

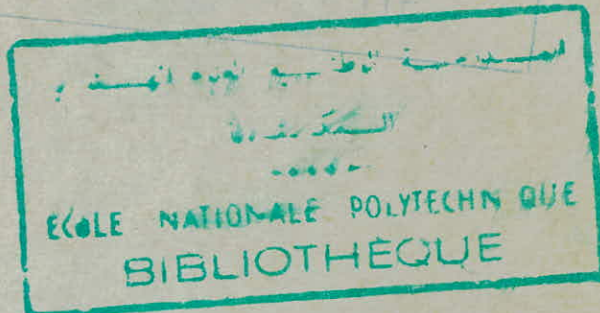
1/74

UNIVERSITE D'ALGER

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

AEX

DEPARTEMENT MINES ET METALLURGIE



THESE DE FIN D'ETUDES

PROJET DE DEVELOPPEMENT DES QUARTIERS
SAINTE BARBE - CONGLOMERATS
A LA MINE D'OUENZA

Proposée et dirigée par :
SONAREM

Etudiée par :
Y. BENMEDAKHENE
Promotion 1974

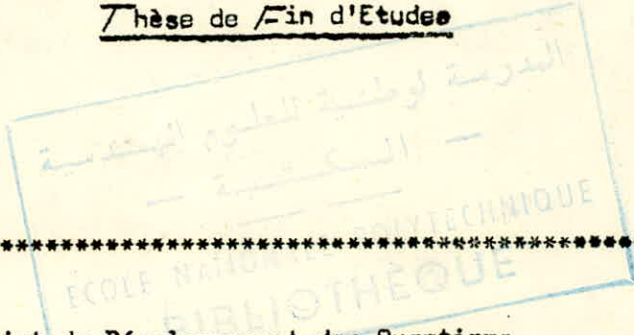
UNIVERSITE D'ALGER

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

Département

MINES & METALLURGIE

Thèse de Fin d'Etudes



Projet de Développement des Quartiers
Sainte-Barbe Conglomerats
à la mine d'QUENZA

Proposée et Dirigée par :

MONAREM

Etudiée par :

BENMEDAKHENE Youcef.

Promotion 1974.

=====

REMERCIEMENTS

Je ne saurais rédiger la conclusion de ce travail sans profiter de l'occasion qui m'est offerte d'exprimer ma profonde gratitude à toutes les personnes qui ont contribué à ma formation, entre autres Mr. ARAB le chef du Département Mines et Metallurgie.

Je ne saurais aussi oublier de remercier Mr. BENSLIMANE et Mr. AZZAG, tous deux ingénieurs chefs et directeur à la Mine de LOUENZA qui n'ont pas ménagé leurs efforts pour que ce travail s'accomplisse dans les meilleures dispositions.

Y. Benmedakheue

I N T R O D U C T I O N

La ville de l'OUENZA compte actuellement, environ 35 000 Habitants. Elle est née au début de ce siècle, lors de la mise en exploitation du minerai de fer. Depuis elle n'a cessé de grandir, d'ailleurs proportionnellement à la production de la Mine, car cette dernière est la seule source d'emplois, si on néglige les maigres revenus d'une agriculture soumise à un climat semi-désertique.

Elle est reliée à ANNABA par 154 Km de route goudronnée et environ par autant de Km de voie ferrée, La seule voie électrifiée d'Algérie. Cette voie permet entre autre, le transport de 3.7 millions de tonnes en moyenne de minerai de fer par an, correspondant à la production annuelle de la Mine de l'OUENZA. Cette dernière assure une telle production grâce à l'exploitation de 4 quartiers :

- Hallatif : de faible production
- Conglomérat
- Sainte Barbe
- Chagoura
- BK
- KG

Des perspectives, très proches d'extention, de BK, de ces quartiers surtout Conglomérat, Sainte-Barbe et de mise en exploitation de nouveaux quartiers,

..../.....

tels que Zerga et Chagoura Nord, permettront au moins de doubler cette production. Cela nous amène alors au thème de notre exposé, qui justement, se place dans ce contexte, à savoir l'extention de la Mine de l'OUENZA. En effet cette étude a pour but essentiel, le choix d'une méthode d'exploitation des réserves de minerai de fer, surtout de l'hématite, des quartiers Conglomérat Sainte-Barbe, se situant (les réserves) entre les niveaux topographiques 552 et 600.

L'exploitation de ces quartiers s'effectue actuellement à ciel ouvert sous forme d'une carrière qui a tendance à devenir un cratère de plus en plus profond. Le fond actuel du cratère est le niveau 600, ce qui justifie la limite supérieure de la partie du corps minéralisé considéré, la limite inférieure, le niveau 552, étant le niveau hydrostatique, au dessous duquel le minerai utilisable n'est plus de l'hématite mais de la siderite. Pour prendre le minerai considéré, il faudrait donc approfondir le cratère jusqu'au niveau 552, ce qui impliquerait obligatoirement un élargissement de tous les gradins, donc beaucoup plus de stérile à abattre et à débloquer, en plus du minerai.

Cet approfondissement va donc, non seulement :

- Augmenter les tonnages de stériles et débloquer : mais aussi :
- augmenter d'usure des engins de transport qui sont obligés de suivre des rampes de pentes assez forte, pour passer d'un gradin à l'autre :
- augmenter la distance de roulage, surtout pour les matériaux au fond du cratère ;

.../// ...

- diminuer la vitesse de roulage, toujours à cause des pentes, donc diminuer le rendement des engins.

Nous nous demandons alors s'il ne serait pas préférable de changer de méthode d'exploitation et adapter par exemple une méthode sous-terrainne, ou méthode mixte c'est-à-dire un compromis entre cette méthode et la méthode à ciel ouvert.

Nous aurons alors une multitude de variantes de méthodes d'exploitation, et notre ~~choix~~ serait alors basé essentiellement sur deux importants critères :

- le prix de revient : c'est-à-dire que la variante la plus rentable serait retenue, bien sûr ;

- la production ; c'est-à-dire s'assurer que la variante retenue peut fournir la production demandée, avec un maximum de sécurité.

Cependant avant de nous étendre sur l'analyse du problème, une étude géologique s'impose ; nous laissons donc "la parole" à la géologie.

-ooo- PREMIERE PARTIE -ooo-

-/HG

-Plan-

- I - Aperçu Géologique sur la région de l'OUENZA

- II - Géologie locale du Djebel OUENZA

- III - Etude du Gîte
 - 1 - Etude de la minéralisation

 - 2 - Morphologie

 - 3 - Calcul des réserves.

APERCU SUR LA GEOLOGIE DE LA
REGION DE L'OUENZA

-:-:-+:-:-:-:-:-:-:-:-:-:-:-:-:-:-:-:-

La région de l'OUENZA, "possède une originalité certaine" et, malgré son périmètre artificiel (rectangle de 32 Km sur 40), "elle forme presque une entité géographique", sa géologie, très simple dans ses grandes lignes, se ramène pratiquement à quelques données fondamentales : du trias plastique et diapir, un crétacé d'une puissance considérable, du miocène marus, du quaternaire continental, un plissement nummulithiques et des fossés récents, un rajeunissement très vifs du relief à l'approche de l'époque actuelle.

Un aperçu géologique est alors nécessaire non seulement pour détailler cela, mais surtout pour nous permettre d'aborder plus facilement la géologie locale du DJEBEL OUENZA, ainsi qu'une discussion fort intéressante sur l'origine de la minéralisation dans ce DJEBEL.

Cet aperçu qui, d'ailleurs ne fait que résumer l'étude de Monsieur DUBOUDIEU (étude géologique de la région de l'OUENZA 1956), consiste en une rapide esquisse de l'évolution paléogéologique de cette région.

1 -/ Les formations calcaires :

a) Age : Premier point remarquable, les formation calcaire sont les plus ancienne roches connues, en place, si l'on excepte quelques affleurements légèrement antérieurs (Barrenten) très limités à proximité du DJEBEL HARRABA.

.../...

b) - Conditions de dépôts : comme toutes les roches de la région, ces formations calcaires sont d'origine marine. En ce temps là, au cours de l'aptien pour être précis, une mer profonde (quelques dizaine à quelques centaines de mètres de profondeur) occupait la région, mer qui avait tendance à s'approfondir par lente descente du fond, mais qui restait sans grand changement par suite du mouvement inverse par apport de sédiments divers se déposant au fond de la mer.

Avant-courreurs des puissants mouvements orogéniques ultérieurs (alpins) de petits bombements locaux, des vides déterminent la formation de hauts-fonds où la vie marine se développe plus rapidement favorisée par une lumière plus intense (moins de hauteur d'eau) et par une plus grande oxygénation (plus proche de la surface).

c) - Formation de récifs :

Tandis que sur le reste du fond de la mer se déposent des sédiments assez meubles (vases diverses donnant naissance à des marnes et argiles), sur les hauts-fonds s'installent des récifs à vie intense, tout à fait comparable aux atolls actuels du pacifique, vie végétale évidemment mal conservée, mais parfois reconnaissable (algues) vie animale très diversifiée avec ces coraux et des spongiaires (rarement retrouvée) des échino-dermes (abondance de piquants et carapaces d'oursins, des éléments d'enchrine, etc....) des lamellibranches divers dont les huites abondantes forment un groupe familial, mais dont les plus abondantes sont les rudistes, groupe qui a depuis totalement disparus, des brachiopodes, éléments permanents de la faune marine, des mollusques divers etc... avec naturellement toute une pré-lifération de petits animaux dont les foraminifères sont les plus importants, nous touchons ici à l'immense domaine du plancton. Parmi les céphalopodes, les ammonites sont à mentionner malgré la rareté des fossils bien conservés, ces animaux à évolution très rapide

.../...

et à formes très variable étant un trésor pour les pléontologues pour la datation des terrains où on les rencontre.

d) Structure des récifs : (cf. DUBOURDIEU gi. 16 page 132).

en A : Talus extérieurs à pente assez raide encombré de détritiques arrachés par les vagues aux parties supérieures du récif : sable et galets calcaires, débris d'animaux etc...

Peuplé d'une foule d'organismes divers.

en B : C'est essentiellement le domaine des algues rouges donnant des banquettes affleurant juste à marée basse.

en C : Zone un peu protégée avec des algues vertes et des coraux ainsi que des animaux variés, d'innombrables débris d'organismes roulés s'accumulent localement en véritables bancs de sables.

en D : Zone centrale tranquille, c'est le lagon. Zone calme pourtant moins d'oxygène, à vie moins intense avec des algues vertes et en certains points des petits rudistes différents de ceux des autres zones.

Dans cette zone la sédimentation provenant de débris animaux ou végétaux s'accompagne de précipitation chimique de calcaire, donnant des roches à grains très fins, sublithographique.

Les dimensions de ces édifices qui ont tous tendance elliptique sont de quelques kilomètres (le plus grand OJENZA, fait 9 à 10 Km de long sur 3 à 4 de large).

Ce sont ces roches que l'on voit actuellement au Nord du Mèllègue (région d'Oulija), à Dambetta, Montesquieu, Dréa, etc... témoins de la dernière avancée de la ^{mer} miocène.

d) Erosion et mouvements d'affaissement :

Mais la région s'élève de plus en plus et la mer la quitte jusqu'à aujourd'hui, l'érosion est intense, surtout sur les anticlinaux, tandis que des mouvements de cassure avec zones éffondrées se produisent çà et là. Ce sont actuellement par exemple la plaine de TEBESSA - MORSOTT ou le tertiaire des Oulad BOU KHALEM à l'est du DEF, le remplissage de ces depressions est fait avec des formations continentales de cailloutis et limons divers.

4 - Le Quaternaire et les temps récents :

Au quaternaire, en dehors de ces compléments de depression, il n'y a que des formation réduites, cailloutis fluviatiles, éboulés de pente, croûte calcaire, calcaires lacustres localisés, travertis vers d'ancinnes sources, etc...

5 - Le Trias, élément perturbateur :

Cependant dans ce schéma assez simple, un élément perturbateur. Nous avons vu que, dans les anticlinaux, l'érosion décape intensément les roches de plus en plus anciennes réduisant donc l'épaisseur des terrains de couverture. D'autre part ces anticlinaux sont naturellement des zones de faible, donc ds zones de résistances faibles

e) Conclusion :

Les accumulations calcaires qui atteignent quelques dizaines à quelques centaines de mètres de puissance présentent une zone centrale de calcaire fin peu fossilifère et une zone externe de calcaire à aspect grenu, bourré de débris de fossiles mais rarement des fossiles bien conservés.

Naturellement les vagues attaquent ces édifices en formation et les débris se déposent aux alentours, les périodes d'intensification du démantèlement aboutissent à la formation de couches calcaires intercalées dans les marnes de la sédimentation normale. Fruits de cet épisode remarquable dans la sédimentation de l'OUENZA ainsi que d'autres monts similaires, forment actuellement des éléments singuliers de la géographie de la région.

2 - Les formations du secondaire postérieurs à l'aptien :

a) Condition de dépôts

L'histoire de la sédimentation de la région à la fin du secondaire devient plus banale avec arrêt des formations coralliennes dû peut être à un enfoncement plus rapide du fond de mer (hauts fonds trop profond ou plutôt à des modifications du milieu devenant moins propices à une vie aussi intense.

b) Nature des roches : nous avons toujours affaire à une mer peu profonde (ne dépassant pas 200 à 300 m) dont le fond s'enfonce et où dominant des sédiments fins (vases plus ou moins calcaire dominant des marnes) avec des rares apports terrigènes) (probablement du Sud-Ouest) dominant des intercallations de grès des périodes où les sédiments calcaires l'emportent sur les sédiments argileux. Ces épisodes calcaires, tout à fait différentes de celui de l'aptien, donnent actuellement des lignes de petites collines

.../...

comme celle que l'on suit d'OUENZA à AIN-CHENIA Gare à l'ouest de la route dont l'homologue à l'est forme des collines du Def ou celle de la région d'AIN-CHENIA plus jeune

C)- Puissance des formations :

L'ensemble de ces sédiments secondaires post-aptien représente une accumulation de près de 3 000 m sans que durant toute cette période, le fond de la mer ait dépassé une profondeur de 200 à 300 m souvent moins. (Ceci donne l'ampleur de l'enfoncement régional, soit 0.01 mm par an).

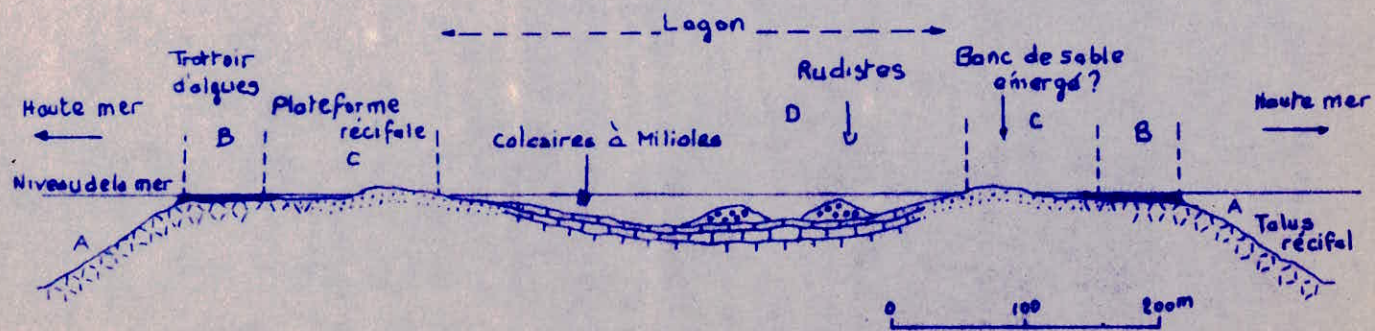
Nous remarquerons que c'est une sédimentation de marnes et que dans cette accumulation les bancs gréseux sont très minces (quelques mètres) et les formations calcaires réduites (100 à 200 m en moyenne).

3 - Les formations du tertiaire :

a) - Signes avant courreurs des plissements alpin

Au début du tertiaire, il y a une cinquantaine de millions d'années, partout dans le monde les mouvements donnant naissance aux plissements alpins se développent plus ou moins tôt, plus ou moins tard, selon les régions. Ces mouvements s'étendent sur une longue période et s'ils continuent sans aucun doute en certains points du monde, ils ne peuvent probablement pas être considérée comme terminée en ce qui nous concerne et probablement aussi nulle part ailleurs".

.../...



coupe hypothétique d'un atoll aptien au moment de sa croissance

Nous avons vu que la période précédente n'est pas rigoureusement calme, il y a d'abord cet enfoncement régional de plusieurs milliers de mètres, cette formation des hauts-fonds de l'apton de nombreuses irrégularités de sédimentation tra-
duisant des conditions variables selon les points et devenant de plus en plus impor-
tantes à mesure que l'on se rapproche du tertiaire.

b) - Les plissements du début du tertiaire :

La région cesse de s'enfoncer et tend à remonter tandis que jouent les plissements - Nous ne sommes pas ici dans une zone de plissements intenses comme dans le nord (par exemple entre SOUK AHRAS et ANNABA). Cela aboutit à de larges plis à grand rayon de courbure, généralement dans complication tectonique.

L'inversion est semble t-il totale mais à proximité de la mer^{se} dépose des formations marines (table de Jugurtha) parmi lesquelles les phosphates du KOULF, de GAFSA et du DJEBEL ONK qui demandent pour leur formation, une mer agitée peu profonde.

Les Zônes de bosses (anticlinaux) sont attaquées par l'érosion mettant ainsi à jour des roches de plus en plus anciennes tandis que les zones de creux synclinaux conservent les formations plus récentes.

c) - Dernières formations marines :

Ces plissements ne sont pas sans mouvements partiels abaissent certaines zones où peut pénétrer de nouveau la mer au milieu du tertiaire (miocène) ; entourées de terres émergées, ces depressions reçoivent une sédimentation essentiellement détritique, gréseuse.

Or, parmi les formations sous-jacentes à l'aptien, plus anciennes donc, existent des roches qui ont pris naissance dans des lagunes au début du secondaire, roches formées essentiellement de sel, gypse et marnes, légère, plastiques qui ont tendance à remonter les formations plus récentes (diapir). Elles montent plus particulièrement dans les anticlinaux et bouleversent les formations supérieures sur leur passage, pour déboucher en surface et s'épandre sur celle-ci.

6 - / Conclusion géologique :

Pays jeune à la fois par ces terrains et par la date de ses mouvements orogéniques. La jeunesse explique l'absence de profondes et larges vallées qui n'ont pas encore eu le temps d'y être taillées.

Les principaux reliefs sont formés des anciens atolls aptiens, tandis que les formations calcaires intercalées dans les séries ultérieures forment des collines basses à moins que localement, une érosion plus poussée provoque la formation de classiques synclinaux perchés (Houd Es Séghir et Houd El Kébir au Sud de BOU KHADRA).

GEOLOGIE LOCALE DU DJEBEL OUENZA

- /HG

-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-:~::~-

Le Djebel OUENZA est un grand pli anticlinal d'âge éocène (phase pyrénéenne) dont l'axe est orienté du SW au NE. La série sédimentaire affectée par ce pli, comprend

- Cénomaniens + vraconiens : marnes grises- verdâtres à plaquettes de calcite fibreuse, très épaisses (800 m).

- Vraconien (inf) + Albien supérieur : marnes noires à petites intercalations de calcaire très argileux noirs,, se débitant en plaquettes, qui deviennent de plus en plus nombreuses lorsque l'on descend dans la série 300 m.

- Albien moyen : a) Calcaires sublithographiques noirs à bélemnites, en bancs bien lités, séparés les uns des autres par de minces filets marneux (100 m).

b) Calcaires noirs, un peu microgréseux et marnes noires très argileuses (85 m).

c) Marnes grises et calcaires très argileux gris-clairs, à oursins (45 m).

- Albien inférieur : Marnes très argileuses jaunes 100 à 150 m

- Clansayensien : a) Marnes gris-noires ou jaunâtres et calcaires gréseux à amuronites (45 m).

.../...

- b) Marnes jaunes très argileuses (160 m)
- c) Barre de grès à ciment calcaire (5m)
- d) Marnes jaunes et grès argileux en petits bancs (40m)

Aptien : a) Calcaires gréseux à orbitolines et à huitres, marnes grises calcaires argileux gris, grès... (série très fossilifère). Au SW de l'OUENZA (environ 175 m).

b) Calcaire massifs, de forme générale lenticulaire. Ce sont ces calcaires qui forment toute la charpente du DJEBEL et qui continuent les amas de minerai. Epaisseur très variables, atteignant parfois plusieurs centaines de mètres.

L'extrémité periclinale SW du massif est très simple : à l'intérieur d'une belle auréole formée par les calcaires noirs de l'abtien moyen, apparaissent successivement une depression correspondant aux marnes de l'Abtien inférieur et une zone dont la topographie va aller en s'accroissant, depuis les faibles reliefs claysien et du sommet de l'aptien, jusqu'au départ des masses calcaires lenticulaires aptiennes ; ces dernières vont s'élever peu à peu jusqu'au pic de l'OUENZA, où elles culminent à 1 288 m.

Des complications vont se manifester lorsque l'on quitte le périclinale pour se diriger vers le N.E.

L'anticlinal est tout d'abord affecté par une grande fracture parallèle à son axe, qui apparait dès le SW du massif : le compartiment situé au S.E. de cet accident est décalé vers le bas, l'exarpement des calcaires aptiens que l'on voit de la route de CLAIREFONTAINE, marquant sensiblement le passage de la ligne de rupture. Cette fracture, après avoir été décalé vers le NW, un peu au delà du pic; est ensuite masquée par un diapir de trias qui envahit tout le coeur de l'anticlinal.

