60} = 1,56 \text{ m}^3/\text{s}$$

Pour le calcul d'aérage en considère deux cas :

- cas où l'on se trouve pendant la période d'hiver dont la température moyenne est 10° c.

- cas où l'on se trouve pendant la période d'été dont la température moyenne est 20° c.

1er cas : Période d'hiver :

$$t_e = t_a + \frac{H}{gr}$$

$$t_s = t_m + \frac{H}{G}$$

$t_e$  - température d'entrée

$t_s$  - température de sortie

$$\Delta t = t_s - t_e = (t_m - t_a) + H \left( \frac{1}{G} - \frac{1}{g} \right)$$

$$t_e = 10 + \frac{23}{100} = 10,23^\circ \text{ c}$$

$$t_s = 20 + \frac{23}{100} = 20,76^\circ \text{ c}$$

$$t = 20,76 - 10,23 = 10,53^\circ \text{ c}$$

Dépression naturelle

$$h = RQ^2 = H w_e \frac{\Delta t}{t_s}$$

On considère les gaz comme parfaits

$$\frac{P}{w_e} = R T_e$$

$$w_s = \frac{T_e}{T_s} w_e$$

$$\frac{P}{w_s} = R T_s$$

$$w_e = 1,226 \text{ kg/m}^3$$

$$H = 23 \text{ m}$$

$$T_s = t_s + 273 = 20,76 + 273 = 293,76^\circ$$

Pour les résistances :

On prend 5,7 murgues par chaque galerie (5,7, chiffre donné par le tableau figurant sur la revue de l'industrie minière du 15.10.62). Pour les chantiers d'exploitation on prend une résistance de 20 murgues.

Résistance globale :

$$R = (5,7 \times 3) + 20 = 37,1 \text{ murgues}$$

pour nos calculs on prend  $R = 33$  murgues

$$h = \frac{23 \times 1,226 \times 80,53}{293,76} = 1,001 \text{ kg/m}^2$$

$$Q^2 = \frac{h}{R} = \frac{1,01}{3810^{-3}} = 26,34$$

$$Q = \sqrt{26,34} = 5,12 \text{ m}^3/\text{s}$$

2ème cas : Période d'été :

$$t_e = 20 + \frac{23}{100} = 20,23^\circ\text{c}$$

$$t_s = 20 + \frac{23}{30} = 20,77^\circ\text{c}$$

$$\Delta T = 20,77 - 20,23 = 0,54^\circ\text{c}$$

$$h = \frac{23 \times 1,226 \times 0,54}{293,77} = 0,052 \text{ kg/m}^2$$

$$Q^2 = \frac{0,052}{3810^{-3}} = 1,36$$

$$Q = \sqrt{1,36} = 1,18 \text{ m}^3/\text{s}$$

### Conclusion

Nous remarquons que dans les deux cas, l'aérage naturel est suffisant.

### ECLAIRAGE

L'éclairage de la galerie principale et des chantiers de travail représente un grand intérêt à 3 points de vue.

- rendement
- sécurité
- climat de travail

D'autre part la lampe individuelle, ne suffit pas car elle n'assure pas une vision périphérique complète ; donc les point de chargement nécessiterons un éclairage plus important. Le scrapage se fera dans de bonnes conditions de travail ; d'ou une nécessite d'installer des projecteurs dans les chambres.

La galerie principale sera éclairée par <sup>des</sup> hublots à incandescence. Ces hublots dont le verre <sup>est</sup> protégé de barreaux métalliques ont une puissance de 75 W et pèsent 13 kg. Ils seront placés tous les 20 m le long des galeries.

Pour les chambres nous avons choisi des lampes fluorescentes, les plus puissantes ont 40 W (équivalent à 120 W en incandescence).

Du point de vue, réalisation pratique, cet éclairage est obtenu par réseau électrique, basse tension de 120 v.