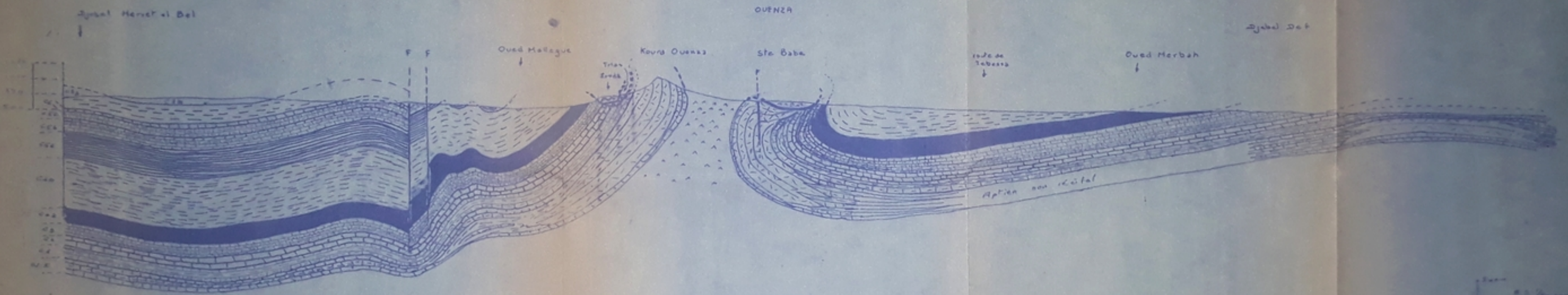
PL00174
orient p. SA

DJEBEL OUNZA

NO
315.55

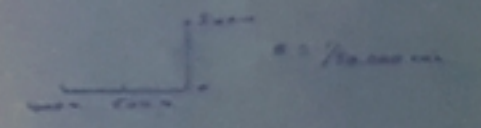
DENI OUNZA

SE
315.75



C15 Saxonien	C45 Concomitant sup. Baba	Trias marne à spha
C12 Corailien	C44 Concomitant inf.	Trias à spha et calcaire argileux
C4 Turonien	C3 Urgonien	Trias marne argileuse
C5a Concomitant sup. (Saxonien)	C6 Albien x. Dr.	quaternaire non représenté
C5b Concomitant sup. (Baba)	D1 sans de crinoides	
C5c Concomitant sup. (Saxonien)	D2 sans de crinoides	

Coupe d'après la carte de G. Dubouche



On peut cependant admettre qu'elle passe vers la bordure NW de l'alignement calcaire minéralisé qui constitue le gîte de l'OUENZA (Sainte-barbe, Conglomérats, Hallatif).

Le trias, qui est la cause d'importants bouleversements, apparaît dans trois diapirs qui se rejoignent au NE de la Montagne. Celui qui vient d'être signalé et qui occupe le cœur de l'anticlinal, débute au NE du pic, envahissent toute la région comprise entre la Mine et la Grande crête N. du DJEBEL. Les autres viennent affecter les flancs NW et SE du massif en poussant devant eux les lambeaux calcaires aptiens (koudiat et Zerga notamment) et en deversant souvent les couches crétacées au sein desquelles ils se sont frayés un chemin.

Le Djebel OUENZA est enfin limité au NE. par une zone d'âge miocène, de Direction WE ou WNW - ESE (fossé des béni-barbar); cette région, dont l'analyse est rendue complexe par l'importance des mouvements du trias, n'intéresse plus guère la géologie des abords de la Mine.

1 - La Minéralisation :

Le gisement correspondant à un alignement minéralisé qui débutant un peu au NE du pic de l'OUENZA, s'étend sur une longueur d'environ 2.5 Km, sa largeur étant très variable.

Nous allons voir d'abord des observations générales sur le gisement et plus précisément sur les relations de la minéralisation avec la stratigraphie, la tectonique, le diapyrisme, la lithologie, les fractures de terrains, ainsi que sur les caractères internes de cette minéralisation.

Après cette partie descriptive, nous verrons les hypothèses que l'on peut faire sur l'origine et la mise en place du minerai.

Nous en déduisons alors avec plus de facilité les contours du gisement lors des recherches minières, ainsi que lors de l'exploitation.

a) Relation minéralisation - stratigraphie :

La grosse majorité du minerai connu d'OUENZA est localisée dans le calcaire massif Sub-récifal du milieu de l'aptien, ce qui est également le cas des autres mines avoisinantes (BOU KHADRA, DJERISSA, etc...)

En dehors de ce calcaire massif, on trouve également du minerai dans les terrains suivants :

.../...

- bancs de calcaires aptiens normaux
- filons recoupant des marnes aptiennes, albiennes ou cenomaniennes
- blocs aptiens enrobés dans le trias gypseux
- conglomérats et cailloutis quaternaires

Autrement dit, le minerai peut se trouver dans tous les terrains, avec toutefois une préférence marquée pour les calcaires massifs aptiens. Ces calcaires massifs sont minéralisés même lorsqu'ils ne sont pas à leur place stratigraphique normale, ce qui est le cas de ZERGA et SOUDA par exemple .

A l'intérieur même de ces calcaires massifs, le gisement suit presque toujours l'allure générale des terrains, et même souvent suit une limite stratigraphique entre bancs de faciès différents.

Il s'est pratiquement avéré que les formations détritiques quaternaire minéralisées ainsi que les filons recoupant des marnes quelconques ne sont jusqu'à maintenant pas exploitables; les teneurs étant trop faible et les inclusions diverses prohibitives.

b) Relation minéralisation - Tectonique :

Comme nous l'avons déjà précisé le massif d'OUENZA est un anticlinal d'axe NE - SW, ayant d'un côté, au Sud-Ouest une terminaison périclinale régulière, et de l'autre côté, au Nord-Est, des complications tectoniques : ouverture des branches de l'anticlinal, éfrondements recoupant ces branches, venues triasiques, replis secondaires, mouvements horizontaux, failles transverses.

Le minerai actuellement connu est situé en grosse majorité du côté complexe et, parmi les deux branches, dans celle qui a subi le plus de mouvements tectoniques secondaires.

Ce qui concerne la tectonique générale de la région, nous voyons sur les cartes géologiques qu'OUENZA est situé au centre d'une grande zone anticlinale de Direction BE - SW, allant en largeur de SOUK AHRAS à TEBESSA, et en longueur de BISKRA à BIZERTE. L'axe anticlinal particulier passant par OUENZA est jalonné par plusieurs Mines ou affleurements : NEBEUR, HARRABA, MESLOULA. En dehors de cet axe mais toujours dans la même zone anticlinale, on trouve un grand nombre de Mines; DJERISSA, SLATA, SIDI AMOR, HAMEIMA, BOU JABER, BOU KHADRA, SAKIET, GARN ALFAYA.

Enfin nous pouvons constater à OUENZA les effets des deux grands systèmes tectoniques de la région : la tectonique de couverture caractérisée par les plis serrés de Direction NE - SW, à branches verticales, et la tectonique profonde du socle caractérisée par les fossés d'effondement et les grandes venues de trias diapyr. Cette tectonique du socle est venue se superposer à la première dans la partie NE du massif d'OUENZA, c'est-à-dire justement dans la partie apparemment la plus minéralisée.

Tout ceci, nous montre le rôle important joué ici par la tectonique, qu'elle soit régionale au locale, profonde ou de surface.

c) Relations - Minéralisation - Diapyrisme.

Le trias s'étend à OUEENZA sur de grandes surfaces en serrant toute l'extrémité Nord-Est de la montagne. Certains géologues ont été tentés d'attribuer au trias un rôle important, même prédominant dans la structure d'OUEENZA, terrains ou minerais.

L'épaisseur de ce trias est très variable allant de 200 cm à 10 cm suivant les endroits. Il n'est donc pas possible de le considérer à chaque fois qu'il affleure, comme une colonne verticale quasi infinie. Il se comporte beaucoup plus, comme une roche volcanique d'épanchement dont la coulée recouvre n'importe quel terrain sur une épaisseur quelconque.

D'autre part, là, où les affleurements de minerai touchent le trias ce qui est très fréquent par exemple pour toute Sainte-Barbe, on a constaté qu'en profondeur le trias, s'écarte du minerai avec entre les deux toute une série de marnes et calcaires aptiens non minéralisés. Le contact était manifestement dû simplement à ce que le trias était venu buter sur l'aptien minéralisé comme ailleurs sur d'autres terrains. En profondeur, les veines de minerai ne montrent aucune trace de trias, ni dedans, ni à leur voisinage. Il est donc peu probable, étant donné ce qui a été dit ci-dessus, qu'il ait joué un rôle direct dans la minéralisation.

d) Relations minéralisation - Lithologie -

Nous avons vu que les terrains les plus minéralisés sont les calcaires aptiens, qui sont en effet les seuls vrais calcaires de la région, les autres (vraconie, turonien) étant en réalité des marnes calcaireuses qui, en profondeur ne se distinguent d'ailleurs pratiquement pas des marnes avoisinantes.

Ces calcaires aptiens ont à OUEENZA 3 faciès principaux qui sont :

.../...

- Calcaire bleu cristallin ; à nombreux fossiles de récifs : coralliaires, rudistes, oursins, huitres, gastropode, bancs de formes tentaculaires avec intercalations de marnes grises.

- Calcaire gris clair à grain fin : holocristallin en plaques minces à petits rudistes très nombreux comme individus mais tous de la même espèce qui ne se retrouve jamais dans les autres terrains : banc homogène sans intercalations marneuses, calcaire très cassant se brisant petits morceaux.

- Calcaire grenu à débris, généralement noir, formé essentiellement de petits galets attaqués par des algues perforantes et de débris organiques variés surtout de lamellibranches, nombreux foraminifères, surtout des milioles, se trouve au toit stratigraphique du calcaire à grain fin et en banc normaux au milieu des marnes grises aptiennes.

La majorité du minerai est localisée à l'intérieur du calcaire à grain fin, soit près du contact de celui-ci avec les terrains avoisinants, spécialement le calcaire cristallin, soit au milieu. Ce minerai est généralement de bonne qualité malgré quelques exceptions.

Mais les deux autres calcaires peuvent également renfermer du minerai en quantités intéressantes. Le calcaire grenu a tendance toutefois à donner du minerai moins riche que le calcaire à grain fin : c'est le cas des bordures Sud de Sainte-Barbe, conglomérats et Hallatif, parties auxquelles d'ailleurs on s'intéresse particulièrement.

e) Relations minéralisations - fractures de terrains :

.../...

A Chagoura, Sud, les recherches effectuées principalement de 1946 à 1949, ont montré que les amas de minerai suivaient les fractures de terrains, avec souvent les allures en chapelets, horizontaux ou verticaux, classiques des gîtes hydrothermaux. Ces fractures sont généralement très visibles avec de grandes crevasses à très forts pendages et dont les Directions suivent en gros celles des terrains.

Dans les autres gisements, les dimensions considérable des amas de surface n'avaient pas permis d'observations analogues, mais depuis on a pas pu faire en profondeur à Sainte Barbe, Conglomérats, Hallatif et Douamis, les mêmes observations qu'à Chagoura.

Toutefois, les crevasses y sont souvent remplacées par une éponte nette et lisse sur laquelle se plaque le minerai.

On a parfois pu constater directement, comme à Hallatif, que certaines de ces fractures étaient des failles de quelques mètres de rejet. Il n'est pas prouvé cependant qu'il en soit de même pour la totalité des fractures, en particulier à Chagoura. Parmi ces fractures certaines suivent de très près les plans limitant stratigraphiquement les divers calcaires décrits au chapitre précédent. Les veines de minerai qui en dépendant se suivent sur de grandes distances, parfois 2 Km et sont les plus importantes comme tonnage. Les autres qui ont parfois une légère obliquité sur les premières, sont moins régulières, mais leur conjonction avec celles-ci forment des zones où la minéralisation peut s'étendre de façon intéressante.

.../...

Toutes ces fractures qui suivent les veines de minerai forment, somme toute, un ensemble assez homogène. Mais en dehors de celle-ci, il existe des failles importantes, recoupant franchement les fractures précédentes, et sur lesquelles les veines viennent buter en s'évasant. Les principales constituent la bordure Sud de Chagoura Sud, l'autre la limite entre Douamis et Snouba. Les failles sont importantes pour la géologie minière parce qu'on y trouve du minerai, et pour la géologie générale parce qu'elles jouent un grand rôle dans la structure du massif. La faille séparant Sainte-Barbe de Chagoura Sud pourrait peut être se rattacher également à ce groupe, mais il n'est pas encore certain que le minerai s'y évase.

Enfin, nous connaissons la grande zone de fractures verticales bordant Hallatif du côté Sud et recoupant dans sa longueur Douamis. Ce minerai qu'on y trouve a des formes irrégulières, des teneurs faibles.

f) Caractères internes de la minéralisation :

En dessous du niveau hydrostatique actuel, le minerai est une sidérose blonde, formée d'une accumulation de crstaux de 2 espèces bien différenciées : les uns ont des faces planes ou légèrement bombées d'environ 5 mm de large en moyenne, les autres des petits cristaux de 1mm environ. Les deux cristaux ne se mélangent pas individuellement mais formant chacun des zones imbriquées les unes dans les autres. A l'analyse, ils montrent la même composition : leur différenciation est donc sans intérêt.

Le teneur moyenne de la sidérose actuellement connue est de 40 % Fe. En profondeur la sidérose a été suivie en un point jusqu'à la côte 350, avec des teneur à peu près constantes.

Au dessus du niveau hydrostatique, le minerai est pratiquement de l'hématite. Dans la masse noire, souvent pulvérilente, du minerai, de nombreuses petites cavités ont tapissées de formes cristallines, épigénisées en oxyde de fer, de la sidérose aussi, mais moins fréquemment, de la pyrite. "L'examen microscopique de sections polies révèle en outre, dans les parties compactes du minerai, l'existence d'une trame rhomboédrique indiquant que l'on est en présence de produits d'oxydation de carbonates.

On trouve également les minéraux suivants :

- limonites spongiaires, ou irrisées des géodes (en fait plusieurs minéraux)
- goethite, dans des géodes.
- ocre, dans des crevasses ou des contacts.
- ankérites, carbonates triple de Fe, Ca, Mg en inclusion.

Différentes études, dont des études dilatométriques, ont été faites sur ce minerai. Les échantillons examinés montraient les courbes caractéristiques, soit de la sidérose, soit de l'ankérite; Selon Monsieur AUBE (membre des anciens services des Mines d'ALGER) qui a fait ces études, la sidérose est filonienne et l'ankérite de substitution et il en est de même pour l'hématite ayant les courbes de l'une ou de l'autre. Toutefois on peut se demander s'il est bien sûr que toute la sidérose soit filonienne et toute l'ankérite de substitution.

La répartition du minerai en fonction des teneurs est variable, et les deux exemples montrent deux cas assez dissemblables :

.../...

	<u>Veines Nord Douamis</u>	<u>Courbes 7 Ste Barbe</u>
- Minerai à teneur > 55 % Fe.....	25 %	7 %
- " de 55 $\frac{\cdot}{\div}$ 45 % Fe.....	69	39
- " de 45 $\frac{\div}{\div}$ 35 %.....	3	40
- " de moins de 35 % Fer.....	3	14

L'aspect du minerai semble indiquer une origine prédominante filonienne dans le premier cas, de substitution dans le 2ème. L'origine filonienne donnerait donc des teneurs plus élevées et plus concentrées, donc doublement meilleures.

Ces études sont cependant assez théoriques mais surtout anciennes, nous verrons que d'autres hypothèses ont été proposées.

g) Hypothèses sur l'origine et la mise en place du minerai :

La forme générale du gisement telle qu'on la voit sur le terrain ou sur les coupes, l'élargissement du gîte près de la surface, les circlusions de calcaire, la présence des fractures, l'aspect des épontes, les caractères minéralogiques du minerai, tout indique une origine hydrothermale par substitution des calcaires aptiens à partir de filons à l'intérieur de fractures.

En complétant cette notion sur les observations relatées aux chapitres précédents sur la minéralisation, nous pouvons concevoir l'origine et la mise en place du minerai suivant le mécanisme décrit ci-après.

Au cours des plissements et fracturations de terrains dus aux efforts tectoniques combinés de la couverture sédimentaire de surface et du socle profond des venues hydrothermales, surtout ferrugineuses, issues de la profondeur,

.../...

sont remontées vers la surface le long des fractures en communication directe ou indirecte avec la profondeur. Les grandes fractures parallèles à la Direction tectonique générale NE - SW et aboutissant à des zones profondes instables, telles que des fossés d'effondrement, ont tout naturellement servi de chenaux principaux pour ces venues.

Le minerai s'est ainsi déposé sous forme de sidérose dans ces fractures, puis là où les terrains encaissants étaient favorables, il y a eu substitution du fer au calcium des calcaires. Les terrains les plus favorables étaient les calcaires aptiens, seuls véritables calcaires de la région, et au premier rang de ceux-ci, les calcaires à grain fin en raison de leur facilités de fracturation. La sidérose a été ensuite transformée par oxydation en hématite jusqu'au niveau hydrostatique.

Cette hypothèse en cadrant avec tous les faits actuellement connus paraît pratiquement suffisante pour expliquer l'origine du gisement. Et pourtant elle laisse de côté toute une série de questions : importance relative du minerai filonien et du minerai de substitution, nature de la venue initiale, mécanisme de la substitution âge et phase de la minéralisation.

Comme par ailleurs, il n'a été constaté aucune manifestation volcanique et plutonique dans la région, une telle localisation de la minéralisation aurait plutôt, d'après P. ROUTHIER, une origine syndiagénétique, c'est-à-dire essentiellement sédimentaire. Sur des bombements triassique émergés, il a pu y avoir formation de latérites ferrugineuses (correspondant peut-être au Jurassique) qui par érosion, transport et sédimentation dans le calcaire aptien a donné, cette importante localisation de fer. Mais là aussi différentes questions se poseraient :

Jusqu'à présent il n' a pas été observé de latérites à OUENZA, tandis que des études très poussées de sections polies faites à l'Université d'Alger n'ont fait apparaître aucune trace d'oolites, caractéristiques des minerais sédimentaires.

2 - MORPHOLOGIE

D'une façon générale le minerai se présente sous forme de lentilles. La partie du gisement auquel nous nous intéressons englobe une petite portion du quartier hallatif (partie à l'Ouest de la route de SOUK AHRAS) le quartier Conglomérats et la quartier Sainte-Barbe, qui comme nous pouvons l'observer sur la carte schématique du DJEBEL OUENZA ci-incluse (voir pochette à la fin du facicule), sont dans le prolongement l'un dans l'autre et d'orientation Est-Ouest.

Le minerai est compris dans une série stratigraphique renversée et plissée en un anticlinal d'orientation justement E.O. En effet cette série formait le flanc Est du grand anticlinal de l'OUENZA, et lors de la poussée du trias au coeur de ce dernier, s'est renversée du Nord vers le Sud donnant ce pseudo-anticlinal, qui s'est trouvée alors recouvert par l'épanchement triassique.

Nous observons bien en profondeur un pendage du minerai de 70 ° à 80° qui s'atténue pour changer de sens aux abords du niveau 600.

La partie comprise entre les niveaux 600 et 552 du minerai se présente donc sous forme d'un filon très épais de puissance allant de 20 à 50 m et de fort pendage (voir vue en perspective ci-incluse).

Ce pendant, nous n'observons cette régularité que dans les quartiers HALLATIF et CONGLOMERATS, quand nous allons vers Sainte-Barbe, le mur du minerai a tendance à s'évaser en surface, et nous rencontrons de fréquentes inclusions stériles sous forme d'amas calcaire, pouvant atteindre des dimensions importantes, les épontes sont aussi très irrégulières. Signalons enfin qu'en dessous du niveau 552, la sidérite va jusqu'à la profondeur, en moyenne, 300 avec une forte puissance, et donc présente de grandes réserves qu'il ne faut pas perdre de vue dans la suite de notre étude.

3 - CALCUL DES RESERVES

La reconnaissance détaillée du corps de minerai à lieu grâce à :

- des voies de niveau au 600 et au 552 auxquelles on y accède par une descenderie (Z 2), et des recoupes tous les 50 m
- des sondages (avec carottage) à partir de la surface et à partir de ces recoupes.

Ces recherches ont permis l'établissement de coupes verticales transversales donnant le contour du minerai dans chaque section. De ces coupes nous avons établi aussi des coupes horizontales. Nous avons alors pu calculer les réserves par deux méthodes :

- par coupes verticales, pour calculer les réserves complètes des quartiers CONGLOMERATS, SAINTE-BARBE;

-- par coupes horizontales, pour calculer les réserves géologiques comprises entre les niveaux 600, 552 du corp Nord, auxquelles on s'intéresse.

Ces réserves dont les calculs sont détaillés sur les tableaux ci-après sont de catégories A c'est-à-dire certaines, l'erreur ne pouvant excéder 10 %. Nous détaillerons d'ailleurs un calcul d'erreur pour les réserves exploitables par la variante de méthode d'exploitation retenues.

--oooOooo--

— Tableau des teneurs —

Coupes	Fe% Nord	Fe% Sud	Moyenne	Coupes	Fe% Nord	Fe% Sud	Moyenne
0	49.2	41.2	45.2	4	50	46.8	48.4
0 a	54.7	46.0	50.3	4 a	52.7	42.2	
0 b	44.4	35.5	41.5	4 b	47.8	39.2	43.5
0 c	54.6	47.0		4 c	-	46.1	-
1	47.7	38.2	42.0	5	49.7	35.7	42.7
1 a	54.0	31.8	-	5 a	48.4	31.7	-
1 b	48.1	47.4	47.8	5 b	45.2	-	45.2
1 c	47.9	43.4	-	5 c	-	-	-
2	42.7	47.2	45.0	6	50.1	-	50.1
2 a	46.2	35.7	-	6 a	46.1	-	-
2 b	46.0	57.0	51.5	6 b	47.5	37.6	42.6
2 c	47.4	47.4	-	6 c	49.5	43.2	-
3	51.0	52.7	51.8	11	54.4		
3 a	48.1	50.9	-	12	55.8		
3 b	46.3	44.5	45.4	12 b	-	42.8	
3 c	46.6	44.6	-				
Moyenne			46.2	%			

RESERVE au 1- 1 - 1973

de

Densite 2.73.

CONGLOMERATS

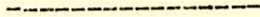
coupes	SURFACES en. m ²	Dist.	VOLUMES NON CORRIGES	VOLUMES . CORRIGES	TONNAGE	Fe %
10 b. 11	492	50	24600	22140	60442	
11 - 11c	2576	63	162288	146059	398741	
11c - 12	3233	27	87291	78562	214474	
12 - 12b	3699	50	184950	166455	454422	
12b - 0	4770	50	238500	214650	585994	
0 - 0a	3859	25	96475	86828	237040	
0a - 0b	2710	25	67750	60975	166461	
0b - 0c	2710	25	67750	60975	166461	
0c - 1	4331	25	108275	97447	266030	
1 - 1a	5735	25	143375	129038	352273	
1a - 1b	5060	25	126500	113850	310810	
1b - 1c	4910	25	122750	110475	301596	
1c - 2	6210	25	155250	139725	381449	
2 - 2a	6915	25	172875	155588	424755	
2a - 2b	7690	25	192250	173025	472358	
2b - 2c	7810	25	195250	175725	479729	
2c - 3	8365	25	209125	188213	513821	
3 - 3a	9100	25	227500	204750	558967	
3a - 3b	8165	25	204125	183712	501533	
3b - 3c	7950	25	198750	178875	488328	
3c - 4	6781	25	169525	152573	416426	
4 - 4a	5155	25	128875	115987	316644	
4a - 4b	4605	25	115125	103613	282863	
4b - 4c	5213	25	130325	117292	320207	
4c - 5	6180	25	154500	139050	379606	
5 - 5a	5950	25	148750	133875	365478	
5a - 5b	6230	25	155750	140175	382677	
5b - 5c	6395	25	159875	143887	392811	
5c - 6	5910	25	147750	132975	363021	
6 - 6b	6925	50	346250	311625	850736	
			4642354	4178119	11552205	

RESERVES GEOLOGIQUES DU CORPS NORD COMPRISES

ENTRE LES NIVEAUX: 600 ET 552

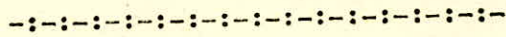
Quartier	Niveau	Coupe	moyenne	hauteur	Volume m ³	Tonnage
SAINTE-BARBE	600	37200	35310	12	423720	1.156.755,6
	588	33420				
	588	33420	33160	12	397920	1.086.321,6
	576	32900				
	576	32900	31100	12	373200	1.018.836
	564	29300				
	564	29300				
	552	26100	27700	12	332400	907452.
					total	4.169.365
CONGLOMERATS	600	57300	52700	12	632400	1.726.452
	588	48100				
	588	48100	44500	12	534600	1.459.458
	576	41000				
	576	41000	39600	12	475200	1.297.296
	564	38200				
	564	38200				
	552	39000	38600	12	463.200	1.264.536
						5.747.742
				total gl	9.917.107	

- DEUXIEME PARTIE -



-/HG

ETUDE THEORIQUE



-/HG

ETUDE THEORIQUE

-:-:-:-:-:-:-:-

Notre problème s'avère donc, en premier lieu, une comparaison entre une exploitation à ciel ouvert et une éventuelle exploitation sous-terrain.