Nombre de hublots

longueur des galeries principales

$$340 + 60 = 400 \text{ m}$$

$$N = \frac{400}{20} = 20 \text{ hublots.}$$

Ce qui représente une puissance :

$$75 \times 20 = 1500 \text{ W} = 1,5 \text{ Kw.}$$

Puissance des lampes dans les chambres

Les chantiers en service sont au nombre de 3

On considère 2 lampes par chantier

Nombre de lampes nécessaires à l'éclairage des  
chambres :  $2 \times 3 = 6$  lampes de 40 W

Puissance :

$$40 \times 6 = 240 \text{ W} = 0,24 \text{ Kw}$$

Puissance totale

$$1,5 + 0,24 = 1,74 \text{ Kw}$$

en tenant compte des chutes dans la ligne que nous estimons à 15 %.

La puissance sera de :

$$\frac{1,75 \times 115}{100} = \underline{2,01 \text{ Kw}}$$

Pour l'éclairage individuel, on choisera les lampes au chapeau, ce type d'éclairage s'impose par de nombreux avantages :

- elle laisse libre les mains de l'ouvrier
- elle éclaire directement ce qu'il regarde, avec un éclairement, sans ombres portées.
- elle est légère et économique.

#### CONSIDÉRATIONS ÉCONOMIQUES

##### 1) Matériel du réseau de distribution :

Fil électrique : 1000 m  
Lampes hublots  
incandescent 75W: 20  
Lampes à fluorescence  
40 W : 6

##### 2) Prix du matériel d'éclairage

Fil électrique 47 DA/100m  
Lampes hublots  
incandescent 75 W 160 DA.  
Lampes à fluorescence  
40 W 300 DA.  
Lampe au chapeau  
(banc de charge  
compris) 120 DA.

##### 3) Prix de revient de l'éclairage individuel :

Le prix de revient d'une lampe individuelle (amortissement compris) est de l'ordre de 0,30 DA. par poste.

En tenant compte d'un rendement moyen 3.T., de 20 % d'absentéisme et de 5 % de lampes à maintenir en réserve.

$$\text{Le prix de revient } \frac{0,30 \times 105}{3 \times 0,80 \times 100} = \underline{0,13} \text{ DA/t}$$

4) Prix de revient de l'éclairage collectif

Prix de revient par mètre courant éclairé

- en galerie, par lampes à incandescence :

Hublots 20 x 160 = 3200 DA.

Fil électrique :  $\frac{47 \times 1000}{100} = 376$  DA.

Consommation d'énergie électrique :

$\frac{1,5 \times 115}{100} = 1,72$  Kw

Consommation par jour

1,72 x 8 = 13,76 Kwh

le prix d'un Kwh est estimé à 0,12 DA.

13,76 x 0,12 = 2,65 DA/Poste

prix de revient par mètre courant éclairé

3200 + 376 + 2,65 = 3578,65/400 m

$\frac{3578,65}{400} = 8,94$  DA/m

- en chambre par lampes à fluorescence :

Lampes : 2 x 300 = 600 DA

Consommation d'énergie électrique :

0,040 x 2 = 0,080 Kw

Consommation d'énergie électrique par poste :

0,08 x 8 x 3 = 1,92 Kwh

Coût de l'énergie électrique

1,92 x 0,12 = 0,23 DA/poste

finalement pour calculer le prix de revient de l'éclairage collectif nous tiendrons compte de l'amortissement qui sera établi de la façon suivante :

nous considérons que l'amortissement du matériel d'éclairage se fera au bout de 100 postes de travail.

I N V E S T I S S E M E N T

Hublots 3 200 DA.

Fil électrique 470

Lampes à fluorescence 1 800

---

5.470 DA.

le prix de revient de l'éclairage collectif sera de :

consommation d'énergie électrique	0,23 DA/poste
amortissement	54,70 DA/poste

---

54,93 DA/poste

soit encore :  $\frac{54,93}{60} = 0,91 \text{ DA/T}$

5) prix de revient total de l'éclairage

éclairage individuel	0,130 DA/t
- collectif	0,91
	<hr/>
	1,04 DA/t

\* E T U D E E C O N O M I Q U E \*

I) CALCUL DU COUT DES TRAVAUX PREPARATOIRES

a) GALERIE PRINCIPALE :