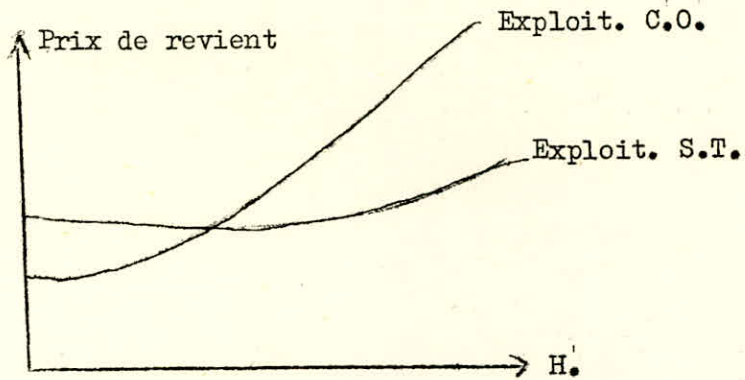
Il est évident que le paramètre essentiel d'une exploitation à ciel ouvert est le rapport :

$$R = \frac{\text{Nbre de } m^3 \text{ de stérile déplacés}}{\text{Nbre de } m^3 \text{ de minerai extrait.}}$$

appelé rapport de découverte, il représente le nombre de m^3 de stérile qu'il faut enlever pour exploiter un m^3 de minerai. Le prix de revient de la production d'une exploitation à ciel ouvert dépend en particulier du rapport R et augmente en même temps que lui ; comme d'autre part, ce rapport augmente sensiblement avec la profondeur à laquelle se trouve le gisement, on voit que le prix de revient augmente, lui aussi sérieusement avec la profondeur.

Dans le cas d'une exploitation sous-terrain, il n'en est pas ainsi; le prix n'augmente que très faiblement avec la profondeur. Par conséquent, il existe toujours une profondeur critique H_0 et aussi une valeur R_0 de R, au-delà desquelles l'exploitation sous-terrain à un prix de revient plus faible que celui d'une découverte.

.../...



Notons que ces valeurs caractéristiques (H_0 et R_0) dépendent de nombreux facteurs, parmi lesquels les plus importants :

- le matériel de manutention utilisé dans la découverte, ce qui conditionne le prix de revient de celle-ci.

- le prix de revient de l'exploitation sous-terreine correspondante.

Connaissant :

P_s (DA/t) : prix de revient d'une tonne de minerai extraite par exploitation sous-terreine ;

P_o (DA/t) : prix de revient d'une tonne de minerai extraite dans l'exploitation à ciel ouvert (le stérile n'étant pas compris)

P (DA/t) : prix de revient pour abattre et déplacer un m^3 de stérile

La limite de la rentabilité de l'exploitation à ciel ouvert et de l'exploitation sous-terreine correspondra à l'égalité du prix de revient total de la tonne de minerai dans l'un et l'autre cas, c'est-à-dire :

.../...

$$P_S = P_O + R_O \cdot P$$

R_O étant la limite du rapport de la découverte ; d'où nous tirons :

$$R_O = \frac{P_S - P_O}{P}$$

Par ailleurs, nous pouvons déterminer le rapport de découverte R pour l'exploitation à ciel ouvert, connaissant :

V = le volume total des stériles à déplacer :

Q = les réserves exploitables du gisement ;

valeurs préalablement calculés lors de l'établissement du prix de revient.

$$R = \frac{V}{Q} \text{ en m}^3/\text{tonnes}$$

Par la suite pour la commodité des calculs, nous utilisons un taux de découverte en nombre de tonnes de stérile/tonne de minerai.

Il est alors évident que R doit être inférieur ou égal à R_O pour que l'exploitation à ciel ouvert soit plus rentable :

$$\frac{V}{Q} \leq \frac{P_S - P_O}{P}$$

Si au contraire R est supérieur à R_O l'exploitation par découverte ne pourrait être retenue que si nous effectuons certains changements dans le projet d'exploitation.

.../...

Nous aurons alors deux alternatives :

1 - Garder les mêmes dimensions de la découverte : profondeur et limites définitives des gradins, c'est-à-dire, la même quantité de matériaux à extraire, et essayer par contre de diminuer les frais d'exploitation en agissant sur les facteurs suivants (cf formule précédente) =

a - $\sqrt{P_0}$ = frais à la tonne de l'extraction du minerai

b - \sqrt{P} : frais de l'extraction des stériles.

N.B. Une remarque très importante à faire est que lorsque la profondeur de la découverte s'accroît P_0 et P proviendraient alors, en grande partie, du transport (roulage) des matériaux hors de la carrière. En effet le prix de revient du roulage augmente considérablement avec la profondeur, les autres frais : abattage et chargement, n'en dépendant pratiquement pas. C'est ce qui explique l'importance que nous donnons à cette phase d'exploitation dans la suite de notre étude.

2 - Adopter une profondeur de la carrière inférieure à celle prévue, ce qui revient à extraire moins de minerai. Ceci, bien sûr ne serait fait que si les tentatives précédentes de diminution des frais d'exploitation n'auraient pas permis l'augmentation du taux limité de découverte R_0 , jusqu'à l'ajuste :

$R = \frac{V}{Q}$, c'est-à-dire que l'on aurait toujours :

$$R'_0 = \frac{P_s - P'_0}{P'} < \frac{V}{Q}$$

.../...

P'_0 et P' étant les nouveaux prix de revient, respectivement de l'extraction du minerai et des stériles.

Cela revient pratiquement à diminuer le rapport $\frac{V}{Q}$ pour l'égaliser à R'_0 .

Il apparaît ainsi que l'exploitation des réserves s'effectueraient par les 2 méthodes :

- par découverte qui irait jusqu'à la profondeur H'_0 correspondant à R'_0 .

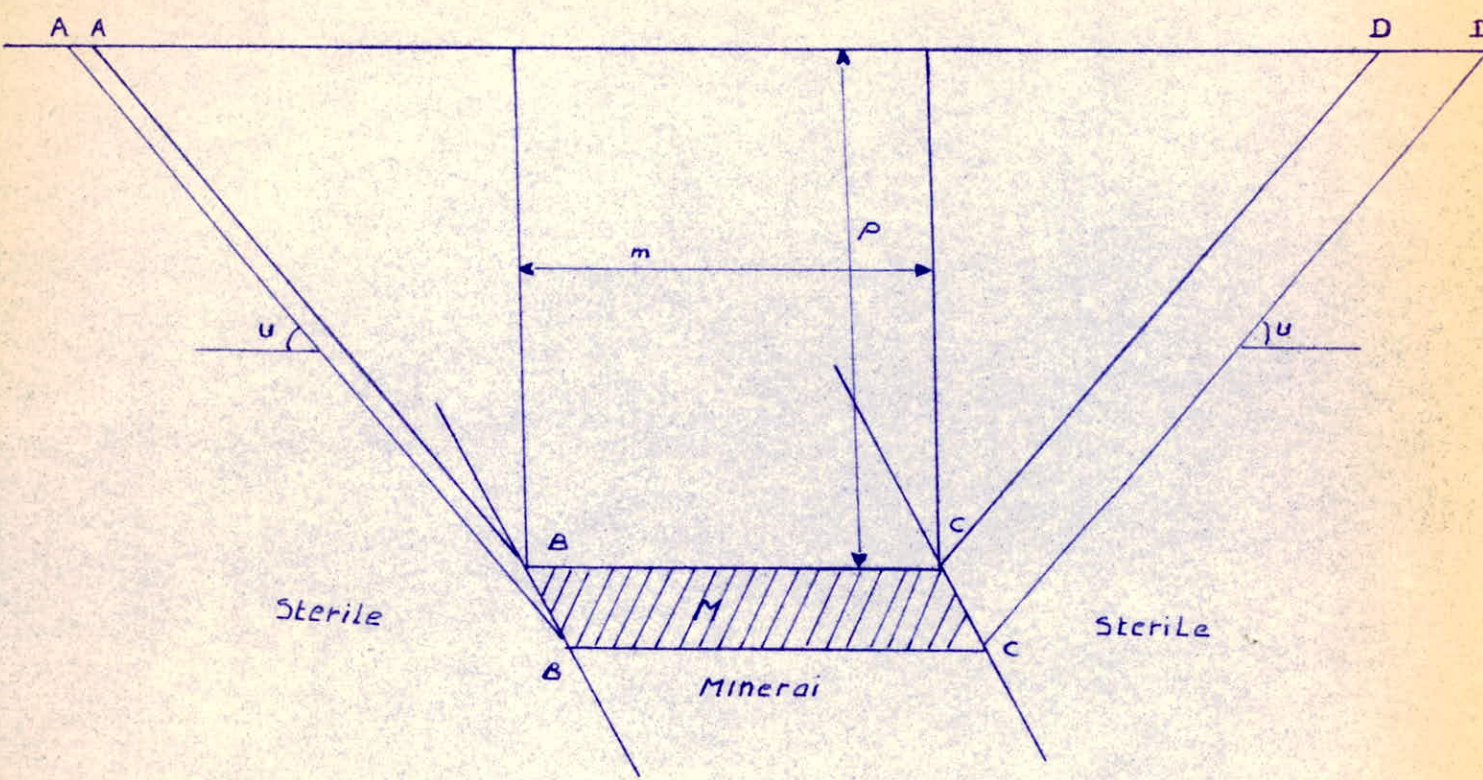
- puis par méthode sous-terrainne en dessous de cette profondeur.

Il se poserait alors la question de la détermination de la profondeur H'_0 connaissant R'_0 . Pour cela nous allons faire appel à une autre définition du taux de découverte, s'appliquant uniquement à un gisement fortement incliné, de pente au moins égale à 40° .

Considérons une coupe verticale perpendiculaire à la direction principale du gisement, et supposons tout d'abord que les 2 bords de la fosse sont à la même côte, et que les 2 talus de stérile sont de même inclinaison inférieure ou égale à celle du gisement.

A chaque tranche horizontale de minerai de volume $M.l$, correspond un certain volume $S.l$ de stérile qu'il faut enlever pour pouvoir prendre cette tranche.

.../...



Taux de découverte :

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

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

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

Le taux de découverte (en m³ de stérile /tonne de minerai) est alors :

$$R = \frac{S \cdot l}{M \cdot l \cdot \gamma} = \frac{S}{M \cdot \gamma}$$

l : extension (longueur suivant l'horizontale du panneau considéré)

γ : densité en place du minerai

et en considérant la figure ci-après :

- M = aire (B B' C' C), correspondant au minerai

- S = aire (AA' B' B) + aire (DD' C' C)

= aire (A'B'C'D') - aire (ABCD) - M

$$\text{d'où } R = \frac{S}{M \cdot \gamma} = \frac{\text{aire (A'B'C'D')} - \text{aire (ABCD)} - M}{M \cdot \gamma}$$

Si nous appelons :

- m : la largeur horizontale du minerai (sa puissance étant $m \cos u$,
 \leftarrow étant le pendage du corps du minerai).

- p : la profondeur du fond de carrière (cf. schéma)

- h : épaisseur de la tranche de minerai que l'on veut exploiter.

Nous aurons :

$$R = \frac{S}{M \cdot \gamma} = \frac{[(P + h) \cotgu + m](p + h) - (p \cotgu + m) - m h}{m \cdot h \cdot \gamma}$$

$$R = \frac{2p + h}{m \cdot \gamma} \cdot \cotgu$$

.../...

nous pouvons alors trouver la profondeur limitée $H'o$ connaissant $R'o = R, h, m, \gamma$ et u .

En effet de la formule précédente nous tirons :

$$P = \frac{m\gamma R'o}{2 \cotg u} - \frac{h}{2}$$

et comme $H'o = p + h$ nous obtenons :

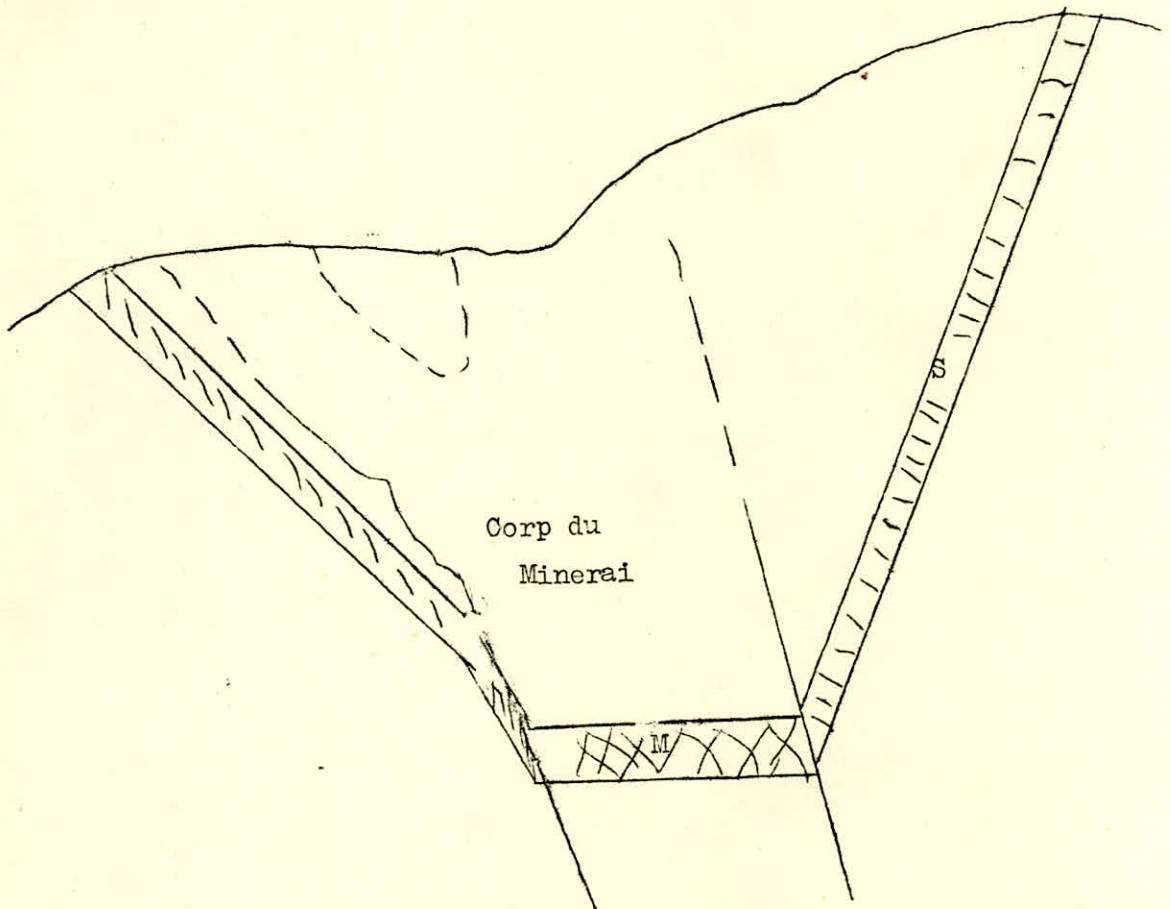
$$H'o = \frac{m\gamma R'o + h \cotg u}{2 \cotg u}$$

Nous voyons donc que la profondeur limite $H'o$ va varier avec la puissance de la minéralisation : $m \cos \alpha$; nous serons alors obligés de refaire le calcul précédent pour plusieurs coupes perpendiculaires à la direction du gisement, ce qui va nous donner un cratère, dont le fond correspondra à l'endroit où la minéralisation est la plus puissante.

En réalité, le calcul analytique précédent est difficilement applicable à la pratique, car les 2 bords de la fosse en général ne sont pas à la même côte, comme nous l'avons supposé au début, et la puissance de la minéralisation varie non seulement horizontalement, mais aussi verticalement, sans compter qu'une profondeur limite n'est valable que pour une inclinaison u déterminée du talus de stérile ; quand on atteint le fond de la carrière à une inclinaison donnée on peut parfois en renforçant cette inclinaison, exploiter une nouvelle tranche de minerai. Cela nous fait apparaître dans l'équation précédente 2 nouvelles inconnues " m " et " u " en plus de $H'o$.

En fait, la méthode pratique utilisée, d'ailleurs pour tout gisement :
amas ou filon, est la suivante :

- tracer à priori un contour transverse de la carrière, suivant
le contour de la minéralisation sur une coupe verticale à l'échelle, soit le
schéma ci-dessous par exemple :



- Calculer le rapport de découverte $R = \frac{S}{M}$ en mesurant graphique-
ment à l'aide d'un planimètre ou tout autre méthode les surfaces S et M.

- Comparer ce rapport avec R'_{0} , déterminé par l'étude économique ;
suivant alors les cas : supérieur, inférieur ou égal, respectivement dimi-
nuer, agrandir ou adopter le contour ; dans le dernier cas passer à une
autre coupe verticale.

.../...

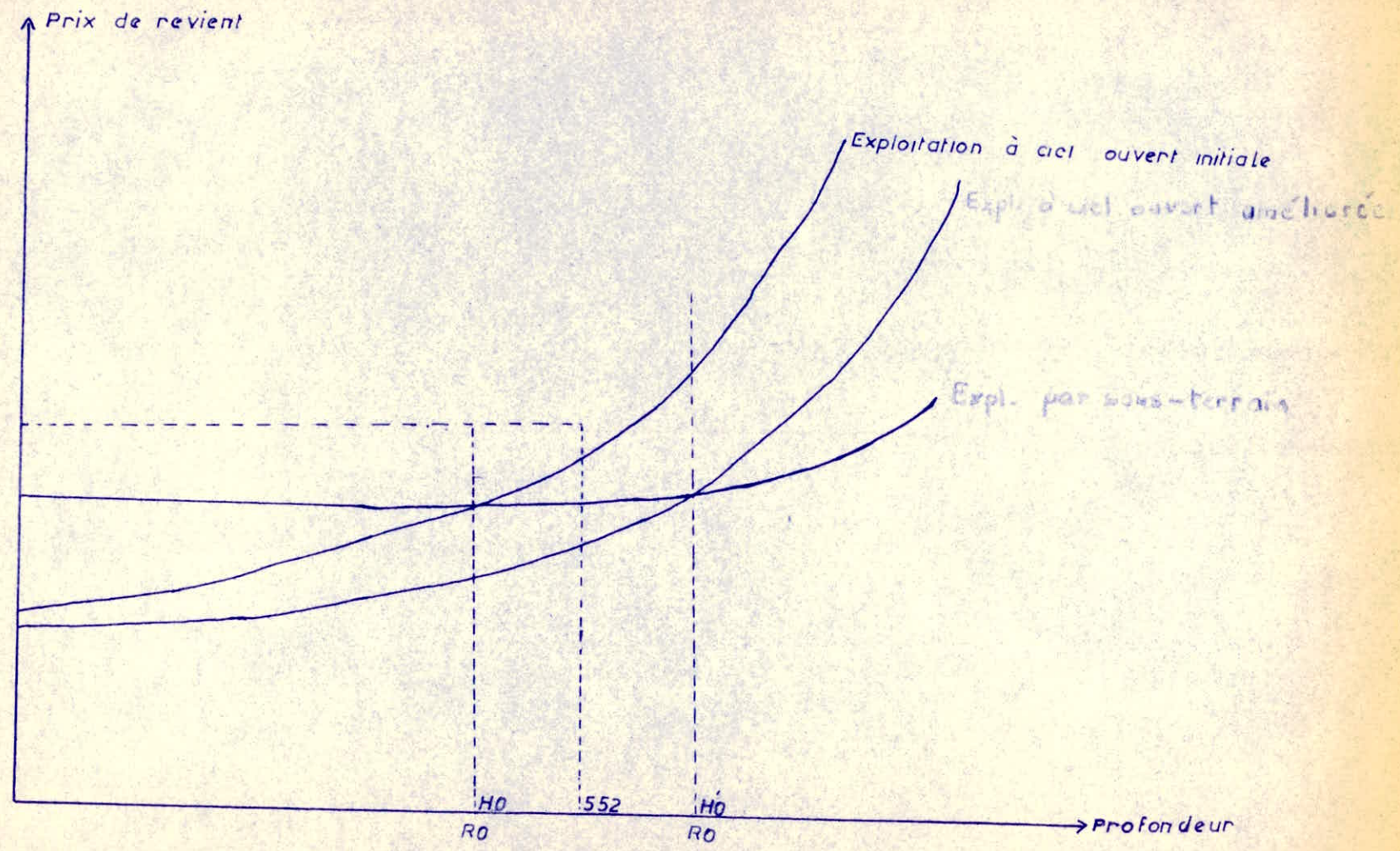
Nous voyons que dans le cas d'un gisement très irrégulier, et assez grand, cela peut donner lieu à des calculs considérables, qui ne peuvent être menés à bon terme et avec la précision suffisante qu'à l'aide l'ordinateur.