1) Indices techniques

INDICES TECHNIQUES	UNITE	NCMBRE
longueur	m	360
section	m <sup>2</sup>	6
longueur des trous	m	2,2
nombre de trous	-	29
quantité d'explosif	kg	25,2
avancement par cycle	m/cycle	2
nombre de cycle par chantier	cycle/chantier	2
nombre de chantier par poste	chantier/poste	2
nombre de poste	-	1
volume de Kieselgur à charger	m <sup>3</sup> /cycle	14,4
volume de stérile à charger	m <sup>3</sup> /cycle	4,2
Personnel au fond par poste	Hp	18
Rendement	m/Hp	0,44

2) Consommations :

2.1. : Consommation d'explosif

$$\frac{25,2}{2} = 12,6 \text{ Kg/m}$$

2.2. : Consommation de détonateurs électriques

$$28 \times 1 = 28 \text{ détonateurs}$$

$$\frac{28}{2} = 14 \text{ détonateurs /m}$$

2.3.: Consommation d'air comprimé

Nombre de perforatrices en fonctionnement : 6

Temps de foration : 60 mn

Consommation d'air comprimé par perforatrice 2m<sup>3</sup>/mn

Consommation d'air comprimé par jour :

$$2 \times 6 \times 60 = 720 \text{ m}^3/\text{jour}$$

2.4. : Consommation d'énergie

Ventilateur : 1,5 CV.

Nombre de ventilateur mis en marche : 2

$$1,5 \text{ CV} = 1,13 \text{ Kw}$$

Consommation d'énergie par jour

$$1,13 \times 2 \times 8 = 18,08 \text{ kwh/jour}$$

compresseur :

$$720 \times 0,1 = 72 \text{ Kwh/jour}$$

éclairage :

$$1,72 \times 8 = \frac{13,76 \text{ kwh/jour}}{103,84 \text{ kwh/jour}}$$

soit encore :

$$\frac{103,84}{8} = 12,98 \text{ kwh/m d'avancement}$$

3) Estimation du prix de revient :

En tenant compte de ce que nous venons de voir, on peut établir le tableau suivant :

DESIGNATION	Unité	Nbre	Prix unitaire DA.	Prix Total DA/m
Main d'oeuvre (charges sociales comprises)	Hp	18	24	54/m
Explosif	Kg/m	12,6	4	50,4
Détonateurs	P/m	14	0,75	10,5
Energie	Kwh/m	12,98	0,12	1,55
				<u>116,45DA/m</u>

Le coût du creusement sera évaluer à :

$$116,45 \times 360 = \underline{41.922 \text{ DA.}}$$

il est à signaler que ce chiffre de 41.922 DA. n'englobe pas les investissements du matériel nécessaire au creusement de la galerie.

b) CHEMINÉE D'AÉRAGE

1) Indices techniques

DESIGNATION	UNITE	NOMBRE
Longueur	m	23
Section	m <sup>2</sup>	3
longueur des trous	m	2,2
Nombre de trous	-	19
Quantité d'explosif	kg	12,4
Avancement par cycle	m/cycle	2
Nombre de cycle par poste	cycle/poste	2
Nombre de poste		1
Volume à charger	m <sup>3</sup>	16,8
Personnel	Hp	7
Rendement	m/Hp	0,57

2) Consommations

2.1. Consommation d'explosif :

$$\frac{12,4}{2} = 6,2 \text{ kg/m}$$

2.2. Consommation de détonateurs électriques :

$$\frac{18}{2} = 9 \text{ détonateurs/m}$$

2.3. Consommation d'air comprimé

Nombre de perforatrice en fonctionnement: 2

Temps de foration : 30 mn/cycle

Consommation d'air comprimé par perforatrice: 2m<sup>3</sup>/mn

Consommation d'air comprimé par jour :

2 x 2 x 2 x 30 = 240 m<sup>3</sup>/jour

2.4. Consommation d'énergie

Ventilation 1,5 CV = 1.13 Kw

Nombre de ventilateur en marche : 1

consommation d'énergie par jour :

1,13 x 8 = 9,04 kwh/jour

compresseur :

240 x 0,1 = 24 kwh/jour

éclairage :

1,72 x 8 = 13,76 kwh/jour

consommation d'énergie journalière : 46,80 kwh/j.

ou encore :  $\frac{46,80}{4} = 11,70$  kwh/m

3) Estimation du prix de revient :

En tenant compte des incidences techniques et des consommations nous pouvons établir un tableau récapitulatif