Conclusion :

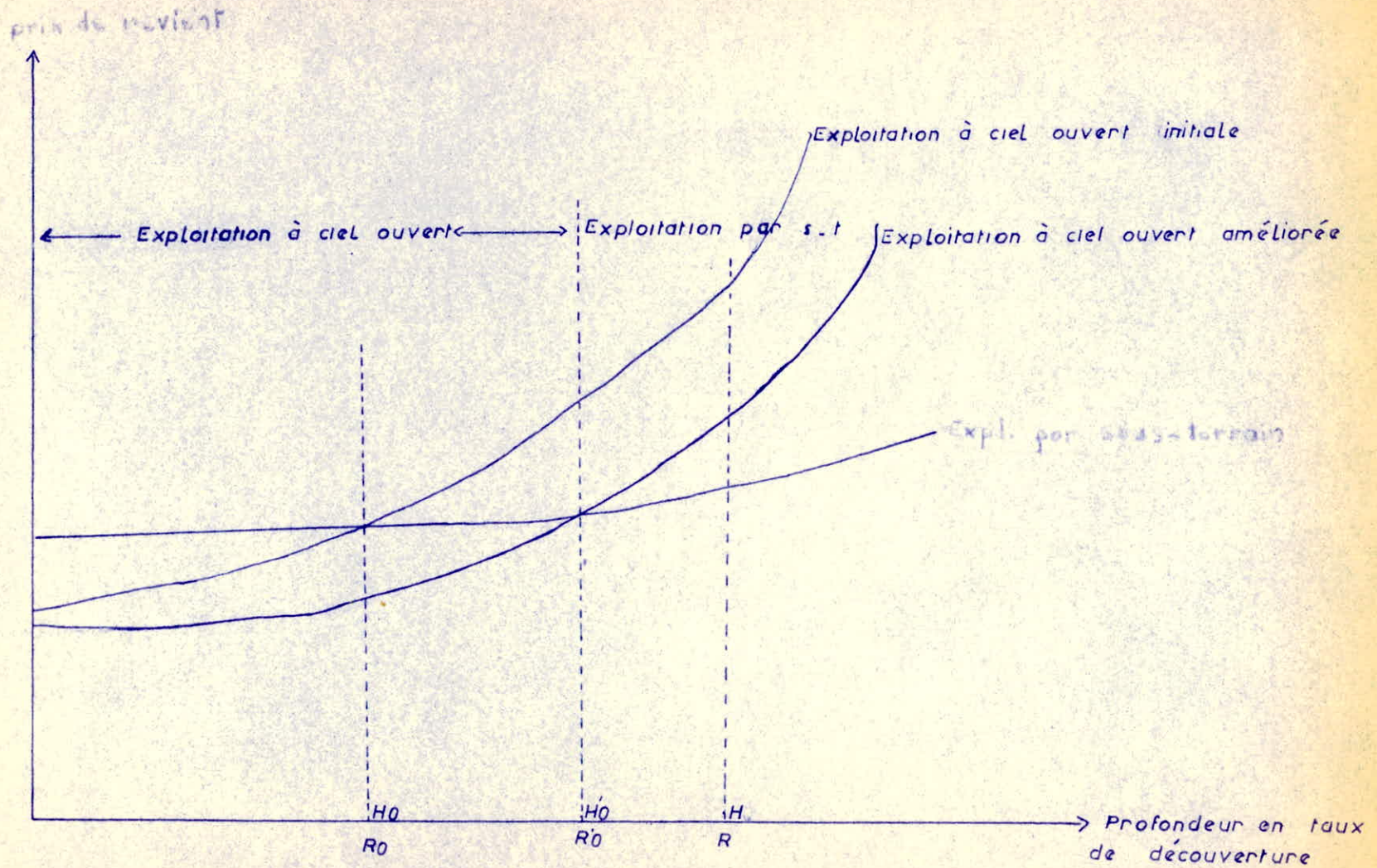
Toute l'étude théorique précédente se résume par les 2 schémas ci-après :

-ooooOoooo-

1- / Exploitation uniquement à ciel ouvert



2- / Exploitation par ciel ouvert et par sous terrain



-/HG

- TROISIEME PARTIE -

Première variante

EXPLOITATION A CIEL OUVERT ROULAGE PAR CAMIONS

- Plan

- 1 - Définition de la carrière
- 2 - Méthode d'exploitation détaillée
- 3 - Etude Techno-Economique

1 - DEFINITION DE LA CARRIERE11 - Introduction :

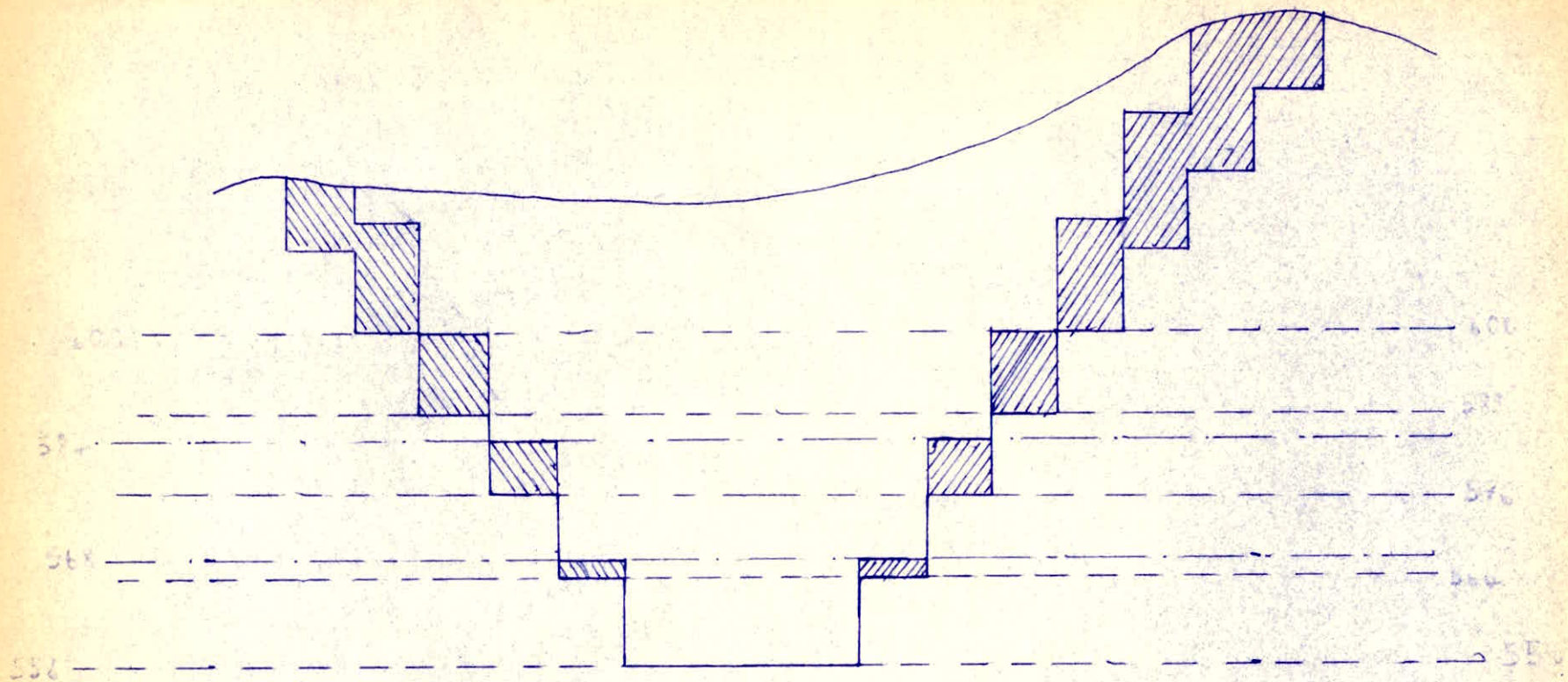
Comme nous l'avons déjà indiqué dans notre introduction, l'exploitation s'effectue actuellement en carrière en forme d'entonnoir englobant les 2 quartiers : Conglomérats, Sainte-Barbe, le niveau le plus bas (fond du cratère) se situant à la côte 600 - Il est prévu que tout le minerai se trouvant au dessus de ce niveau serait exploité par découverte. Le principe de l'exploitation est le suivant :

On décape le stérile par gradins, chaque gradin ayant de 10 à 18 m de hauteur selon les terrains. Le recouvrement et le minerai étant durs, on fo des trous de mines verticaux parallèles au front du gradin avec des sondeuses, on abat à l'explosif et les matériaux sont chargés à la partie inférieure du gradin, avec des pelles mécaniques, dans des camions. Ces camions transportent le minerai vers les installations de concassage et le stérile vers les décharges.

Au fur et à mesure de l'avancement des travaux de découverte l'"entonnoir" s'élargit. L'état actuel de la carrière est représenté par la carte d'ensemble, à l'échelle 1/5000 ci-jointe.

Il s'agit alors de définir, théoriquement, l'approfondissement de cette carrière jusqu'au niveau 552, c'est-à-dire prévoir la limite définitive (position définitive) de chaque gradin, en ayant ^{ou} préalable adopté la hauteur des gradins et leur angle de talus en fin d'exploitation.

.../...



12 - Choix de la Hauteur des gradins :

Tout d'abord il nous faut remarquer qu'une compensation des frais dues à l'augmentation du taux de découverte, parallèlement à l'approfondissement de la carrière, ne peut être réalisé que par l'augmentation du rendement des engins d'exploitation en un premier lieu des engins de forage (sondeuses), de chargement et de roulage. C'est l'une des 2 raisons qui nous poussent à envisager deux hauteurs de gradins : 12 m (hauteur actuelle) et 16 m. En effet, sachant que la partie de minerai à exploiter se situe entre les niveaux 552 et 600, il est normal de penser à la hauteur de 16 m, la hauteur totale de minerai étant de 48 m.

L'autre raison, de loin la plus importante, est la diminution notable de stérile à déplacer, la quantité de minerai à extraire étant pratiquement la même, cela apparait bien sur le schéma précédent, où la hauteur est respectivement de 12 et 16 m = la partie hachurée étant le stérile en moins à déplacer dans le cas où on a adopté 16 m.

13 - Détermination de l'angle de talus

Précisons tout d'abord qu'il ne s'agit pas de l'angle du talus d'un gradin mais de l'angle formé par le front d'abattage, avec tous les gradins, depuis le fond de la carrière jusqu'au bord extérieur. La diminution de cet angle est très importante pour la sécurité de travail, car un angle trop fort ajoutée à certaines conditions géologiques peut engendrer des plissement de terrains. Pratiquement les éléments dont dépende l'angle de talus sont :

.../...

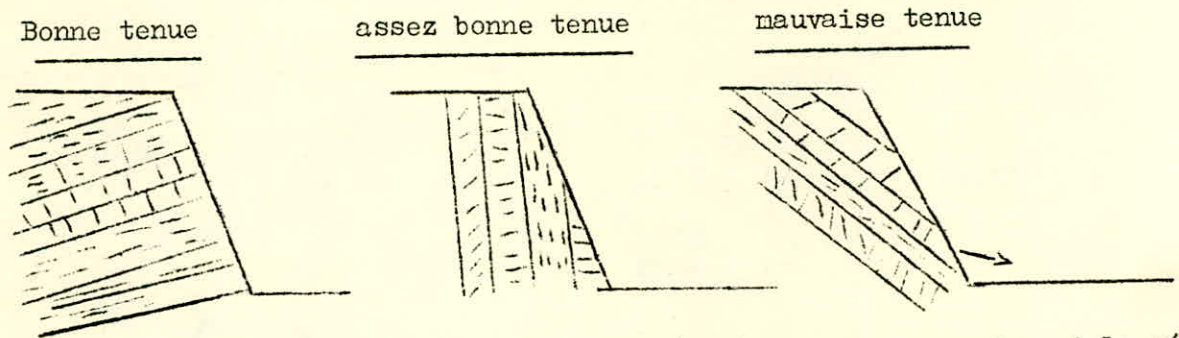
- nature du terrain (résistance au cisaillement et à la compression)

calcaire : très bonne tenue, on peut aller jusqu'à 70°

marne : l'expérience nous montre qu'il ne faut pas dépasser 53° (1.3 pour 1)

argile : très mauvaise tenue, surtout en temps pluvieux

- pendage (naturel) des couches stratigraphiques



Il existe différentes méthodes géothéchniques, connaissant la résistance, au cisaillement, à la compression, le poids spécifique, et la hauteur du terrain qui nous donnent l'angle de talus limite, mais dans notre cas, nous allons adopter 53° par expérience, d'autant plus qu'au dessous du niveau 600, le stérile est presque uniquement du calcaire.

1-4 - Etablissement de la carrière théorique :

14-1 Détermination des limites définitives des gradins :

Cette détermination s'effectue à partir de coupes verticales, perpendiculaires à l'axe du gisement, que nous avons déjà utilisées pour le calcul des réserves, et qui nous donnent le contour transversal du corps minéralisé.

En tenant compte de la hauteur de gradins et de l'angle de talus adopté, précédemment nous essayerons de dessiner sur chaque coupe transversale un contour de carrière qui devrait englober toute la section du corps du minerai
.../...

Malheureusement ces coupes sont trop grandes (échelle 1/1000) et trop nombreuses (33) pour être incorporées ici.

En reliant les différents niveaux de ces contours sur une vue de dessus, nous obtenons les limites définitives des gradins, c'est-à-dire leur position à la fin de l'extraction de tout le minerai; c'est ce qui est représenté sur les 2 cartes ci-jointes, à l'échelle 1/1000, correspondant aux deux hauteurs de gradins adoptées.

14 - 2 - Rampes de roulage :

Pour passer d'un gradin à l'autre, lors du transport des matériaux, hors de la carrière, il faut aménager des rampes dont nous allons discuter la pente, donc la longueur, et l'emplacement.

La constatation de la faible longueur des gradins et des considérations que nous exposerons dans une autre partie, nous ont fait opter pour une pente, respectivement, pour les 2 cas : gradins à 16 m et gradins à 12 m, de 7 % et 5 %.

Par ailleurs avant de songer à l'emplacement de ces rampes, il nous faudra préciser que les normes de sécurité limitent leur largeur minimale à 18 m; Il nous serait difficile et fastidieux d'énumérer ou d'expliquer les différentes raisons qui nous ont amené à disposer les rampes sur le flanc Sud de la carrière ; disons seulement que, l'existence actuellement d'une rampe aboutissant jusqu'au niveau 600, l'évasement du mur de minerai, tendant à devenir horizontal, de ce côté-ci, y sont pour une grande part.

.../...

1.5 - Calcul des tonnages à extraire en minerai et stérile :

Nous utilisons pour la détermination de ces tonnages la méthode des coupes horizontales, en première approximation pour calculer la quantité de matériaux à extraire au-dessous du niveau 600 et la méthode des coupes verticales (plus précise) pour le calcul du stérile à déplacer, au-dessous du niveau 600. Nous obtenons alors les tableaux ci-après. En considérant un taux de perte (perte et salissage) de 10 %, perte que l'on ajoute aux stériles nous obtenons les taux de découverte suivants :

$$R = \frac{9\ 557\ 358 + 714\ 807}{6\ 433\ 264} = 1.60 \text{ T/t pour gradin de } 12 \text{ m}$$

$$R = \frac{11\ 016\ 857 + 799\ 257}{7\ 193\ 309} = \frac{11\ 816\ 114}{7\ 193\ 309} = 1.64 \text{ t/t pour } 16 \text{ m}$$

--ooooOoooo--

STERILE au dessus du NIV. 600 - densité : 8,5

	bloc.	distance m	Surface m ²	Volume m ³	Tonnage	
	4	4a	25	2502.0	62562.0	15640
	4a	4b	25	2690.0	67250.0	16814
	4b	4c	25	2262.5	56562.5	14140
	4c	5	25	2407.5	60187.5	15048
	5	5a	22.5	1782.5	40106.25	100256
	5a	5b	22.5	1522.5	34256.5	85640
	5b	5c	22.5	1632.5	36731.25	91828
	5c	6	22.5	1380.0	31050.0	77625
	6	o	—	—	25500.0	63750
	0	0b	50	1115.0	55750.0	139375
	0b	1	50	1897.5	94875.0	237187
	1	1b	50	2726.0	136300.0	340750
	1b	2	50	2887.5	144375.0	360937.5
	2	2b	50	3348.0	167400.0	418500
	2b	3	50	4377.0	218850.0	547125.0
	3	3b	50	3673.0	183650.0	459125.0
	3b	4	—	—	14400.0	36000.0
					2805572.0	702057.66

	Niveaux.	Minerais + sterile		Minerais — densité = 2.73			sterile d = 2.5		
		Surface m ²	Volume m ³	Surface m ²	Surf moyenne	Volume m ³	Tonnage t.	Volume m ³	Tonnage t.
VALTE-BARBE	600	53020	636340	33770	33235	398820	108877520	237520	593800
	588			32700					
	576	38260	459120	30990	30095	361140	985912,2	97980	244950
	564			20200					
	564	28190	338280	26480	24525	294300	803439	43980	109950
	552			22570					
	16600	199200	16600	14900	178800	488124	20400	51000	
	552		13200						
						total	3366253,8		999700
VALTE-GRAYS	600	75000	900000	43650	44575	534900	1460277	36500	912750
	588			45500					
	588	45930	551160	34250	35175	422100	1152373	129060	322650
	576			36100					
	576	39860	478320	32000	29780	375360	975592,8	102960	257400
	564			27560					
564	7270	87240	5840	5910	70920	193611,6	16320	40800	
552			5980						
						total	3.781.814,4		1.533.600
						total gl	7.148.068		2.533.300

	niveaux	Minerai + Sterile		MINÉRAI densité : 2,73				STERILE d : 2,5	
		Surface m ²	Volume m ³	Surface m ²	Surf. moyenne	Volume m ³	tonnage t	Volume m ³	tonnage t.
st Baube.	600			28900					
	584	47400	758400	28700	28800	460800	1257984	297600	744000
	584			23650					
	568	32000	512000	18500	21075	337200	920556	174800	437000
	568			17350					
	552	18000	288000	17280	17315	277040	756319,2	10960	27400
							total	2934859,2	
Conglomerats	600			46600					
	584	83400	1334400	44200	45400	726400	1983072	608000	1520000
	584			42470					
	568	62000	992000	37250	39860	637760	1741084,8	354240	885600
	568			32500					
	522	40000	640000	28560	30530	488480	1333550,4	151520	378800
						total	5057707,2		2784400
						total gl	7992566,4		3992.800

2 - METHODE D'EXPLOITATION DETAILLEE

L'Exploitation proprement dite s'effectue en 3 phases, comme toute opération d'extraction : abattage, chargement, roulage.

2 - 1 - ABATTAGE :

L'abattage s'effectue bien sûr à l'explosif. Il a pour objet de disloquer les bancs de roche et d'obtenir une fragmentation en blocs d'une grosseur qui en permette la manutention par les moyens disponible et le passage dans l'entrée du concasseur primaire.

21.1 - Exécution de l'abattage en masse :

L'abattage à l'explosif comporte trois opérations : le forage des trous pour l'explosif, le chargement des trous et le tir.

Le forage : Il est effectué par des sondeuses utilisant le principe de la rotation, consistant à creuser la roche au moyen d'un outil tournant : tiges portant à la tête, un tricône (trepan à molettes), qui procède, dans notre cas par écrasement. En effet pour permettre aux outils rotatifs de pénétrer dans la roche, on exerce sur la tête de ces outils une poussée dépassant couramment une tonne.

L'évacuation des déblais de forage (cuttings) se fait, en cours de rotation, par une injection d'air comprimé; cette injection assure en même temps le refroidissement de l'outil.

.../....

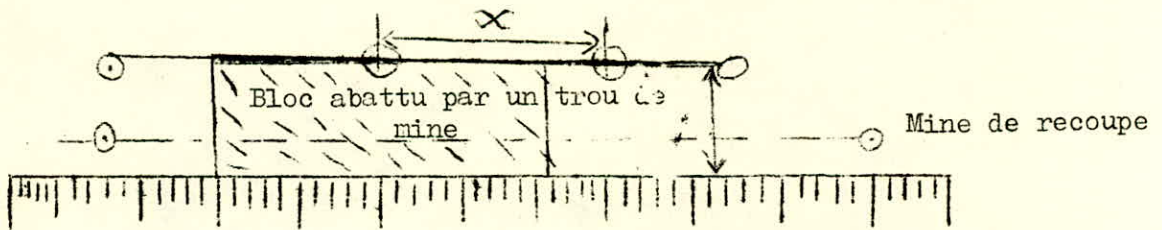
• Profondeur des mines : en règle générale, elle est supérieure de 1 m à la hauteur du gradin correspondant. Par conséquent sur les sondeuses JOY, les plus utilisées :

- emploi d'une tige de 9 m et d'une tige de 6 m pour mine de 12 m
- emploi de 2 tiges de 9 m pour mine de 16 m
- emploi de 2 tiges de 9 m et d'une tige de 6 m pour Mine de 20 m

• Diamètre des mines : il varie suivant la sondeuse employée, ainsi que l'outil de foration : avec sondeuse JOY Champion à tricônes de 6" 1/4 le \varnothing est de 159 mm/

• Disposition des Mines : disposition en série, alignées parallèlement au gradin. Toutes les Mines sont verticales.

Les séries de Mines (ou voloées) peuvent comprendre de 4 à 50 Mines suivant le tonnage à abattre. On a en général 2 mines de recoupes.



L'espacement des Mines et leur éloignement du bord du gradin varie suivant :

- le diamètre de la Mine

- la nature du terrain avoisinant

en général $x = 2.8 - 3$ m

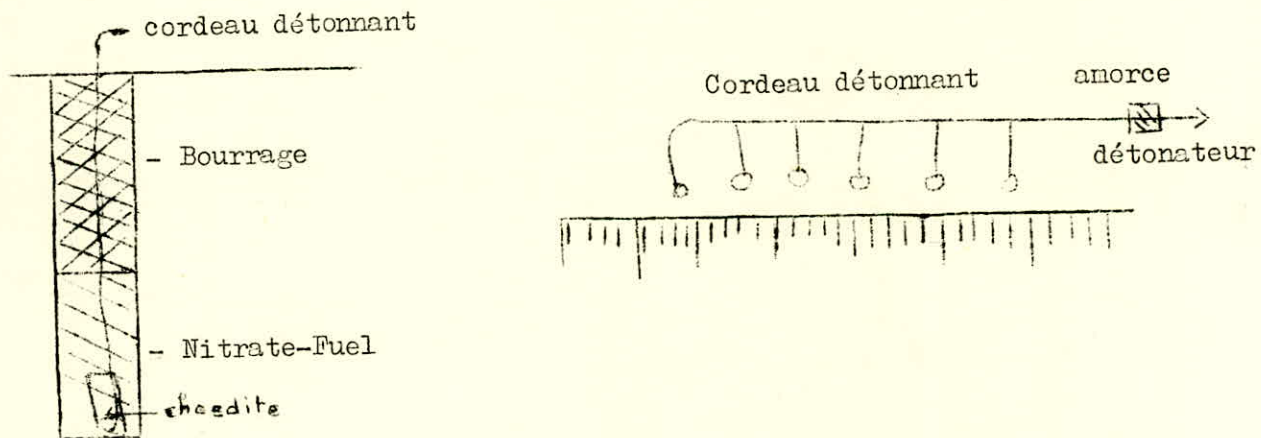
$y = 5$ à 7 m.

Chargement des trous de mine et tir =

le chargement se fait sur les $(h + 1)$ m du gradin pour éviter que

.../...

le pied du talus reste. L'explosif utilisé est du nitrate-fuel (8% à 12% de fuel le reste nitrate d'ammonium), amorcé avec de la chéedite. Le grammage/t dépend de la nature de la roche à abattre et des engins de manutention.



Le pourcentage en chéedites dépend aussi de la nature des roches en général de 8 % à 12 % de la charge d'explosif.