TABLEAU RECAPITULATIF

DESIGNATION	UNITE	Nbre	Prix uni- taire DA.	Prix total DA/m
Main d'oeuvre (charges sociales comprises)	Hp	7	24	37
Explosif	Kg/m	6,2	4	24,8
Détonateurs	P/m	9	0,75	6,65
Energie	kwh/m	11,70	0,12	1,40
Bois (pour plancher)	m <sup>3</sup> /m	1,5	8	12
coût d'un mètre				81,85 DA

TABLERU RECAPITULATIF

Désignation	Unité	Nombre	Prix Uni- taire DA.	Prix total DA/m
Main d'oeuvre (charges so- ciales compri- ses).	Hp	7	24	37
Explosif	Kg/m	6,2	4	24,8
Détonateurs	P/m	9	0,75	6,65
Energie	Kwh/m	11,70	0,12	1,40
Bois (pour plancher	m/m	1,5	8	12

coût d'un mètre 81,85 DA.

Coût du creusement de la cheminée, sans tenir compte de la valeur du matériel mis à la disposition du creusement de la cheminée :

$$81,85 \times 23 = \underline{1.882,55 \text{ DA.}}$$

c) Coût des travaux préparatoires

Galeries + Cheminées

$$41.922 + 1.882,55 = \underline{43.804,55 \text{ DA.}}$$

II - CALCUL DU COUT DE L'INSTALLATION DU CONVOYEUR

a) données économiques :

En premier lieu nous essayons d'établir, le prix du mètre de convoyeur :

- Prix du mètre de convoyeur à bande :

Il est à rappeler que dans notre avant-projet on a prévu pour le chargement 2 convoyeurs, un qu'on a appelé convoyeur principal et l'autre convoyeur secondaire. Le calcul du prix du mètre de convoyeur sera le même pour les deux cas :

Prix moyen du mètre de convoyeur

largeur de bande : 500 mn

Le prix moyen du mètre est de 300 DA.

La répartition des dépenses se fera comme suit :

bande 62 %  
rouleaux 20 %  
infrastructure 18 %

à ces dépenses s'ajoute le prix de la tête motrice, du tambour de renvoi, du moteur et de son coffret. L'ensemble de ces organes coûte environ 20.000 DA. pour les bandes de 500 mm de large.

Répartition des frais d'équipement sur les 300 mètres du convoyeur principal :

$$\frac{20.000 \text{ DA}}{300} = 66,66 \text{ DA/mètre}$$

Coût du mètre de convoyeur installé :

$$300 + 66,66 = 366,66 \text{ DA/mètre}$$

Investissement :

$$366,66 \times 350 = \underline{128.331 \text{ DA/}}$$

b) Prix de revient du transport par convoyeur

Eléments du prix de revient :

- dépenses d'énergie
- amortissement
- dépenses d'entretien
- fournitures.

1) Energie

puissance du convoyeur principal 8 CV

puissance du convoyeur secondaire 4 CV

12 CV

Temps de marche : 2 heures

Consommation d'énergie pendant 2 heures de marche : 12 CV = 8,8 Kw

Consommation : 8,8 Kw x 2 = 17,6 Kwh

2) Amortissement :

L'amortissement sera considéré dans la partie qui se rapportera aux investissements.



III - COÛT DE L'EXPLOITATION

Chambres et Piliers

Production journalière de 60 tonnes

1) Indices techniques :

DESIGNATION	Unité	Nombre
longueur d'une chambre	m	100
section	m <sup>2</sup>	6
longueur des trous	m	2,2
Nombre de trous	-	17
Quantité d'explosif	kg	18
Avancement par cycle	m	2
Nombre de cycle/chantier	-	2
Nombre de chantiers/poste	-	3
Nombre de poste	-	1
Volume de Kieselguhr à charger	m <sup>3</sup>	70,58
Personnel au fond/poste	Hp	<b>22</b>
Rendement	T/Hp	2,72

2) Consommations

2.1. Consommation d'explosif

$$\frac{8}{2} = 4 \text{ Kg/m}$$

Consommation journalière :

$$\text{Avancement journalier : } 2 \times 6 = 12 \text{ m}$$

$$8 \times 12 = 96 \text{ Kg}$$

ou encore :

$$\frac{96}{60} = \underline{0,8 \text{ Kg/tonne}}$$

2.2. Consommation de détonateurs électriques

16 x 1 = 16 détonateurs

$$\frac{16}{2} = 8 \text{ détonateurs/m}$$

Consommation journalière

3 x 12 = 96 détonateurs

ou encore :  $\frac{96}{60} = \underline{1,6 \text{ détonateurs/tonne}}$

2.3. Consommation d'air comprimé :

Nombre de perforatrice en fonctionnement :

3 perforatrices par chantier

Nombre de chantiers 3

3 x 3 = 9 perforatrices

Temps de foration :

Le temps de foration par cycle est estimé à 40 mn

soit 40 x 2 = 80 mn par poste :

consommation d'air comprimé par perforatrice 2m<sup>3</sup>/mn

consommation d'air comprimé par jour :

2 x 9 = 80 = 1440 m<sup>3</sup>

2.4. Consommation d'énergie électrique :

Compresseur :

1440 x 0,1 = 144 kWh

Treuil de raclage :

25 CV = 18 Kw

Temps de fonctionnement : 2 heures/jour

Nombre de scrapers mis en marche : 3

Consommation journalière

18 x 2 x 3 = 108 kWh

Consommation totale

144 + 108 = 252 kWh

TABLEAU RECAPITULATIF

Désignation	UNITE	Nbre	Prix uni- taire DA.	Prix total DA./T
Mains d'œuvre (charges sociales comprises)	Hp	18	24	7,2
Ouvriers		1	30	0,5
Electricien		1	30	0,5
Mécanicien		1	30	0,5
Chef de Poste		1	35	0,59
Ingénieur		1	75	1,25
Explosif	kg	0,8	4	3,2
détonateurs		1,6	0,75	1,2
Energie	Kwh	252	0,12	0,5

15,44 DA/T

ESTIMATION DU PRIX DE REVIENT DE LA TONNE EXTRAITE  
(sans tenir compte des investissements)

- Travaux préparatoires :

- On répartit les dépenses des travaux préparatoires sur les réserves exploitables.

43.804,55  
387.281 = - - - - - 0,11 DA/T

- Convoyeur à bande - - - - - 2,435 DA/T

- Eclairage - - - - - 1,04 DA/T

- Frais d'exploitation - - - - - 15,44 DA/T

19,02 DA/T

- LES INVESTISSEMENTS -

On pourrait distinguer différents degrés d'investissements et même dire qu'une dépense présente un caractère d'investissement plus ou moins marqué, en fonction de la durée plus ou moins grande de l'avantage qu'elle assure par l'avenir.

Il est d'autre part possible, en général, de résoudre un problème industriel de plusieurs façons, soit avec des investissements moindres au départ et des frais plus élevés ensuite, soit avec un amortissement plus important et des dépenses d'exploitation plus réduites.

Dans notre cas il nous est très difficile de situer le problème de l'investissement dans un cadre bien précis. Ceci est d'autant plus vrai que certains types de matériel utilisés par le creusement des galeries principales, ne seront pas utilisés par l'exploitation ; mais ils peuvent être utilisés lors des années à venir :

Les investissements se présentent ainsi :

Désignation	Nombre	Durée de vie	Valeur unitaire DA.	TOTAL
- Berline	20	5 ans	2.000	40.000
- perforatrice	9	"	3.000	27.000
- Ventilateur	2	"	5.000	10.000
- Compresseur	1	10 ans	30.000	30.000
- Rails	720 m	5 ans	30	21.600
- Traverses	400 m	"	6	2.400
- Canars + joints	350 m	"	15	5.250
- Tuyaux d'air	350 m	"	7	2.450
- Flexible	400 m	"	6	2.400
- groupe électrogène	1	"	20.000	20.000

à reporter 161.100

- Fleuret	10	5 ans	50	500
- Convoyeur	1	10 ans	128.331	128.331
- Treuils et péraper	3	"	20.000	60.000
- Goulotte	3	5 ans	500	1.500
- Tremie	1	"	4.000	4.000
- Camion	1	"	80.000	80.000

INVESTISSEMENT 435.431 DA

Dans le matériel que nous avons mis à la disposition de notre mine il faut distinguer :

- le matériel nécessaire aux travaux préparatoires, les dépenses de ce matériel seront réparties sur le tonnage exploitable.