Tableau du taux de chargement en g/t

Godet de la pelle	4.6. m ³ (150 B)	R4 RB (1.9 m ³) 101 m (2.3 m ³)	1.15 m ³ (38RB)
Gypse	120/130	125/ 130	130/135
Minerai tendre	100/110	100/110	100/110
Brun	120/130	125/130	130/135
Minerai dur	120/125	120/125	125/135
Calcaire	110/120	110/120	120/125
Marne	84/90	95/100	100/105

Faisons un exemple de calcul pour un trou de Mine :

$$x = 2 \text{ m}$$

$$y = 7 \text{ m}$$

hauteur : 16 m ; pelle de godet 2.3 m³

nature du terrain : minerai dur ; densité : 2.8

volume du bloc abattu : $2 \times 7 \times 16 = 224 \text{ m}^3$

tonnage abattu : $224 \times 2.8 = 627 \text{ t}$

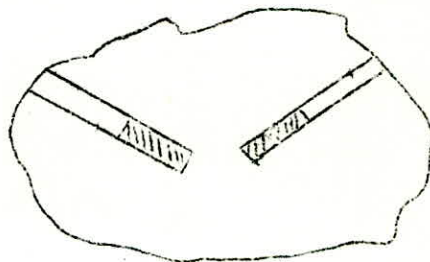
tonnage explosif (123 g/t) : $627 \times 0.123 = 77 \text{ Kg d'explosif.}$

10 % de cheedites = 7.7 Kg (2 cartouches de 5 Kg)

reste 67 Kg de nitrate-fuel.

21.2 - Débitage ou tir secondaire

On notera que si l'exécution d'un plan de tir approprié permet d'obtenir une fragmentation dont le maximum de blocs est compris entre les marges granulométriques prévues, la volée produit toujours un certain pourcentage (10 à 30%) de blocs de dimensions supérieures. Ces blocs posent alors des problèmes de chargement (godet de la pelle trop petit) et de passage dans le concassage (ouverture limite du concasseur : 42 "pouces"). Un débitage secondaire s'impose alors ; il est exécuté à l'explosif, par pétardage : cartouches chargées dans un ou plusieurs trous de faibles profondeur forés dans le bloc.



pétardage des gros blocs

2.2 - Chargement :

On utilise pour charger les matériaux abattus, dans les engins de transport des pelles mécaniques travaillant en butte - La tendance actuelle est pour les pelles à pneus qui possèdent les avantages ci-après :

- vitesse de déplacement élevée ;
- mobilité et souplesse d'utilisation ;

mais leurs inconvénients ne sont pas moindre :

- moins grande adhérence au sol pouvant être améliorée par l'emploi de pneus "basse pression" éventuellement lestés.

- grande usure des pneus sur chantier.

On se demande alors si les frais engendrés par la grande usure des pneus ne compenseraient pas l'avantage de la mobilité, les autres avantages des pelles sur chenilles à savoir :

- pression au sol très faible (jusqu'à moins de 200 g/cm²)
- possibilité de tourner sur place grâce à la transmission hydrostatique indépendante sur chaque chenille ;

- très bonne adhérence au sol et de ce fait, plus grande force de pénétration du godet dans le talus des matériaux à charger ;

n'étant pas compensés.

2.3.- ROULAGE :

Nous envisageons pour l'instant le transport des matériaux par camions à benne.

C'est un moyen de transport susceptible d'être onéreux s'il n'est pas correctement utilisé. Mais la souplesse d'emploi des camions, leur vitesse, et leur solidité leur permettent de s'adapter à tous les types d'exploitation. Pour leur donner une rentabilité maximale, il faut penser, au départ à une solution globale = extraction, chargement, transport, déchargement, tant du point de vue technique que du point de vue prix de revient. Dans cet optique, il est nécessaire d'avoir des pistes très bien entretenues (au Bulldozer puis à la niveleuse) afin de diminuer :

- le temps de cycle
- les pertes de chargement dues aux cahots :
- l'usure des pneus et de la machine.
- la fatigue du conducteur.

Tout ceci se traduira par une augmentation de la production (jusqu'à 20 % dans certains cas) et une diminution du prix de revient.

La niveleuse, par les services qu'elles rend, se révèle autant un engin de production que de servitude.

3 - ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUES

3.1 - Introduction :

Il s'agit, connaissant la production à assurer, de faire un choix judicieux du matériel à acheter, en tenant compte, bien sûr, des conditions techniques définies précédemment.

Dans le planning de la Mine de l'OUENZA, il est prévu de faire produire aux 2 quartiers conglomérats, Sainte-Barbe, 1.2 Millions de tonnes par an dont 500 000 T/an pour aval 600, partie qui nous intéresse, et le reste par amont 600 - Nous considérons donc dans notre étude pour l'instant une production annuelle à assurer de 500 000 T en minerai et 800 000 T en stérile (le taux de découverte étant 1.6 dans le cas de cette variante).

Là, il se poserait alors le problème de l'ordre d'extraction des différentes sortes de stérile ; le tableau ci-dessous nous donne la distribution de ces stériles sur les niveaux :

Niveaux	Minerai en tonnes	Stérile en tonnes
Amont 600	-	7 024 057
600 (1) 588	2 549 056	1 506 550
588 (2) 576	2 138 245	557 600
576 (3) 564	1 779 032	367 350
564 (4) 552	681 736	91 000

Le stérile, qui est au dessus du niveau 600, n'a été prévu son déplacement que lorsqu'on a voulu exploiter en dessous de ce niveau, c'est donc normal que l'on comptabilise ses frais au minerai aval 600 ; comme par ailleurs, la surface du sol, hors de la carrière, est plane, nous pouvons pratiquement assimiler à chaque gradin, et nous avons quatre gradins, le 1/4 des stériles au dessus du Niv. 600, soit : $1/4 \times 7\ 024\ 057 = 1\ 756\ 014\ T.$

Il faut alors organiser l'extraction du minerai et du stérile de telle sorte que, pour un niveau quelconque, l'épuisement du minerai doit s'accompagner de l'épuisement des 2 différentes sortes de stérile à déplacer le stérile au même niveau que le minerai et les 1 756 014 t au dessus du 600.

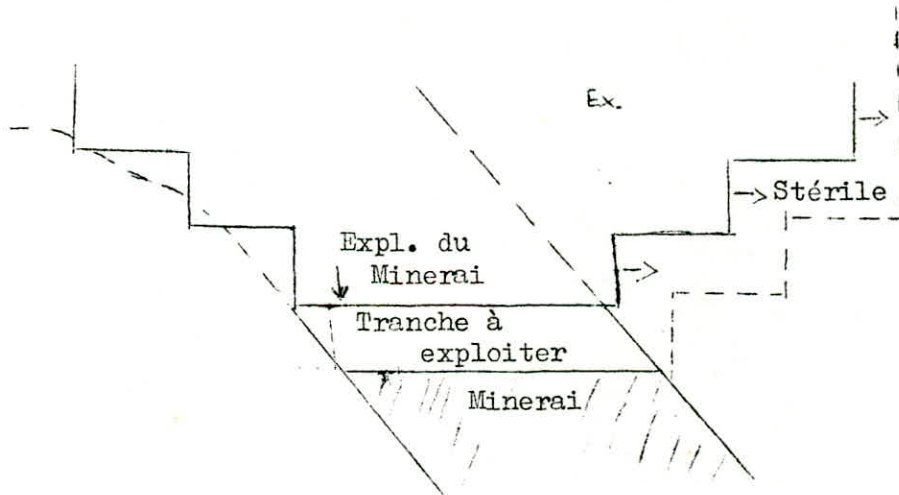
Prenons l'exemple du niveau (1) (600 / 588) nous avons : 2 549 056 minerai + 1 506 550 stérile (Niv. 600) + 1 756 014 stérile (Niv. 600) le stérile se trouvant au même niveau que le minerai correspond à $1\ 506\ 550 : 1\ 756\ 014 = 46.17\ \%$ du stérile incombant à cette tranche de minerai. Nous voyons donc qu'il faut extraire 46.17 % des 800 000 au même niveau que le minerai le reste amont 600.

Le tableau ci-après nous donne les pourcentages pour les autres niveaux.

.../...

NIVEAU	MINERAI	STERILE AMONT 600	STERILE AVAL 600
600 (1) 588	500 000	430 640	369 360 (46,17 %)
588 (2) 576	500 000	604 640	195 360 (24.42 %)
576 (3) 564	500 000	661 600	138 400 (17.30 %)
564 (4) 552	500 000	760 240	39 760 (4.97 %)

Cette façon de procéder paraît à priori assez difficile à réaliser pratiquement, car en général la découverte précède toujours l'extraction du minerai. Cependant dans notre cas, alors que l'exploitation du niveau se fait sur la partie Sud, la découverte se fait sur la partie Nord.



L'avantage, pour nous, de cette façon de procéder, est qu'elle nous permet de suivre dans notre étude économique l'évolution du coût (à la tonne) du transport, avec la profondeur.

En effet, le transport est la phase de l'exploitation, sur laquelle influe le plus l'approfondissement de la carrière.

.../...

3.2 - ABATTAGE ;

32.1 - Choix et évaluation du matériel d'abattage :

Sondeuse :

Actuellement le forage s'effectue avec des sondeuses JOY, qui donnent satisfaction. Seulement dans notre cas il faudra choisir des sondeuses sur pneus et diesel, pour les avoir plus mobile car la production à assurer n'est pas assez forte pour leur permettre de travailler toute l'année au même endroit. Nous donnons ci-après les caractéristiques techniques d'une sondeuse JOY de type 58 BH qui pourrait répondre à nos exigences :

- poids : 23 Tonnes
- hauteur : 4.04 m (mât en position horizontale)
- longueur : 8.23 m (mât vertical)
- largeur : 3.05 m (sans vérin hydraulique et dépoussierneur)
- Derrick (mât) : 9.14 m
- Profondeur de foration maxi et ϕ de trou : 91 m et 171.5 \div 187 mm
- avancement = cylindres hydrauliques jumelés
- vérins de fonçage hydraulique à course : 1.245 m
- montage : chenilles de largeur 0.406 m
- vitesse de traction : de 8.84 m à 37.6 m/m
- mise à niveau : 3 vérins hydrauliques
- vitesse de la dalle de rotation : 18.31 à 76 tr/m, en marche
arrière 21 tr/m.
- vitesse de levage : vitesse du moteur 1150 tr/m, donc :
21,5 - 42 - 58.5 - 100 m/m;
- source d'énergie : courant trphasé 440 V. .../...

Ces mêmes engins ont donné les statistiques de foration suivante :

	Dureté I	Dureté II	Dureté III	TOTAL
Métrage foré	116 533	2 495	22 734	141 762
Heures de marche	5 500	235	875	6 570
Métrage/h	21,2m/h	10,6m/h	27,2m/h	21,6m/h

Tonnage abattu : 4 823 360 Tonnes

d'où nous déduisons, les caractéristiques suivantes :

o tonnage rapporté au mètre (chiffre donné pratiquement) :

34,024 t/m ~~34~~ 34 t/m

o métrage moyen/heure : 15 m/h

Sachant que nous devons abattre : 500 000 t de minerai et 800 000

Tonnes de stérile soit 1 300 000 t au total, nous pouvons calculer :

- nombre de mètre à forer : $1\ 300\ 000 : 34 = 38\ 236$ m/an
- nombres d'heures de travail : $38\ 236 : 15 = 2\ 549$ Heures
- nombre de jours (tâche) : $2\ 549 : 16 = 159,32$ ~~160~~ Jours (2post)
- taux d'utilisation 70 % : $160 : 0.7 = 227,6$ ~~228~~ Jours
- nombre d'engins : 1 sondeuse JOY sur pneumatiques
- prix d'une sondeuse : 900 000 DA
- amortissement sur 10 ans avec taux de 8 %
- d'où annuité $900\ 000\ DA \times 0.149 = 134\ 100\ DA/an$

Marteaux perforateurs :

- Nombre : au moins 3 par sondeuse (2 en travail et 1 en réserves)
- prix unitaire : 3 000 DA
- durée de vie : 10 ans avec taux de 8 %
- annuité : $3 \times 3\,000 \times 0,149 = \underline{1\,341 \text{ DA/an}}$

32.2 - Frais d'exploitation :

Explosif : Dépend de la nature du matériaux à abattre (conférer tableau du taux de chargement d'explosif au paragraphe 211).

Pour avoir un coût en explosif moyen, nous allons calculer la quantité totale d'explosif qu'il nous faut pour épuiser complètement les réserves, il est alors facile d'avoir les frais pour 500 000 t de minerai et 800 000 t de stérile.

Nous pouvons pratiquement assimiler le stérile amont 600 à du gypse pour Sainte-Barbe et des marnes pour conglomérats. Par contre tout le stérile aval 600 est du calcaire.

Le coût moyen d'explosif par tonne abattue est de 0.7273 DA /t.

Nous avons vu précédemment que l'abattage en masse s'accompagne toujours d'un certain pourcentage de gros blocs qui suivant la capacité du godet de la pelle sont débités ou non ; comme nous allons le préciser au paragraphe suivant : chargement, les pelles que l'on projette d'utiliser,

.../...

pour l'instant, sont de godet 1.15 m³ au minéral et de 1.9 m³ au stérile, le débitage serait alors très important.

ENERGIE :

Des statistiques nous donnent en moyenne :

électricité : 0.02 DA/t
air comprimé : 0.17 DA/t

SALAIRES ET CHARGES :

Le forage est à 2 postes par contre le débitage et le tir sont à un seul poste.

- 2 sondeurs/jour à 3.5 DA/h.....	16 800/an
- 4 aide-sondeurs : 2.5 DA/h.....	24 000
- 2 foreurs (débitage) 25 DA/poste.....	15 000
- 2 bouts-de-feu 30 DA/poste.....	18 000 DA/an
- 2 Equipes d'explosifs pour toute la mine :	
• 2 Chefs de postes à.....	21 600 DA/an
• 8 manoeuvres à 2 DA/h.....	38 400

Total	60 000
• Contribution à aval $600 = 500\ 000 : 3\ 500\ 000 = 14.3\ %$	
d'où $60\ 000 \times 14.3\ % =$	8 580 DA/an
- 2 Chefs de chantiers à 900 DA/an.....	21 600 DA/an
/.....

- 1 Chef de Service abattage et chargement pour
les 2 quartiers Sainte-Barbe conglomérats :

• Salaire : 1 200 DA/mois.....	14 400 DA/an
• taux de contribution à aval 600 :	
500 000 : 1 200 000 = 41.67 %.....	6 000 DA/an
• taux de contribution à l'abattage : 6 000 x 50 %.....	3 000 DA/an
	<u>total 106 980 DA/an</u>

Charges : 45 % x 106 980 = 48 141 DA /an
Total général 155 121 DA /an

Salaires et Charges : 155 121 DA/an soit : 0.310 DA /t

Pièces de Rechange :

Théoriquement, les frais en pièces de rechange d'un matériel ne doivent pas dépasser 10 % par an de son prix quand il n'a pas encore atteint sa durée de vie ; d'où : 909 000 x 10 % = 90.900 DA/ans.

D'où le tableau :

Nature des frais	Frais/an	Coût à la Tonne
(1) Amortissement.....	134 100	
.....	1 341	
	135 441	0,271 DA/t
(2) Pièces de rechange	90 900	0,182
(3) Explosifs	363 670	0,720
(4) Énergie { Electricité	10 000	0,020
{ Air comprimé	85 000	0,170
(5) Salaires + Charges.....	155 121	0,310
Total.....	840 132	1,680 DA/t

.../...

En fait le calcul que nous venons de faire est très théorique car nous avons supposé une très bonne organisation du travail, avec une main d'oeuvre très réduite et un entretien très efficace pour ne permettre que 10 % du prix en pièces de rechange. Il n'en est rien en pratique, comme le montrent les chiffres ci-après, établies par la comptabilité interne de la Mine. Ils nous permettent d'un côté de pouvoir évaluer la différence entre un calcul théorique et la réalité, et nous donnent le véritable coût de l'abattage pour notre projet d'exploitation puisque ce dernier ne diffère en rien avec l'abattage actuellement utilisé.

Nous allons donc adopter le coût à la tonne de l'abattage que nous donne le tableau ci-dessous :

Nature des frais	Coût à la tonne
1 - amortissement	0,271 DA/t
2 - pièces de rechange	0,590
3 - Explosifs	0,727
4 - Energie :	
{ Electricité	0,020
{ Air comp.	0,170
5 - Salaires + Charges	0,970

Total...	2,748 DA/t

Coût de l'abattage : 2,748 DA/t

3.3 - CHARGEMENT :

33 . 1 - Amortissement :

Une pelle de godet 1.15 m³ pourrait largement charger les 500000 t de minerai.

De même une pelle de 1.9 m³ de capacité de godet pourrait charger les 800 000 t de stérile. Nous donnons les caractéristiques de 2 pelles utilisées actuellement à OUENZA et respectivement de même capacité de godet.

Désignation de Pelle	38 RB	54 RB
Capacité du Godet	1.15 m ³	1.9 m ³
Energie	Diésel	diésel
Puissance	120 CV	339 CV
Rendement	200 t/h	350/t/h
Taux d'utilisation	70 %	70 %

En fait ce sont des pelles hydrauliques sur pneus qui doivent être utilisées, malheureusement nous ne disposons d'aucune donnée de performances aux chantiers, de ces engins, puisque jusqu'à présent elles n'ont pas été employées. Nous précisons bien qu'il s'agit de performances, pratiques, aux chantiers d'OUENZA, car des données générales (publicitaires) ce n'est pas ce qui manque. Il serait donc plus raisonnable de faire des essais sur place avec ces engins avant de s'aventurer à une forte utilisation.

.../...

Nous considérons que les 2 pelles sont de même prix (même puissance) et pouvant travailler aussi bien au stérile qu'au minerai, avec simplement un changement de godet, suivant les cas.

- prix unitaire : 800 000 DA
- durée de vie : 7ans avec un taux de 8 %
- d'où l'annuité : $2 \times 800\,000 \times 0,192 = 307\,200$ DA/an
- soit l'amortissement à la tonne = 0.614 DA/t

33.2 - Frais variables ou frais d'exploitation :

Nous citons les résultats établies par la comptabilité interne de
le Mine.

- Salaire + appointements + charges :.....	1,04 DA/t
- sorties magasin + frais généraux magasin.....	0.89 DA/t
- énergie.....	<u>0.16 DA/t</u>
Total...	2,09 DA/t

Coût du chargement : 2,704 DA/t

3.4 - ROULAGE

Nous accordons à cette phase une importance particulière, car actuellement, c'est le roulage (par camions) qui coûte le plus à OUEENZA. C'est, probablement, son coût qui va conditionner le choix du système d'exploitation.

.../...

Au risque. de nous répéter, nous précisons que au cas où l'exploitation à ciel ouvert a atteint sa limite de rentabilité par rapport à l'exploitation sous-terrainne, une diminution notable du coût de roulage, par un moyen approprié que nous essayerons de mettre au point dans la suite de notre étude, permettrait de continuer à exploiter à ciel ouvert au moins jusqu'au niveau 552.

3.4.1 - Choix d'un type de camion :

Le transport par camion ayant été décidé, il nous faut, pour déterminer le modèle le plus rentable, examiner certains points :

- la production, en fonction de laquelle on déterminera la taille et le nombre de camions nécessaires ;
- l'enfin de chargement dont le godet doit avoir une capacité en rapport avec celle de la benne du camion ;
- les **conditions** de travail : nature des matériaux, états des pistes, déchargement (dans une trémie ou sur la décharge).

Tenant compte de tous ces points nous optons, bien sûr, pour le mode qui a fait ses preuves à OUEENZA, à savoir, le camion Euclid, la benne aura pour capacité 30 T.

!.../...

34.2 - Cycle d'un camion

Il comprend : le chargement - trajet aller en charge - manoeuvres et déchargement - trajet retour à vide - attente avant chargement.

Chargement : Les temps de chargement varient en fonction du matériau et des engins de chargement utilisés. On peut admettre les temps moyens suivants :

- pelle de godet 1.15 m³ (au minerai) temps 4.5 mn
- pelle de godet 1.9 m³ (au stérile) temps 2.75 mn

Transport : La vitesse de transport dépend :

- de la puissance de l'engin ;
- de son poids à vide et en charge
- de la résistance au roulement ;
- des pentes ;
- du conducteur.

Manoeuvres et déchargement : Le temps de déchargement est variable selon que l'on verse à la décharge ou dans une trémie.

- décharge : temps moyen : 0.63 mn
- trémie : id : 0.70 mn

.../...

Cycle de Roulage du stérile au-dessus du 600.

	durée
chargement - - - - -	2.75
<u>Parcours aller en charge :</u>	
<u>distance</u> <u>Pente</u> <u>vitesse</u>	
500 - - - 0% - - - 40 km/h - - -	0.75
320 - - - 5% - - - 15 km/h - - -	1.28
<u>1120</u> - - - 0% - - - 40 km/h - - -	<u>1.68</u>
<u>1940</u>	<u>3.71</u>
manœuvre et chargement au ferrail - - - -	0.63
<u>Parcours retour à Vide :</u>	
<u>distance</u> <u>vitesse</u>	
1120 - - - - 50 km/h	1.34
320 - - - - 50 km/h	0.38
500 - - - - 50 km/h	<u>0.60</u>
	<u>2.32</u>
manœuvre et mise en position pour chargement	1.00
durée totale du cycle théorique	10.41
durée réelle (rendement au chantier 0.8)	13

Cycle de Roulage du Sterile au dessous du Niv 500

	600 588	576	564	552
chargement	2.75	8.75	2.75	2.75
Parcours aller en charge				
trajet commun, au sterile et minerai 2380 m	6.12	7.77	9.12	10.23
1460 m à 0% de pente à 50 km/h	1.75	1.75	1.75	1.75
	7.87	9.52	10.87	11.98
manœuvre et déchargement au remblais	0.63	0.63	0.63	0.63
Parcours retour à vide :				
1460 m à 50 km/h	1.75	1.75	1.75	1.75
<u>trajet commun</u>	1.32	2.18	2.73	3.12
	3.07	3.93	4.48	4.87
manœuvre et mise en position pour le chargement	1.00	1.00	1.00	1.00
durée totale du cycle théorique	15.07	17.81	19.75	21.23
durée réelle	19.	22	25	27

Attente avant chargement :

Dans un chantier bien organisé, l'attente doit être théoriquement nulle.

Nous établissons alors les tableaux ci-après, donnat respectivement, le cycle pour le stérile amont 600, les cycles par niveau du minerai et enfin les cycles pour le stérile aval 600.

34.3 Unités de transport nécessaires par chantier :

Le nombre d'unités de transport nécessaires est donné par :

le rapport : $\frac{\text{cycle total de l'unité}}{\text{temps de chargement de l'unité.}}$

Ce rapport est arrondi à l'unité supérieure. Nous pouvons alors en déduire la capacité totale horaire de transport qui doit être supérieure à la production de la pelle, pour que celle-ci travaille en de bonnes conditions.

Pour un chantier dont on connaît le temps de cycle t_i , la capacité horaire de transport d'un camion y travaillant serait :

$$Q = \frac{60}{t_i} \times 30 \text{ t/h}$$

En adoptant un taux d'utilisation de 60 % (un taux supérieur à 60 % Serait utopique, dans notre cas) nous pouvons obtenir la capacité de transport annuelle, la journée étant à 2 postes : .../...

$$Q = q \times 16 \times 300 \times 0.6 = \frac{5\,184\,000}{t_i} \text{ tonnes/an}$$

Si nous prenons les exemples les plus défavorables, par exemple le transport du minerai à partir du niveau 552, le plus bas, et le transport de stérile amont 600 nous voyons que pour le minerai :

$$Q = \frac{5\,184\,000}{26} = 199\,385 \text{ t/an et par camion}$$

Or, il faut transporter 500 000 t de minerai d'où le nombre de camions :

$$500\,000 : 199\,385 = 2,5 \text{ soit environ 3 camions}$$

alors que pour que la pelle travaille à plein temps (70%)

Il faut au moins 6 camions car :

$$26 : 4,5 \neq 6$$

4,5 étant le temps de chargement en mn d'un camion.

$$\text{pour le stérile : } Q = \frac{5\,184\,000}{13} = 398\,769 \text{ t/an et par camion}$$

Or, il faut transporter 800 000 t de stérile d'où le nombre de camions :

(87)

800 000 : 398 769 = 2.1 soit environ 3 camions

alors qu'il faut en fait, pour une bonne organisation le nombre :

13 : 2.75 = 4,7 soit 5 camions.

Nous voyons donc qu'il va y avoir une sous utilisation des pelles.

Nous pouvons y remédier en :

- augmentant la production à assurer, ce qui change tout le planning;
- soit utiliser des pelles plus mobiles, ce qui nous permettrait d'employer une seule pour charger le minerai et le stérile, ou encore mieux (car il est préférable d'employer des pelles à grande capacité de godet pour le stérile, pour éviter le débitage, ce que l'on ne peut pas faire avec le minerai) de faire travailler les pelles à la fois aval 600 et amont 600.

Cela montre bien notre grand intérêt aux pelles sur pneumatiques, de vitesse de déplacement largement supérieure à celles sur chenilles.

34.4 Frais d'exploitation d'un camion :

Frais dépendants du kilométrage :

- carburant 30 l/100 à 0.80 DA/l.....	0.24 DA/Km
- huile.....5l/100 à 2 DA/l.....	<u>0.10 DA/Km</u>
	0.34 DA/Km.

.../...

Frais ne dépendant pas du kilométrage :

Amortissement :

- prix unitaire d'un camion 650 000 DA
- durée de vie 5 ans (à 8 % de taux)..... 162 500 DA/an

Pièces de rechanges :

- nous estimons à 20 % du prix unitaire..... 130 000 DA/an
- pneus : un train coute 30 000 DA et dure 3500 h
- 2 x 8 x 300/3 500 = 1.37 Fois soit 30 000 x 1.37.....41 143 DA/an

Salaires et charges :

- 2 chauffeurs/jour à 5 DA/h.....24 000 DA/an
- Charges (45 % su salaire).....10 800

Total..... 34 800 DA/an.....348 000 DA/an
 total général : 368 443 DA/an

34.5 Frais généraux :

Salaires + Charges :

- 1 Chef de service roulage à 1 200 DA/mois : 14 400 DA/an
- Contribution à aval 600 : 500/1 200 = 41,67 %.....6 000 DA/an

.../....

- 10 Aiguilleurs aux remblais à 2 DA/h (2 Postes)	
2 x 10 x 16 x 300 x 41,67 %	40 000 DA/an
- Charges.....	<u>20 700 DA/an</u>
Total.....	66 700 DA/an

Entretien des pistes et des gradins

Anortissements :

- 1 Buldozer : prix unitaire 700 000 DA	
durée de vie 5 ans au taux de 8 %.....	175 000 DA/an
- 1 Niveleuse : prix 200 000	
durée de vie 5 ans à 8 % de taux.....	50 000
- 1 Rouleau : prix unitaire 150 000	
durée vie 10 ans au taux de 8 %.....	22 350

Total :	247 350 DA/an

Salaires :

- 6 conducteurs d'engins/jour à 3.5 DA /h....	50 400 DA/an
- Charges (45 %).....	<u>22 680</u>
Total :	73 080 DA/an

.../...

Energie :

- environ (en carburant et huiles).....	30 000 DA/an

Total général,.....	455 430 DA/an

Frais d'entretien des pistes et gradins pour les 2 quartiers.....

.....	455 430 DA/an
Contribution pour aval 600 (500/1 200 = 41.67 %)	189 778 DA/an

soit :

Coût à la tonne : 0.379 DA/t

34.6 - Coût du transport à la tonne suivant les niveaux :

Nous allons calculer pour chaque niveau le coût en DA du déplacement d'une tonne de minerai et d'une tonne de stérile séparément, c'est-à-dire le coût pour chaque cycle, ainsi que le nombre de DA par TKU pour chaque cas ; par exemple considérons le déplacement du minerai 588 au concasseur :

- le cycle est de 18 mn
- la distance à parcourir 1.53 Km
- d'où le nombre de TKU/heure/camion de 30 t

$$\frac{60}{18} \times 30 \times 1.53 = 153 \text{ TKU/h}$$

.../...

Coût du transport suivant les niveaux

	Amont 600	588		576		564		552	
	sterile	minerai	sterile	minerai	sterile	minerai	sterile	minerai	sterile
temps de cycle en mn	13	18	19	21	22	24	25	26	27
distance en km	1,94	1,53	2,99	1,98	3,44	2,35	3,81	2,64	4,1
nbre de TKU par heure	269	153	283	170	281	176	274	183	273
nbre de TKU par an	773612	440640	815798	488777	810588	507600	790042	526376	787200
nbre de tonnes transportées par an par un camion	398769	288000	272842	246857	235636	216000	207360	199385	192000
nbre de km par an et par camion	80585	45900	84979	50914	84436	52875	82996	54931	82000
frais fonction de la distance 0,34 DA / km	27399	15606	28893	17311	28708	17976	28202	18643	27880
frais ne dépendant pas de la distance.	368443	368443	368443	368443	368443	368443	368443	368443	368443
frais totaux	395842	384049	397336	385754	397151	386419	396645	387086	396323
nbre de DA / TKU	0,516	0,872	0,486	0,788	0,490	0,760	0,502	0,735	0,504
coût à la tonne transportée	1,015	1,334	1,456	1,563	1,685	1,789	1,912	1,941	2,064

- avec un taux d'utilisation de 60 % on aurait :

$$153 \times 16 \times 300 \times 0,6 = 440\ 640 \text{ TKU/an } \times \text{ camion}$$

- connaissant les frais par an d'un camion pour ce trajet , on obtient le coût de la TKU :

$$384\ 049 : 440\ 640 = 0,872 \text{ DA/TKU}$$

- d'où le coût à la tonne transportée $0,87 \text{ DA} \times 1,53$ ou d'une façon plus précise :

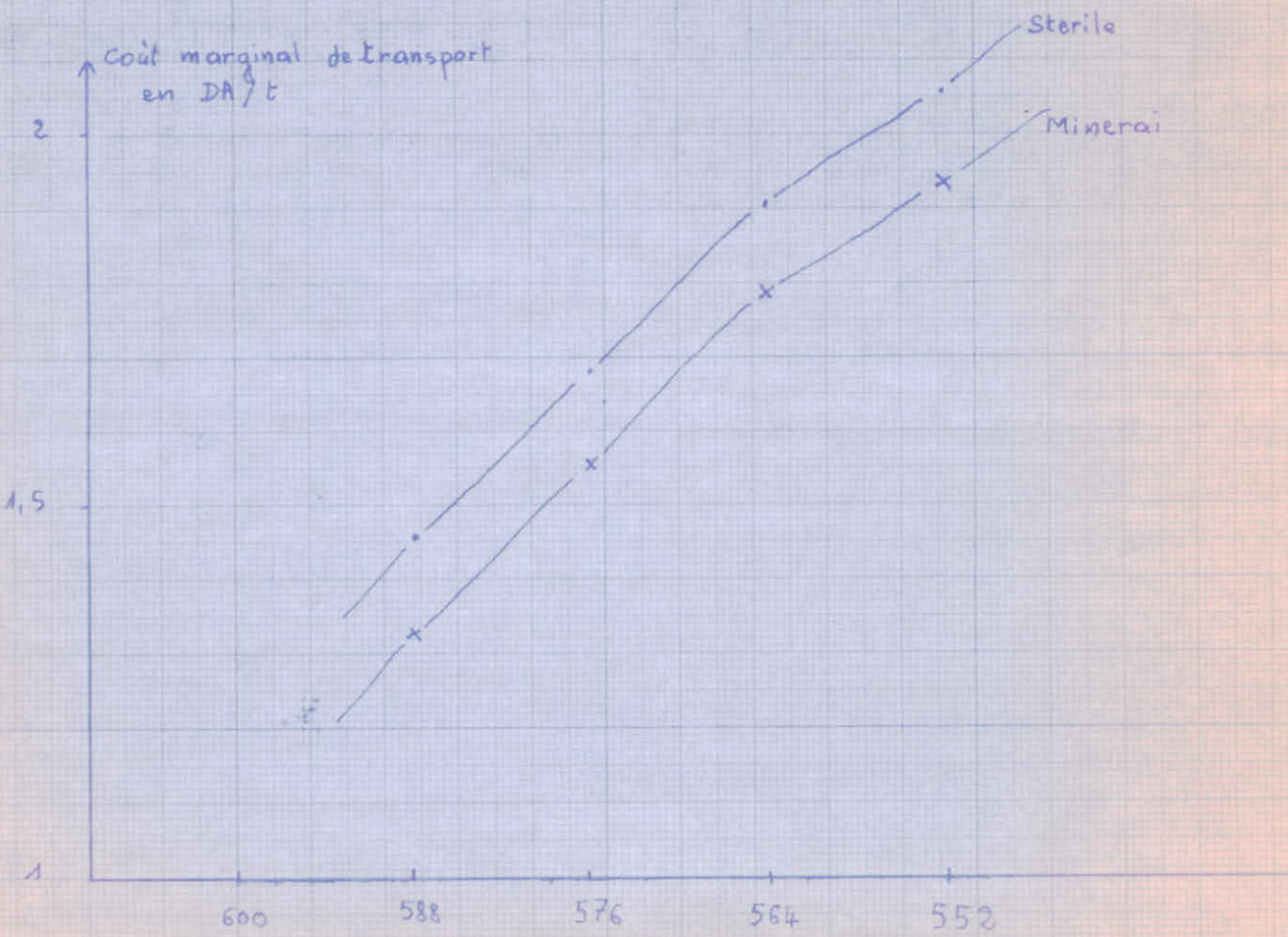
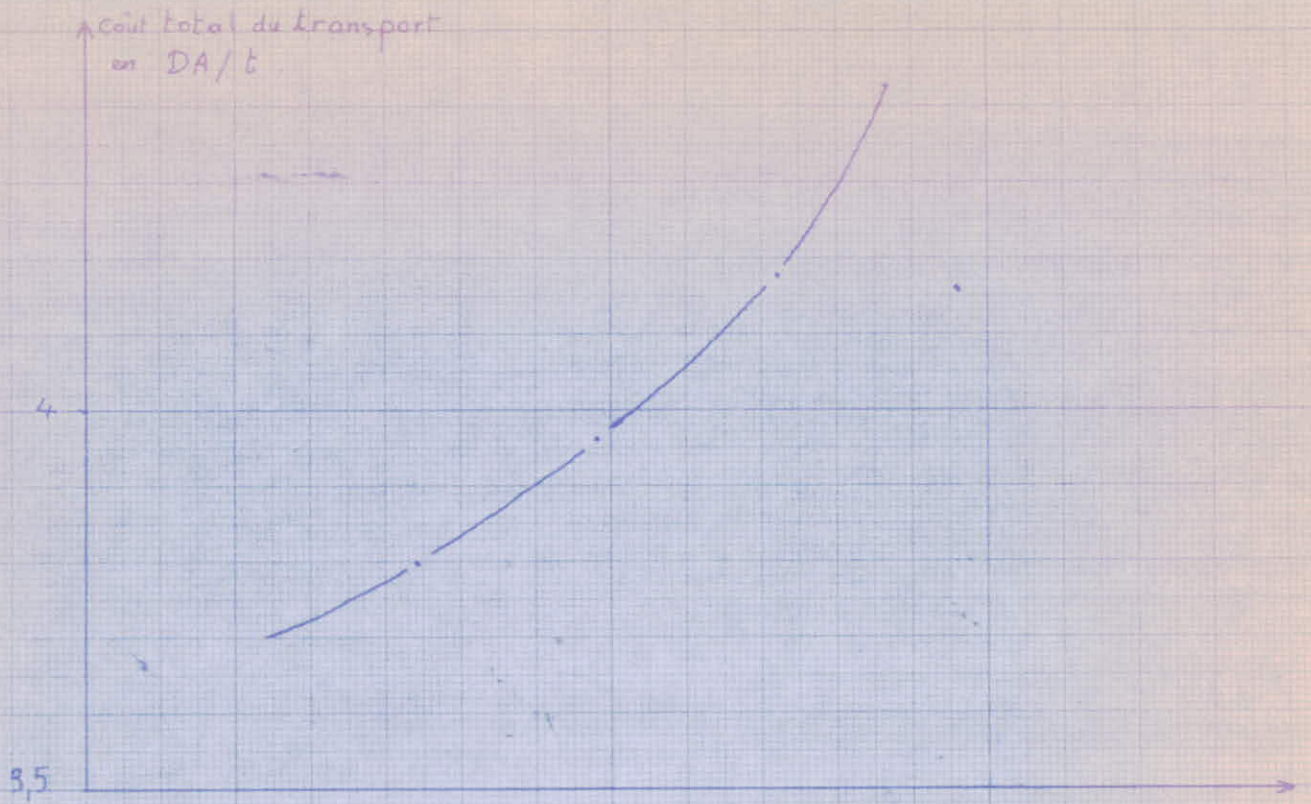
$$384\ 049 \text{ DA} / 288\ 000 \text{ t} = 1,334 \text{ DA/t}$$

Le tableau ci-après réunit tous les calculs pour les autres cycles.

Nous remarquerons que nous n'avons utilisé que les frais dépendant directement de la production pour calculer les coûts, les frais d'entretien des pistes et autres ne seront ajoutés qu'au niveau du coût à la tonne de minerai, le déplacement du stérile compris ;

Les coûts que nous avons calculés sont donc des coûts marginaux. Pour bien faire apparaître la variation de ces coûts en fonction de la profondeur, nous les avons portés sur un repère orthonormé et nous obtenons alors 2 courbes une, pour le stérile et une, pour le minerai.

.../...



Nous remarquerons que le coût pour le niveau 552 est inférieur à celui du niveau 564, ce qui peut à priori paraître anormal, mais cela s'explique très bien par le fait que l'on a très peu de stérile à extraire de ce niveau, son extension ayant été limitée à dessein, en effet si nous observons la carte établie pour cette variante (hauteur des gradins 12 m) nous verrons que le niveau 552 ne s'étend que de la coupe 5 de Conglomérats jusqu'à la coupe 3 de ~~Sainte-Barbe~~ alors que le niveau 564 s'étend sur toute la longueur des 2 quartiers ; bien sur, nous abandonnons ici du minerai au profit d'une autre méthode d'exploitation.

Ayant les coûts pour chaque niveau, nous calculons alors par une moyenne pondérée entre les réserves par niveau et leur coût respectif, le prix de revient moyen du transport d'une tonne de minerai soit 3 974 DA/t

Prix de revient du roulage : 3,974 DA/t

Bien sûr, ce coût est théorique, et ne pourrait être atteint qu'avec une bonne organisation du travail et de l'entretien des engins, nous avons déjà dit cela et nous le repettons car c'est d'une grande importance ; par exemple le roulage actuellement (seulement au niveau 600) coûte :

Salaires + appointements + charges :.....	1,47 DA/t
Frais et pièces de rechanges :.....	2,14 soit 4,45 DA/t
Amortissements.....	0,84

.../...

Pour calculer, alors le coût de la tonne de minerai transportée d'une façon globale (déplacement du stérile compris) nous n'avons qu'à tenir compte des pourcentages, pour chaque niveau des stériles à déplacer aval et amont 600. Nous prenons toujours le même exemple, le niveau 588 :

- minerai : 500 000 t à 1,334 DA/t d'où.....	662 752 DA/an
- stérile amont 600 = 430 640 t à 1,015 t à 1,015 DA/t.....	437 350
- stérile aval 600 : 369 360 t à 1,456 DA/t.....	537 894
	1 641 996 DA/an
total :	1 641 996 DA/an

Nous obtenons alors le coût à la tonne du minerai :

$$1\ 641\ 996 / 500\ 000 = \underline{3,284\ DA/t}$$

De même, nous obtenons pour les autres niveaux les valeurs ci-dessous :

	588	576	564	552
Coût du roulage en DA/t	3,284	3,449	3,663	3,650
Frais généraux	0,133	0,133	0,133	0,133
Entretiens pistes et gradins	0,379	0,379	0,379	0,379
Total	3,796	3,961	4,175	4,162

.../...

3.5 - CONCLUSION

Nous obtenons alors le prix de revient d'une tonne de minerai à la sortie du concasseur primaire :

abattage.....	2,748
chargement.....	2,704
roulage.....	3,974
entretien.....	1,000
concassage.....	0,910

	11,335 DA/t

N.B. Nous avons pris les coûts moyens pratiques sauf pour le cas du roulage qui est variable.

Prix de revient = 11,335 DA/t

C'est ce chiffre qui va nous servir pour la comparaison entre cette variante et la méthode d'exploitation sous-terrainne.

A titre d'information, nous donnons aussi le prix de revient de la tonne au port d'ANNABA :

-Frais	11,335
- "	0,55
- id	0,65
- Coût SNCF	<u>13,18 DA/t</u>
	<u>25,715 DA/t</u>

-CINQUIEME PARTIE -

Troisième variante

TRANSPORT PAR SOUS-
TERRAIN EXTRACTION PAR
PLAN INCLINE

-Plan :

- 5.1 - Introduction
- 5.2 - Aménagements des cheminées :
 - 52.1 - Choix du nombre et de l'emplacement
 - 52.2.- Goulotte de deversement
- 5.3 - Abattage et chargement
- 5.4 - Transport par camions.
- 5.5.- Transport sous-terrain
 - 55.1 - Calcul des caractéristiques du convoyeur
 - 55.2 - Aménagement de la galerie 552
- 5.6 - Extraction par la Z2
 - 56.1 - Calcul de la puissance du treuil
 - 56.2 - Aménagement des trémies
- 5.7 - Etude Economique.

-/HG

5.1 - INTRODUCTION

A vrai dire ce n'est pas une méthode d'exploitation indépendante, mais seulement une variante de l'exploitation à ciel ouvert précédemment exposée, à la troisième partie. En effet pour cette dernière, le roulage par camion s'est avéré très cher et nous avons pensé le remplacer par un roulage sous-terrain du moins pour le minerai, car cette sorte de roulage ne peut pas en général assurer une grande production ; le stérile de la découverte serait donc débloqué, encore, par camions.

Pour ce transport sous-terrain, nous allons profiter de l'existence de 2 voies de niveau : une au 552 et l'autre au 600, les utiliser, aussi pour le transport (elles sont rectilignes) en les ayant au préalable légèrement agrandies pour les adapter au moyen de transport choisi.

Le problème qui va se poser alors au transport sous-terrain est le suivant : le minerai roulé le long de ces voies de niveau doit être remonté au moins jusqu'au niveau 650 ; par où et comment va-t-on faire cela ?

- soit par la descenderie Z2, ce qui n'est pas facile, car son angle d'inclinaison est environ de 21°, néanmoins nous essayerons d'utiliser un treuil avec double voie, c'est en partie ce que nous allons traiter dans ce qui suit ;

..../....

- soit par le quartier Hallatif, dont la production est en voie de baisse (les réserves sont presque épuisées) ; ce sera le thème de la 6ème partie.

Dans le premier cas le minerai va pratiquement suivre le circuit suivant :

- abattage à ciel ouvert
- chargement par pelle sur camion
- transport jusqu'à la cheminée, là soit que l'on deverse directement dans cette cheminée (minerai très bien débité) soit que l'on deverse dans un concasseur mobile installé auprès de la cheminée où il deverse à son tour le minerai fragmenté.

- le minerai est intercepté par en dessous sur un convoyeur à bande qui le transporte jusqu'à la base de la descenderie Z2 , là il est versé dans une trémie, installée autant que possible juste au dessous de la voie double.

- cela permettrait aux chariots (ou éventuellement aux skips) de se remplir facilement pour être remontés jusqu'au 660 où ils seront vidés dans une autre trémie.

- le minerai serait alors repris de cette trémie par camions qui l'achemineront :

.../...

o Soit au concasseur secondaire si le minerai doit être fragmenté encore plus ;

o Soit deversé directement par l'intermédiaire d'une goulotte sur le convoyeur T C1, sans avoir à remonter la pente du 650 jusqu'au concasseur.

Nous allons étudier d'une façon plus détaillée chacune de ces phases, en définissant les aménagements à faire, les investissements en matériel dont nous déterminerons les caractéristiques techniques et bien sûr à chaque fois évaluer le prix à la tonne de l'installation ainsi que son coût d'exploitation.

5.2 - AMENAGEMENT DES CHEMINEES

52.1 - Choix du nombre et de l'emplacement :

L'étendue de la partie qui nous intéresse est environ de 1 200 m. Il faudra donc installer un nombre suffisant de cheminées pour que le transport par camion ne soit pas excessif, et aussi pour que l'on ne soit pas obligé d'utiliser des tronçons de convoyeur trop longs, ce qui impliquerait une grande production à acheminer, alors que la production que nous devons assurer n'est que de 500 000 t/an

Nous optons donc pour l'aménagement de 3 cheminées :

- une sur la coupe 1 conglomérats
- une sur la coupe 4 conglomérats
- une sur la coupe 1 Sainte-Barbe

.../...

La distance entre 2 cheminées est de 300 m ;

Ces cheminées doivent avoir la même inclinaison que le minerai, et leur aboutissement au niveau 600 doit être de telle sorte que la goulotte de deversement arrive juste au-dessus de la galerie du niv. 552; les schémas ci-après nous donnent avec précision l'emplacement de ces cheminées.

Une question qui reste à trancher est le choix de la dimension de ces cheminées :

- des cheminées de grand diamètre permettraient aux engins d'abat-tage et de chargement de travailler temporairement pour aval 600, le reste du temps pour amont 600 donc une meilleure rentabilisation ;

- cependant nous allons utiliser pour cette partie, dans un but comparatif, les coûts de l'abattage et du chargement établis à la première variante, et comme nous avons considéré que les engins d'exploitation ne travailleraient que pour l'aval 600, nous allons nous limiter à un diamètre de 2 mètres.