- le matériel nécessaire à l'exploitation et dont la durée de vie est de 5 ans.

- le matériel nécessaire à l'exploitation et dont la durée de vie est de 10 ans.

1) Matériel nécessaire aux travaux préparatoires

Berlines . . . . .	40.000 DA.
Ventilateurs . . . . .	10.000 DA.
Rails . . . . .	21.600 DA.
Canars + joints . . . . .	5.250 DA.
Traverses . . . . .	2.400 DA.
	<hr/>
	79.250 DA.

Dépenses par tonne

$$\frac{79.250}{387.281} = 0,20 \text{ DA/T}$$

2) Matériel de durée de vie 5 ans

Perforatrices	27.000 DA.
Tuyaux d'air	2.450 DA.
Flexible	2.400 DA.
Groupe électrogène.	20.000 DA.
Flourets	500 DA.
Goulotte	1.500 DA.
Treniot	4.000 DA.
Camion	80.000 DA.

-----  
137.850 DA.

Actualisation :

- i = taux d'intérêt annuel = 6 %  
p = nombre d'années d'amortissement : 5 ans  
a = annuité d'amortissement  
I = investissement

$$a = I \frac{i}{1 - (1+i)^{-n}}$$

$$\frac{i}{1 - (1+i)^{-5}} = 0,24$$

$$a = 137.850 \times 0,24 = 33.084 \text{ DA/an}$$

$$\frac{33.084}{18000} = 1,83 \text{ DA/T}$$

(1800 étant la production annuelle)

3) Matériel de durée de vie 10 ans

Compresseur	30.000 DA.
Convoyeur	128.331 DA.
Ensemble de raclage	60.000 DA.
	-----
	218.331 DA.

actualisation :

$$a = I \frac{i}{1 - (1+i)^{-n}}$$

$$\frac{i}{1 - (1+i)^{-10}} = 0,13$$

$$a = 216.331 \times 0,13 = 28383,03 \text{ DA/an}$$

$$\frac{28383,03}{18000} = 1,57 \text{ DA/T}$$

Finalement le prix de revient sera de :

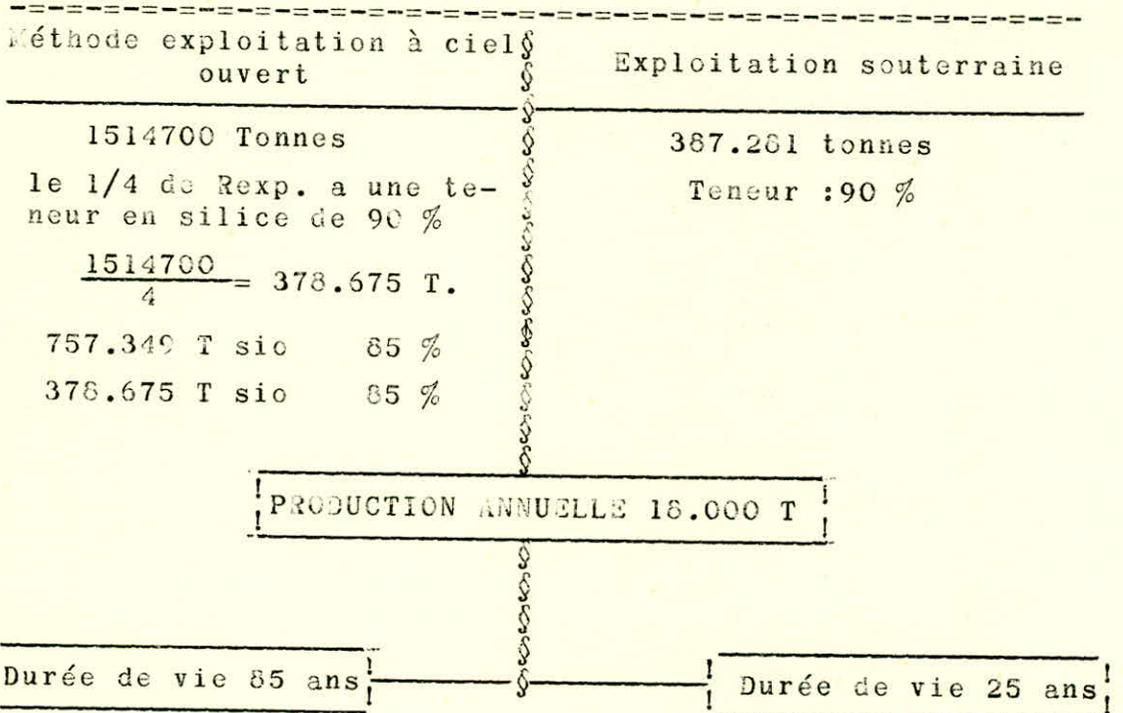
$$19,02 + 0,20 + 1,83 + 1,57 = \underline{\underline{22,62 \text{ DA/T}}}$$