52.2 - Goulotte de deversement et extracteur :

Chaque cheminée se retrécit à l'approche de la galerie pour se terminer en entonnoir dont le goulot est soit fermé par un extracteur (chariot sur rails animé d'un mouvement de va et vient, et qui à chaque aller "extraît" une certaine quantité de minerai, pour l'envoyer sur le convoyeur, dans le cas où le minerai se deverse difficilement) soit par un simple point de chargement.

.../...

5.3 - ABATTAGE et CHARGEMENT.

L'abattage et le chargement ne diffèrent en rien de ceux de la première variante : forage avec sondeuse, chargement de l'explosif et tir puis chargement sur camions.

Un point, qui d'ailleurs influe très peu sur le prix de revient, serait à ajouter pour cette variante : la pelle devraient autant que possible travailler au niveau où se trouve la cheminée pour que le ou les camions de transport n'aient pas à descendre ou monter des rampes. Il faudra alors s'arranger pour que les volées des gradins supérieurs à celui où se trouve la cheminée, passent à ce dernier, une partie lors du tir, l'autre par bulldozage. Cela bien sur uniquement pour le minerai, le stérile devant être entièrement évacué par camions.

De la première variante, nous tirons donc le coût à la tonne de ces 2 phases :

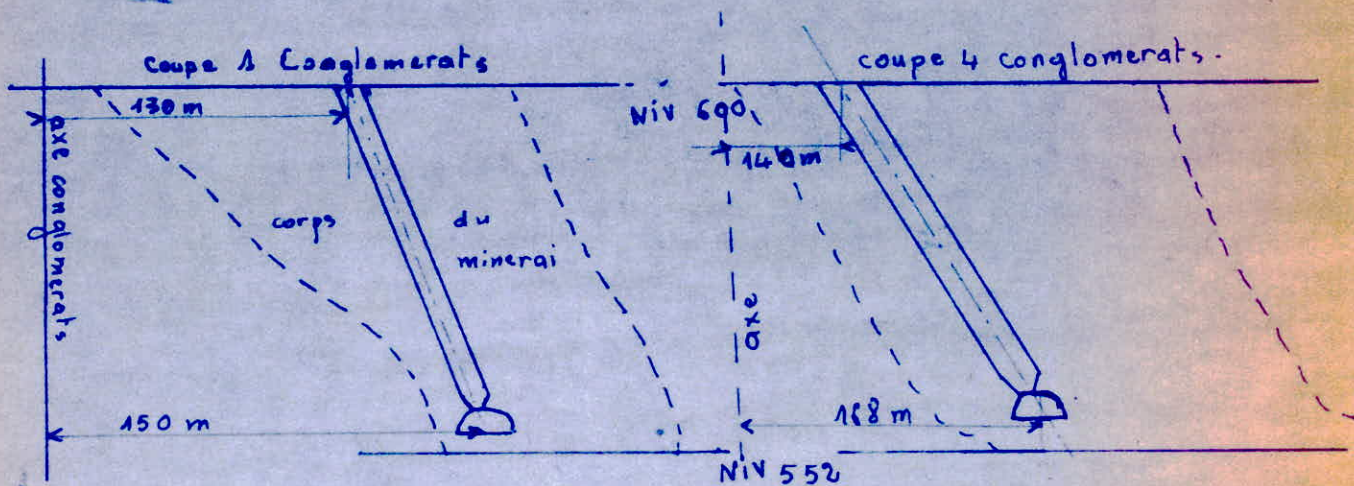
abattage :.....	2,748 DA/t
chargement :.....	<u>2,704 DA/t</u>
total.....	5,452 DA/t

.../...

Niv 600

Niv 552

$\phi 2m$



5.4 - TRANSPORT PAR CAMIONS

Nous devons différencier entre le transport de la pelle jusqu'à la cheminée ou éventuellement jusqu'au concasseur, et la reprise du minerai à la sortie de la Z2 pour le transporter jusqu'au convoyeur de Sainte-Barbe, et bien sûr en tenant compte toujours du roulage du stérile.

54.1 - Roulage du Stérile :

Nous avons déterminé dans la première variante le coût de la TKU de stérile transporté pour chaque gradin nous pouvons alors en faisant une moyenne pondérée avoir le coût de transport d'une tonne de stérile :

coût à la tonne du transport de stérile..... 1.17 DA/t

54.2 - Roulage du minerai de la pelle à la cheminée :

Le trajet ne devant pas excéder 200 m et en plat, nous pouvons admettre qu'en moyenne la vitesse de roulage est entre 20 et 30 Km/h ce qui nous donne le cycle suivant :

- temps de chargement :.....	4.5 mn
- trajet aller en charge :.....	0.5 mn
- trajet retour à vide :.....	0.4 mn
- temps de déchargement à la cheminée.....	1.0 mn
- manoeuvre pour le chargement :.....	<u>1.0 mn</u>
	7.4 mn

d'où le cycle pratique :

9,25 mn ~~#~~ 10 mn

d'où le tonnage horaire transporté par camion

de capacité 30 t :

$$Q = \frac{60}{10} \times 30 = 180 \text{ t/h}$$

avec taux d'utilisation de 0.6 nous aurons :

$$Q = \underline{180} \times 16 \times 300 \times 0.6 \del{\#} 520\ 000 \text{ t/an}$$

connaissant les frais d'amortissement et d'exploitation par an d'un camion, nous pouvons établir le coût à la tonne ; sachant qu'un camion de 30 t suffirait à transporter les 500 000 t de minerai.

Frais ne dépendant pas de la distance 368 443 DA/an

Frais dépendant de la distance..... 18 000 DA/an

386 443 DA/an

d'où le coût à la tonne :

0.773 DA/t

54.3 - roulage du minerai de la Z2 jusqu'au convoyeur TC1

Là, nous vérifions que la moitié du temps d'un camion (cycle environ de 5 mn) suffit pour assurer la production. Le coût est alors :

$$0.773 : 2 = 0,386 \text{ DA/t}$$

d'où le coût total du transport, sachant que le taux de découverte est :

1,6 :

.../...

coût total : $0,773 + 0,386 + 1,6 \times 1,17 = \underline{3,034 \text{ DA/t}}$

5.5 - TRANSPORT SOUS-TERRAIN.

Comme nous l'avons déjà dit l'acheminement du minerai est repris par convoyeur. Ce convoyeur est composé de 3 tronçons, deux de 300m chacun, entre les 3 cheminées et un troisième de longueur 100m qui relie la dernière cheminée (cheminée Est) à la base de la descenderie Z2 ; les 2 premiers tronçons (de 300m) sont dans le prolongement l'un de l'autre alors que le troisième leur est perpendiculaire.

Nous avons prévu d'utiliser 2 tronçons de 300 m et non pas 1 seul de 600 m pour deux raisons :

- un tronçon de 600 m demanderait une puissance de la motrice assez grande et permettrait le déblocage d'une grande production or, la production que nous voulons assurer est faible ; le convoyeur ne serait alors pas utilisé à plein rendement et les amortissements seront assez forts.

- par contre 2 tronçons de 300 m non seulement ne présentent pas cet inconvénient mais permettent aussi de ne faire fonctionner du convoyeur que la partie aval de la cheminée où deversent les camions ; le ou les tronçons amont étant arrêtés, ce qui n'est pas le cas pour le tronçon de 600 m, la partie amont tournant à vide.

55.1 - Calcul des caractéristiques du convoyeur :

551.1 Choix de la vitesse de la bande :

Elle est bien sûr fonction de la production à assurer c'est-à-dire du tonnage horaire Q :

Si nous appelons S la section des matériaux transportés par la bande et V la vitesse recherchée, nous aurons, d'étant la densité :

$$Q = \rho \cdot V \cdot d \text{ t/h}$$

connaissant Q que l'on veut assurer et S évalué par une formule empirique on peut trouver la vitesse V :

dans les charbonnages de France on utilise la formule suivante :

$$S = \frac{(0,9 l - 0,05)^2}{8,2}$$

l étant la largeur de la bande que l'on adopte, pour essayer, égale à 650 mm.

$$S = \frac{(0,9 \cdot 0,65 - 0,05)^2}{8,2} = \frac{(0,585 - 0,05)^2}{8,2} = 3,49 \cdot 10^{-2} \text{ m}^2$$

.../...

Nous prenons pour production horaire 210 t le double de la production à assurer en fait, pour éviter l'engorgement lors des pointes de production :

$$Q = 210 \text{ t/h}$$

$$d = 1,8$$

$$\text{d'où } v = \frac{Q}{S \cdot d} = \frac{210}{3,49 \cdot 10^{-2} \times 3600 \times 1,8} = 0,93 \text{ m/sec}$$

on adopte alors la vitesse de 1 m/sec.

Nous vérifions bien que cette vitesse peut assurer la production, en utilisant la formule qui donne le débit d'une bande :

$$Q = 300 l^2 v \cdot d = 300 \times (0,65)^2 \times 1 \times 1,8 = 220 \text{ t/h}$$

551.2 - différence de tension entre les deux brins :

Nous utilisons la formule empirique que donne le "Memento des Mines et carrière" page 165 de l'année 1972.

$$F = 2 L \cdot l + \frac{Q}{100 v} (L + 28 H)$$

F : différence de tension (en kg)

L : Longueur du convoyeur (en m)

l : largeur de la bande (en m)

.../...

Q : tonnage horaire (en t/h)

H : hauteur d'élévation (en m). Cette hauteur sera négative si l'on fonctionne en descenseur.

V : Vitesse du convoyeur en m/s

dans notre cas $H = 0$

Longueur du convoyeur 300 m :

$$F : 2 \times 300 \times 0,65 + \frac{220 \times 300}{100 \times 1} = 1050 \text{ Kg}$$

puissance motrice nécessaire :

$$P = 1,2 \frac{F \cdot V}{75} = 1,2 \frac{1050}{75} = 16,8 \neq 17 \text{ CV}$$

comme par ailleurs les puissances des têtes motrices sont normalisées nous adoptons donc la puissance 24 CV (voir nemento des mines 1972 page 167), effort auquel est soumise la bande :

il est donné par la formule :

$$E = RF$$

E : Effort en Kg

R : Coefficient de rouine (nemento des mines 72)

R prend les valeurs suivantes :

* tambour unique - angle de contact 210°

.../...

tambour nu.....tension à vis.....	1,8
tension à contrepoids.....	1,5
tambour caoutchouté.....tension à vis.....	1,7
tension à contrepoids.....	1,4
avec presseur :.....tension à vis.....	1,4
tension à contrepoids..	1,3
double tambour caoutchouté-angle de contact 420°	
tension à vis.....	1,2
tension à contrepoids...	1,1

Nous voyons donc qu'il est préférable de choisir une tête motrice à double tambour caoutchouté car alors la tension auquel est soumise la bande est faible, ce qui nous permettrait d'employer une bande avec peu de plis, donc plus flexible, et prendrait plus facilement la forme en auge.

Si on utilise une tension à contrepoids, nous aurons :

$$E = 1,1 \times 1\ 050 \text{ Kg} = 1155 \text{ Kg}$$

la largeur de la bande étant de 65 cm d'où la résistance par centimètre de $\frac{1155}{65} = 17,77 \text{ Kg}$. Dans ces conditions, la qualité de la norme employée en général (carcasse 315) résistant à 25 Kg/cm sera suffisante.

Convoyeur de 100 m :

$$F = 2 \times 100 \times 0,65 + \frac{220 \times 100}{100 \times 1} = 350 \text{ Kgf}$$

$$\text{puissance : } P = 1,2 \frac{350 \times 1}{75} = 5,6 \text{ CV} \neq 6 \text{ CV}$$

... / ...

Pour les mêmes raisons que précédemment nous adoptons la puissance de 12 CV.

effort auquel est soumise la bande :

pour des raisons de commodité d'installation et de passage des ouvriers, nous utiliserons là une installation de tension à vis, et comme la différence de tension entre les 2 brins est faible, nous adoptons une tête motrice à un seul tambour caoutchouté ou non : $E = 350 \times 1,8 = 630 \text{ Kgf}$
la résistance par cm de la bande doit être au moins de :

$$\frac{630}{65} \neq 10 \text{ Kgf/cm.}$$

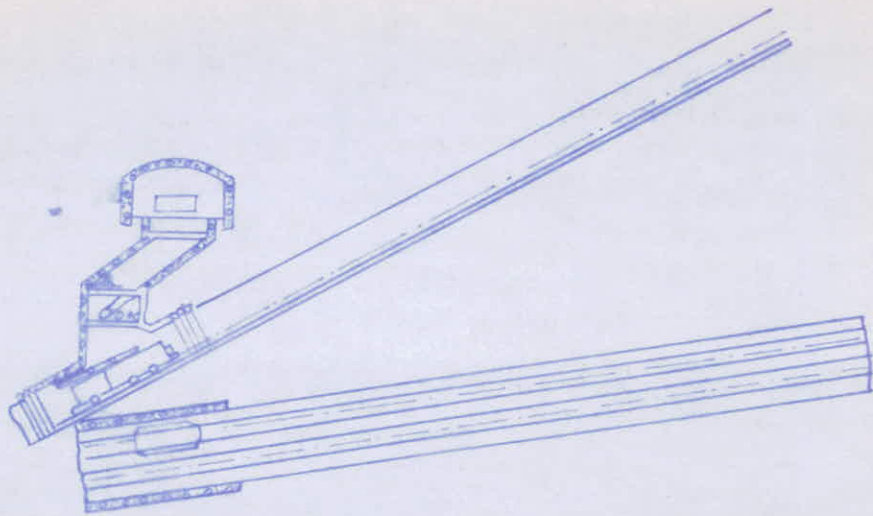
La bande de carcasse 315 suffit largement dans ce cas.

55.2 - aménagement de la galerie 552 :

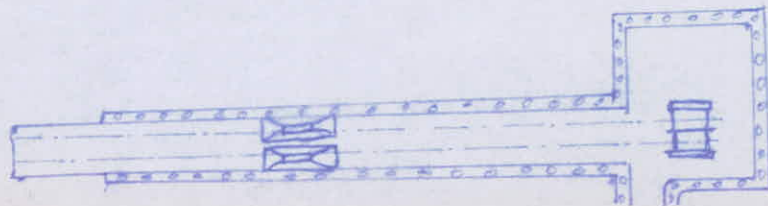
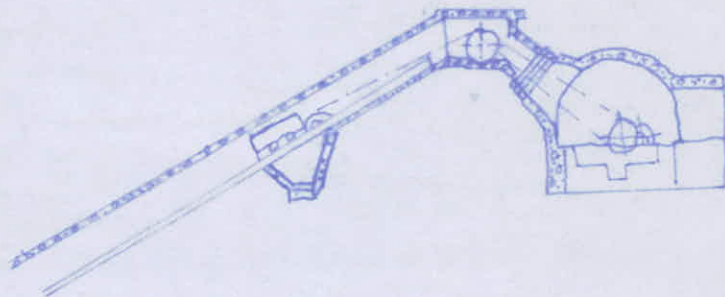
Nous avons dit que c'est une galerie de recherche, il faudra songer à l'agrandir avant d'y installer le convoyeur, il serait même souhaitable d'avoir une petite voie ferrée en parallèle avec le convoyeur pour pouvoir changer ou faire réparer assez rapidement une tête motrice ou toute autre partie défectueuse.

.../...

a -



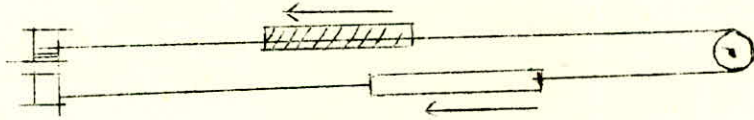
b -



Schema d'extraction par skips dans une descenterie :
a: - dispositif de changement b: - dispositif de déchargement

5.6 EXTRACTION PAR LA Z2

L'extraction aura lieu par trainage double effet à un treuil ;



l'un des cables tirant un chariot (ou skip) vide, tandis que l'autre simultanément, tire le chariot plein. Il faut pour cela deux voies ou, au moins, un éviderent au croisement des chariots.

56.1 - Calcul de la puissance du treuil :

Nous n'avons à tenir compte, dans notre calcul, que de la charge utile, les poids à vides des chariots et du cable s'équilibrent de part et d'autre.

Suivant le choix de la charge utile et la vitesse de déplacement de cette charge nous aurons différentes puissances du treuil d'extraction, et par voie de cause différentes façons d'organiser le travail.

561.1 Charge utile de 10 t :

Cela correspond environ à un chariot de 5 m³ ;

1er cas : vitesse du chariot 1 m/sec.

.../...

Nous aurons l'effort à l'"estomac" du treuil (différence de tension entre les 2 brins du câble):

$$F = 10 \times \sin 21^\circ = 10 \times 0,3585 = 3,585 \text{ tonnes}$$

donc sa puissance : $w = 1,2 \frac{3585 \times 1}{75} = 68 \text{ CV}$

Nous pouvons calculer le débit horaire :

$$V = 1 \text{ m/sec}$$

$$L = 300 \text{ m donc le temps d'une montée est de } 300/60 = 5 \text{ mn}$$

Si on prend comme temps le chargement du chariot en bas 2 mn, le temps de déchargement du chariot en haut étant encore plus rapide, nous aurons le cycle : 7 mn

débit horaire serait alors :

$$Q = \frac{60}{7} \times 10 = 85,7 \text{ t/h}$$

Nous voyons alors que nous sommes obligés de travailler à 3 postes pour pouvoir assurer l'extraction des 500 000 t annuelles , en effet si le travail effectif est de 21 heures :

$$Q = 85,7 \times 21 \times 300 = 540 \text{ 000 t/an}$$

.../...

Cependant, le convoyeur de Sainte-Barbe, qui assure le transport du minerai jusqu'à la station de chargement des wagons de la SNCF, ne travaille pas au troisième poste. Il faudra donc soit assurer ce transport par camions jusqu'à cette station de chargement, ce qui serait cher, le trajet étant long, soit aménager une trémie, à la sortie de la Z2, capable de contenir la production d'un poste, ce qui est, techniquement, tout juste possible, car cette production est de l'ordre de 600 t (une trémie de 5 sur 5 devrait avoir au moins 10 m de haut).

Le même problème se pose au niveau de la reprise du minerai par les chariots à partir du convoyeur. En effet, faire travailler le convoyeur 3 postes, ne serait, certainement pas, rentable, car il devrait suivre le rythme de l'extraction, c'est-à-dire travailler 2 heures puis rester à l'arrêt 3 heures, ce qui nous fait environ 5 démarrages par jour, donc une grande usure, sans compter les frais du personnel du troisième poste. Penser à installer une grande trémie de stockage entre le convoyeur et la base de la descenderie est pratiquement impossible puisque le dénivellement entre ces 2 aboutissements est au plus de 7 m ; . On pourrait, en faisant suivre au tronçon de convoyeur de 100 m, une pente de 5 %, gagner encore 5 m de dénivelé ce qui nous permettrait d'aménager la trémie de stockage, malheureusement, il nous faudrait alors procéder encore à un percement de plan incliné.

Nous constatons donc qu'il est préférable d'augmenter la vitesse de déplacement donc la puissance, et de ne travailler qu'à 2 postes. Il nous faudrait alors des Skips, avec des voies bien équilibrées et des guidages.

.../...

2ème cas : Vitesse de 2 m/sec

$$F : 10 \times 51021 = 3,585 \text{ t}$$

$$P : \frac{1,2 \times 3585 \times 2}{75} = 136 \text{ CV}$$

Le cycle étant de : $150/60 + 2 = 4,5 \text{ mn}$

d'où le débit annuel : $60/4,5 \times 10 \times 14 \times 300 = 560\ 000 \text{ t}$

561.2 - Charges utile de 15 t

l'effort fourni par le treuil serait :

$$F = 15 \times 51021 = 0,3585 \times 15 = 5,37 \text{ t}$$

$$P = \frac{1,2 \times 5,37 \times 1}{75} = 86 \text{ CV}$$

Le cycle étant toujours de 7 mn le débit annuel est de :

$$Q = 60/7 \times 15 \times 14 \times 300 = 540\ 000 \text{ tonnes}$$

Nous constatons que pour le même débit une augmentation de la charge utile est de loin préférable car elle demande une augmentation de puissance moindre , seulement 86 CV alors que pour faire passer la vitesse de 1m/sec à 2 m/sec il faut une puissance de 136 CV.

.../...

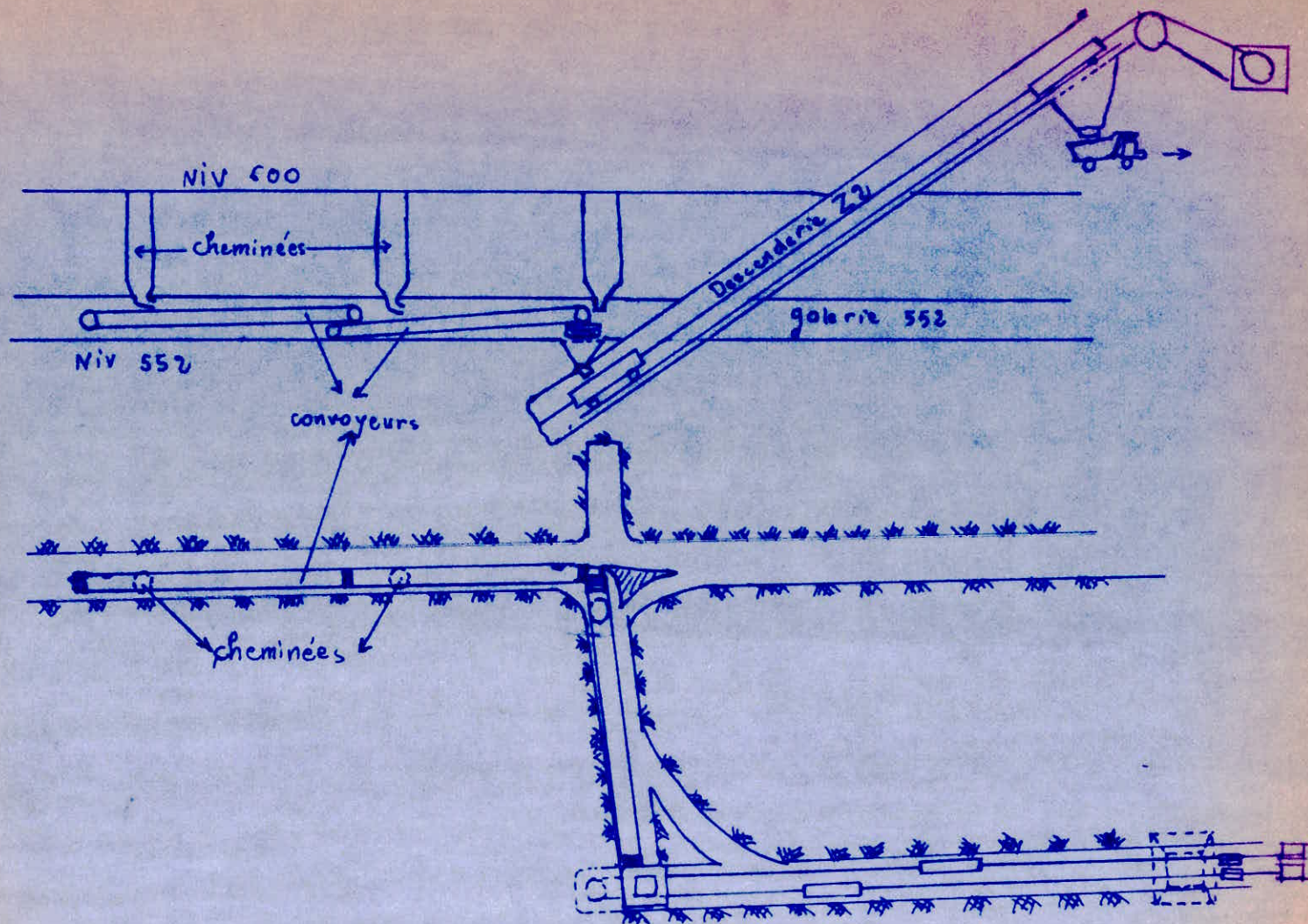
Nous adoptons donc l'extraction par SKIPS de capacité de 15 t chacun se déplaçant à une vitesse de 1m/sec, le treuil aurait pour puissance 90 CV environ.