-----oo0oo-----

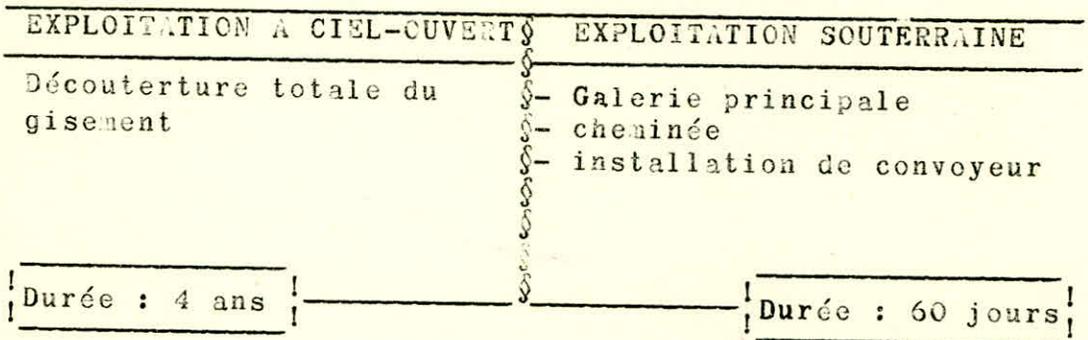
3.6 - ANALYSE DE COMPARAISON TECHNIQUE ET ECONOMIQUE :

L'analyse de comparaison consiste à regrouper tous les indices techniques et économiques des deux méthodes d'exploitation et d'en faire la comparaison.

1) Réserves géologique :



2) Travaux préparatoires



3) Effectif :

CIEL-OUVERT		SOUTERRAIN	
Personnel exploitation	22	Personnel exploitation	22
Ingénieur	1	Ingénieur	1
Personnel administratif	5	Personnel administratif	5
	<u>28</u>		<u>28</u>

4) Investissements :

CIEL-OUVERT	SOUTERRAIN
<u>632.575 DA.</u>	<u>435.431 DA.</u>

5) Amortissement :

CIEL-OUVERT	SOUTERRAIN
nous ne tiendrons pas compte de la pelle 490 YUMBO	nous ne tiendrons pas compte du matériel du creusement des travaux préparatoires
Pelle chargeuse - camion	Matériel de durée 5 ans
2,66 DA/T	1,83 DA/T
	Matériel de durée 10 ans
Danyers	1,53 DA/T
1,88 DA/T	
Compresseur	
1,15 DA/T	
	<u>3,36 DA/T</u>
<u>5,69 DA/T</u>	

.../...

6) Prix de revient :

CIEL-OUVERT		SOUTERRAIN	
<b>Eléments du Prix de Revient</b>			
Carburant	1,37 DA/T	Explosif	3,2 DA/T
Lubrifiant	0,27 DA/T	Détonateurs	1,2 DA/T
Pièces de rechanges	0,83 DA/T	Energie	0,5 DA/T
Salaires	10,00 DA/T	Salaires	10,00DA/T
Prime d'assurance	0,54 DA/T	Prime d'assurance	0,54DA/T
Fournitures diverses	2,00 DA/T	Frais des travaux préparatoires	0,11DA/T
Amortissement	8,34 DA/T	Convoyeur à bande	2,435 DA/T
		Eclairage	1,04 DA/T
Total :	<b>23,35 DA/T</b>	Amortissement	3,60 DA/T

Le prix de revient considéré dans la comparaison sera, celui qui a été calculé, à l'année IV de l'exploitation.

Amortissement de la pelle  
490 2,66 DA/T

Carburant et pièces de rechange  
0,45 DA/T

3,11 DA/T

**20.24 DA**

**22,62**

7) Conclusion :

Nous remarquons que les éléments du prix de revient diffèrent d'une méthode à une autre. Dans notre cas seul le facteur salaire est identique dans les deux cas.

En résumé, d'après les tableaux que nous venons d'établir nous pouvons conclure que la méthode de l'exploitation à ciel ouvert, s'avère la plus rentable, et elle répond à tous les critères économique-politique.

Un second point mérite d'être signalé c'est celui de la sécurité, la méthode d'exploitation à ciel ouvert présente un maximum de sécurité, donc elle nous épargne de faire des dépenses pour l'achat d'appareils de lutte contre les poussières de Kieselguhr qui provoque une maladie telle que la silicose.

-----ooOoo-----

3.7 - C O N C L U S I O N

Les problèmes économiques devant lesquels se trouve placée la carrière de CUILLIS ne peuvent être résolus d'une manière satisfaisante, en l'absence d'une politique cohérente de consommation. Il reste que le principal effort d'adaptation est à faire par les producteurs eux-mêmes.

Ceux-ci ont à résoudre un certain nombre de problèmes techniques et commerciaux. Mais ces efforts ne seront véritablement efficaces que si les décisions prises sont fondées sur des motivations économiques convenablement orientées.

Les grandes décisions qu'implique la gestion de cette carrière, et qui concernent le volume des investissements, le niveau de production, l'orientation et la valorisation de cette production, nécessitent une information économique précise. Cette information doit porter d'abord sur l'évolution du marché. Ces difficultés, loin de conduire à une renonciation doivent au contraire inciter à un effort soutenu, pour améliorer sans cesse nos moyens de prévisions.

Aussi bien toute décision importante s'appuie sur une prévision implicite ou explicite, relative au marché ; mieux vaut expliciter la prévision, même en la reconnaissant médiocre, que la passer sous silence. Dans ce domaine il convient de perfectionner nos moyens d'analyse des relations interindustrielles qui commandent le développement des besoins en Kieselguhr, et des conditions de substitution du Kieselguhr et des produits concurrents. L'analyse doit ensuite porter sur l'équilibre optimum de la production et des débouchés. Surtout nous avons une connaissance tout à fait insuffisante de la valorisation par unité d'exploitation, des liaisons entre les procédés d'exploitation et la valorisation, des conditions d'utilisation économiquement optimum des procédés de traitement du Kieselguhr.

Une analyse économique est nécessaire pour expliquer, prévoir et décider.

Il est hautement souhaitable qu'à tous les échelons de la hiérarchie, une évolution psychologique se produise, en vue d'attacher à cette analyse l'importance qu'elle mérite, et d'apprécier plus exactement la valeur du gisement, et aussi l'efficacité des hommes qui l'exploitent.

Le développement des études économiques, dans le gisement de CUILLIS, des relations beaucoup plus étroites entre services techniques et services commerciaux seraient, en particulier, des conditions indispensables pour nous adapter au mieux aux difficultés que nous connaissons, à celles que l'avenir nous réserve, et que nous devons, j'en ai le ferme espoir, efficacement surmonter.

-----ooOoo-----

B I B L I O G R A P H I E

-ALAIN PERRODON :

Etude géologique des bassins néogènes  
sublittoraux de l'Algérie occidentale

-VIDAL :

Exploitation des mines

-B.BOKY :

Exploitation des mines

-WOLSKI :

Cours d'exploitation des mines de  
l'Ecole Nationale Polytechnique

-VANDEN BROECK:

La diatomite

-Revue de la SONAREM :

Juillet 1967

Kieselguhr en Algérie

Etude bibliographique

-Documents service des mines

-Revue de l'industrie minière :

" La mine future " Numéro spécial IF

JUILLET 1956

-Revue de l'Industrie Minière :

Numéro spécial 1<sup>o</sup> Mai 1956

507

ke