56.2 - Aménagement des trémies de chargement et de déchargement :

Le traversbanc reliant la galerie principale 552, à la base de la Z2, devrait être prolongé, ainsi que la descendérie, pour que l'on puisse installer une trémie d'au moins 100 t de capacité, trémie qui permettrait de régulariser le fonctionnement aussi bien du convoyeur que du treuil d'extraction.

Le minerai est reçu à la sortie de la Z2 dans une autre trémie installée juste avant le treuil d'extraction, et en dessous de la double voie. Il faudra aussi songer à agrandir la descendérie pour qu'elle puisse recevoir cette double voie.

..../....



Extraction par la Descenderie Z2

5.7.- ETUDE ECONOMIQUE

1 - Abattage et chargement :

Nous avons déjà calculé le coût à la tonne : 5,452 DA/t

2 - transport à ciel ouvert (par camions) :

Nous avons aussi déjà effectué les calculs :

transport proprement dit.....	3,034
entretien des pistes.....	0,379
frais généraux.....	<u>0,133</u>
Total	3,546.... <u>3,546 DA/t</u>

3 - transport sous-terrain et extraction :

3.1 - Investissements :

Nous différencions entre les investissements en aménagement d'ouvrages miniers tels que cheminées, trémies que l'on amortie sur la totalité des réserves et les investissements en matériel que l'on amortie suivant la durée de vie de ce matériel.

Aménagements :

.../...

- 3 cheminées : \emptyset 2 m ; L = 50 m.....	700 DA/m x 150m =	105 000 DA
- 3 goulottes avec extracteur.....	70 000 DA x 3 =	210 000 DA
- élargissement de 600 m de galerie.....	100 DA/m x 600 =	60 000 DA
- creusement de 10 m de galerie :	800 DA/m x 10m =	8 000 DA
- creusement de 30 m de descenderie	1000 DA/m x 30 m =	30 000 DA
- élargissement de 300 m de descenderie	100 DA/m x 300m =	30 000 DA
- 2 trémies.....	20 000 DA x 2 =	40 000 DA
- pose de 300 m de voie (rails).....	<u>190 DA/m x 300m =</u>	<u>57 000 DA</u>
	total	520 000 DA

Ces aménagements serviront à l'extraction d'environ

7 millions de tonnes or la production annuelle est de 500 000 t;
donc ils seront amortis sur 14 ans, et si on prend un taux d'amor-
tissement de 8 %, on aura :

$$520\ 000 \times 0,121 = 62\ 920 \text{ DA/an}$$

$$62\ 920 / 500\ 000 = \underline{0,126 \text{ DA/t}}$$

Investissements en matériel :

- 2 convoyeurs de 300 m (bande non comprise)	2 x 95 500 =	191 000 DA
- 1 convoyeur de 100 m (-id-)	=	75 000 DA
- treuil de 90 CV avec poulie et 800 m de cable	=	50 000 DA
- 2 Skips capacité de 15 t chacun	<u>2 x 90 000 DA =</u>	<u>180 000 DA</u>
	Total :	496 000 DA

.... /

amortissement sur 5 ans au taux de 8 % :

$$496\ 000 \times 0,25 \dots\dots\dots 124\ 000 \text{ DA/an}$$

soit :

$$124\ 000/500\ 000 = 0,248 \text{ DA/t}$$

3.2 - Fournitures et pièces de rechanges :

32.1 - pièces de rechanges :

nous les estimons à 10 % des investissements en matériel.

$$496\ 000 \times 10\ \% = \dots\dots\dots 49\ 600 \text{ DA/an}$$

32.2 - Fournitures en bandes :

la durée de vie d'une bande est environ de 2 ans. Alors qu'il nous faut pour les trois tronçons de convoyeur 1 500 m environ, sachant qu'un mètre de bande de largeur 650 mm coûte 180 DA nous aurons :

$$\frac{1\ 500}{2} \times 180 = 135\ 000 \text{ DA/an}$$

d'où le total des frais : $49\ 600 + 135\ 000 = 184\ 600 \text{ DA/an}$

soit : $184\ 600/500\ 000 = \underline{0,368 \text{ DA/t}}$ /

.../...

3.3 Energie : environ 0,20 DA/t /

3.4 - Salaires et Charges :

- équipe d'entretiens du convoyeur :

.8 ouvriers (à 25 DA/poste) par jour..... 60 000 DA/an

.2 Chefs (à 30 DA/poste) par jour..... 18 000 DA/an

- 15 ouvriers opérateurs (à 30 DA/poste) par jour :..... 144 000 DA/an

.2 à l'ouverture sup. de la cheminée par poste

.2 à l'ouverture inf. - id - id -

.2 pour faire fonctionner le convoyeur

.2 pour l'extraction

- 1 Chef de service..... 14 400 DA/an

Total..... 236 000 DA/an

- Charges 45 % de 236 000..... 106 500

342 500 DA/an

d'où le coût à la tonne :

$$342\ 500/500\ 000 = \underline{0,685\ DA/t /}$$

Nous obtenons alors le coût total du transport sous-terrain :

.../...

Nature des frais	Frais par an	Coût en DA/t
• Investissement.....	62 920	0,126
	124 000	0,248
• Fournitures et pièces rechanges	184 600	0,368
• Energie.....	100 000	0,200
• Salaires + Charges.....	342 000	0,685
Total	813 520	1,627

Nous récapitulons alors le coût total d'une tonne de minerai concassé et chargée sur le convoyeur de Sainte-Barbe :

- 1 - Abattage et chargement :	5,452 DA/t
- 2 - Transport : à ciel ouvert :	
	3,546
sous-terrain <u>1,627</u>	
	5,173 ...
	5,173 DA/t
- 3 - concassage.....	0,91 DA/t
- 4 - entretien.....	1,00 DA/t

total :	12,535 DA/t
	=====//

Par ailleurs, nous avons trouvé pour la méthode à ciel ouvert, transport entièrement par camion (première variante), un coût de 11,335 DA/t ; ce qui nous fait :

$$11,335 : 12,535 \cdot \# 90 \%$$

puisque l'écart entre les 2 coûts est environ de 10 % théoriquement nous devrions déduire que le transport entièrement à ciel ouvert est plus rentable que le transport mixte, défini dans cette variante. Mais si l'on étudie d'une façon plus précise, le coût de ce transport mixte :

- transport du stérile :

1,17 DA/t de stérile soit pour 1,6 t :

1,873 DA/t de miner.

- transport du minerai de la pelle à la
cheminée :

0,774 DA/t

- transport du minerai à la sortie de la Z2 :

0,387 DA/t

Total

3,034 DA/t

frais généraux.....

0,133

entretien des pistes.....

0,379

3,546 DA/t

- transport sous-terrain.....

1,627 DA/t

Nous voyons que la partie du coût qui incomb_e au transport par camions (3,034 DA/t est presque le double de celle du transport sous-terrain (1,627 DA/t). Il serait alors intéressant d'essayer de diminuer encore, avant de conclure le coût de ce transport par camion, soit par exemple, en

.../...

en diminuant la distance de roulage des stériles, soit en augmentant la capacité des godets des pelles employées, ce qui conduit dans les 2 cas à une diminution du temps de cycle. C'est ce que nous essayons d'étudier et de discuter dans la septième partie.

-ooo0ooo-

- SIXIEME PARTIE -

-/HG

Quatrième variante

TRANSPORT SUR RAILS PAR HALLATIF

- QUATRIEME VARIANTE-

1 - INTRODUCTION

Nous avons déjà dit, dans la partie précédente, que l'on a aussi la possibilité de faire sortir le minerai de la carrière par Hallatif, en transport sous-terrain. Seulement dans ce cas nous ne pouvons pas envisager, comme précédemment un transport par convoyeur, car les galeries sont sinueuses. Le transport ~~serait donc~~ obligatoirement par berlines, et les moyens de ce transport seront très modestes.

Cela nous permet déjà de dire, du point de vue économique, sans même calculer de prix de revient, que cette variante aurait le coût à la tonne le plus élevé.

Nous allons étudier les différentes parties du circuit de transport sous-terrain en ne détaillant que celles qui correspondent aux quartiers conglomérats, parties en projet alors que celle qui correspond à HALLATIF sont utilisées actuellement pour le déblocage du minerai de ce quartier.

Ces différentes phases sont :

2 - Abattage en masse à ciel ouvert, chargement sur camion et roulage jusqu'à la cheminée la plus proche.

.../...

3 - Roulage par berlines jusqu'à la recoupe 11 Hallatif.

Nous adoptons pour cette variante le même nombre et la même disposition des cheminées que pour la précédente.

A la base de ces cheminées, des goulottes permettent le déversement du minerai dans les berlines, là une question se pose : quelle capacité prendre pour les berlines * une grande ou une petite capacité. Le mieux, bien sûr, serait de pouvoir assurer le transport des 500 000 t de minerai annuelles, donc de choisir des berlines de grande capacité (au moins de 10t), malheureusement les galeries de transport sont de section trop petite, et présentent beaucoup de tournants. Par ailleurs, la voie qui existe actuellement et ne pourrait jamais permettre le roulage de telles berlines, car elle est prévue pour rouler des berlines de 2 et moins de 2 tonnes - Nous serons donc obligés au cas où nous voulons employer ces berlines de 10 t, d'agrandir au moins 2,5 Km de galerie et d'installer une nouvelle et vraie voie, plus large, avec des traverses et du ballast.

Nous venons d'énumérer les inconvénients de cette berline à grande capacité, son seul avantage étant la facilité de son chargement à partir des goulottes, ce qui n'est pas le cas des petites berlines, car le minerai leur tombe de part et d'autre, il faut alors tout le temps avoir à proximité une chargeuse. On en arrive parfois à laisser tomber le minerai des cheminées sur le mur de la galerie pour le reprendre par pelle et le charger dans ces petites berlines.

Nous voyons donc que l'inconvénient est de taille. Seulement nous n'avons envisagé le transport de cette manière que parce que les réserves du quartier HALLATIF sont en train de s'épuiser et on peut donc profiter des ouvrages, du matériel et du personnel actuels qui vont être bientôt libres. Cela nous permettrait alors de débloquent une petite partie des réserves de Conglomérats, au moins la partie Est, au cas où l'on veut augmenter la production (exploitation de la sidérose en dessous du 552), les autres circuits ne pouvant plus alors assurer le transport de toute la production.

Nous optons donc, tenant compte de tout ce qui précède pour des berlines de capacité de 2 tonnes.

La traction aurait lieu par locomotive diesel.

N'ayant pas à faire l'étude économique (puisque nous estimons que c'est la variante dont le coût est le plus fort) nous ne faisons pas l'étude technique, c'est-à-dire la détermination du nombre de berlines par convoi et la puissance du loco-tracteur.

D'ailleurs pour faire cette étude il nous faut avoir le tonnage annuel à débloquent ce que l'on n'a pas) et ce tonnage varierait certainement suivant les périodes ; faire donc cette étude reviendrait à faire un simple exemple de calcul de roulage, et non pas un planning d'investissement.

.../...

Le minerai est donc roulé jusqu'à la recoupe 11 Hallatif. Cette recoupe nous permet alors de faire passer les berlines à la galerie 600 en passant par un montage tracé dans un plan vertical contenant cette galerie 600. Ce plan incliné aurait par exemple pour pente 20°, et partant de cette recoupe 11 rencontrerait la galerie 600 après 140 m de percement

4 - traction par plan incliné du niv. 552 au 600 ;

Là encore, nous pensons à un trainage double effet à un trouil, l'un des cables tirant au moins 2 berlines pleines, l'autre 2 berlines vides.

Si nous adoptons une vitesse de déplacement des berlines 0,8 m/sec, ce qui est la vitesse moyenne en général, dans le cas pareils nous aurons le temps du cycle :

$$140 : 0,8 = 178 \text{ sec} : : 60 = 2,96 \text{ mn}$$

avec l'attelage et le dételage, nous aurons le temps de cycle environ :

4 mn

d'où le débit horaire :

$$Q = \frac{60}{4} \times 2 \times 2 = 60 \text{ T/h}$$

et le débit annuel ; avec travail à 2 postes (14 h)

$$Q = 60 \times 14 \times 300 = 252 \text{ 000 t/an}$$

.../...

(132)

Le treuil aurait alors pour puissance :

$$W = 1,2 \cdot \frac{F \cdot V}{75} \quad \text{CV}$$

$$F = 2 \times 2 \times \sin 20^\circ = 4 \times 0,342 = 1,368 \text{ t}$$

$$V = 0,8 \text{ m/sec}$$

$$W = 1,2 \cdot \frac{1\,368 \times 0,8}{75} = 17,5 \text{ CV}$$

Soit pratiquement un treuil de 24 CV

5.- Roulage alors sur une longueur environ de 700 m de galerie 600, qui nous amènerait au centre du quartier Hallatif. A partir d'ici le circuit est utilisé actuellement pour le déblocage d'environ 250 à 450 tonnes par jour, production de Hallatif.

6 - La galerie 600 aboutit alors à une descenderie par où on fait monter les berlines jusqu'au niveau 610 par trainage sur environ 100 m ce qui fait une pente de 10 ‰ en moyenne. Les berlines sont alors poussées jusqu'à une goulotte qui deverse le minerai sur un convoyeur (TC 12).

7 - Ce convoyeur fait passer le minerai du niv. 610 au niv. 630 où il est repris encore par berline.

.../...

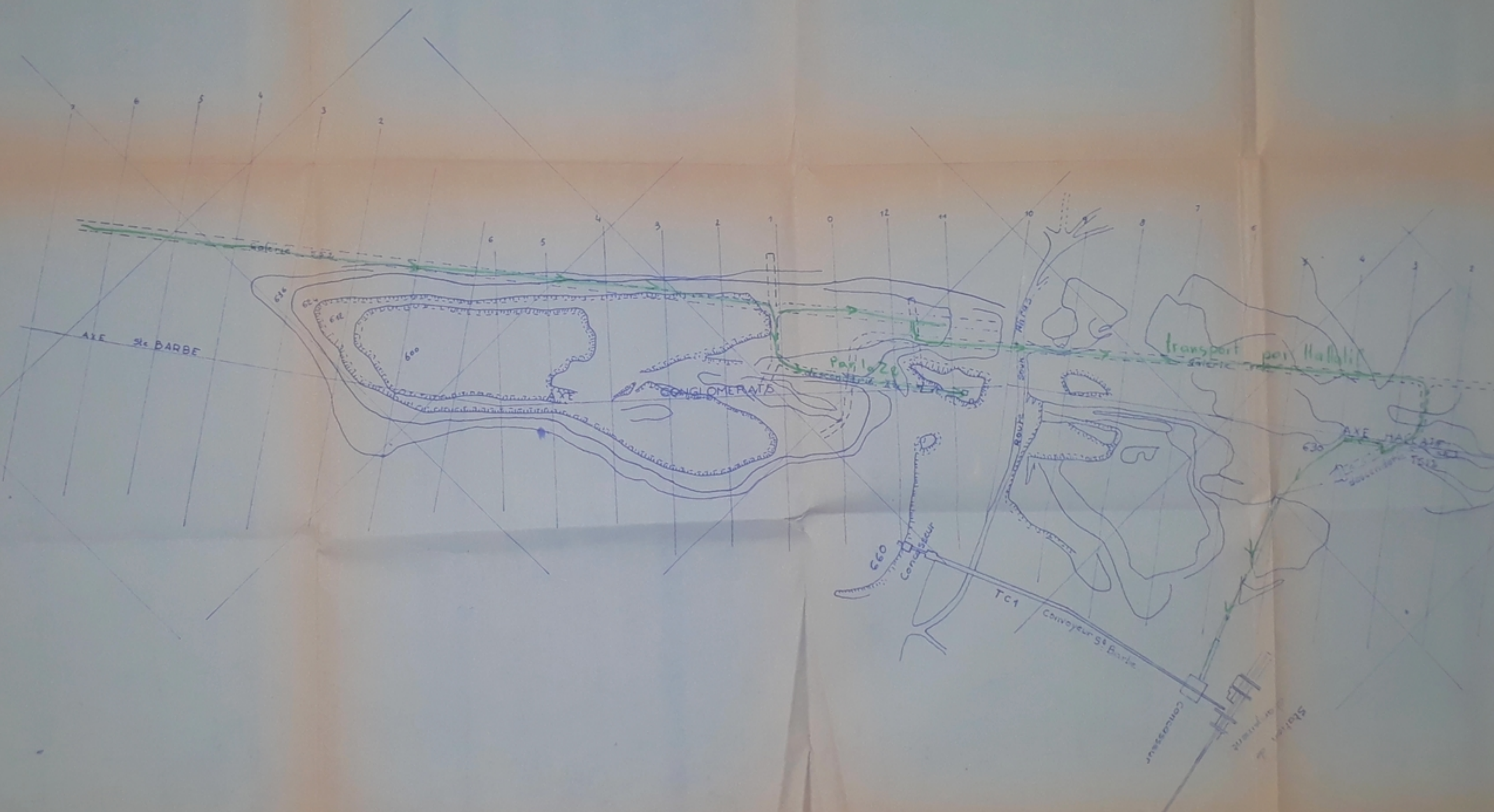
8 - Roulage encore sur environ 430 m

9 - Trainage enfin par cable sans fin sur environ 100 m faiblement penté. Les berlines aboutissent alors dans un culbuteur qui les vide dans le concasseur.

Du concasseur part un convoyeur qui permet le transport du minerai jusqu'à la station de chargement des wagons de la SNCFA.

Nous voyons bien que le circuit est très long et très "mouvementé".

-oooo0oooo-



AXE S. BARBE

CONGLOMERATA

Par 120

transport per Hallali

AXE HALLALI

TC1
Conveyeur S. Barbe

660
Conveyeur

Station de
Conveyeur

- QUATRIEME PARTIE -

:-::-:-::-:-::-:-::-:-::-:-

-/HG

EXPLOITATION PAR METHODES

SOUS - TERRAINE -

Plan :

- 1 - Introduction
- 2 - Méthode des Sous-niveaux abattus et sous-tirage en masse
- 3 - Méthode du Sub-level caving
- 4 - Comparaison entre méthode à ciel-ouvert et méthode sous-terrine.

1 - INTRODUCTION

Il ne s'agit pas pour nous de définir une méthode d'exploitation dans tous ses détails, mais seulement d'un essai de détermination du coût à la tonne extraite par la méthode sous-terrainne la plus susceptible d'être utilisée.

Une première méthode qui pourrait être retenue est celle des sous-niveaux abattus en chambre vide avec sous-tirage en masse.

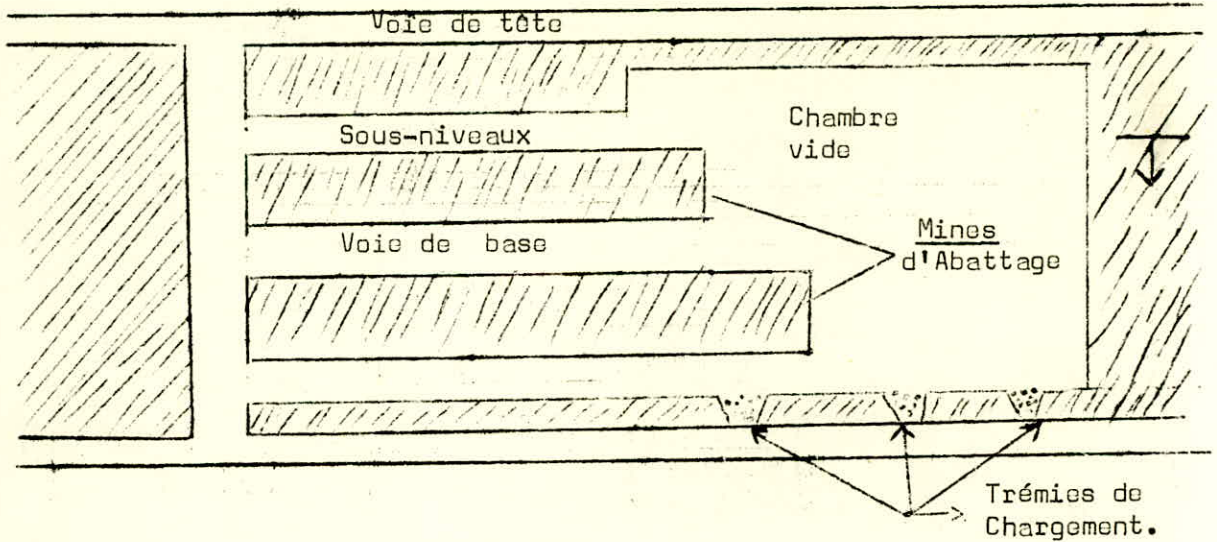
Une étude comparative entre cette méthode et la méthode des chambres-magasins, effectuée par A. MEKREBI (1970) a montré la suprématie de cette première.

Une deuxième méthode qui est encore plus susceptible d'être retenue est la sub-level caving, dérivée de la méthode des tranches prisonnières (cf aide mémoire mines de MULLER page 217).

2 - METHODE DES SOUS-NIVEAUX ABATTUS

Le but poursuivi par cette méthode est de creuser des chambres vides sans que le personnel ait besoin d'y pénétrer. Il est en effet facile d'imaginer qu'un réseau de traçages puisse permettre d'accéder aux gradins droits (ou renversés) figurés sur le schéma global (sans détails) ci-après.

.../...



Les différentes phases de l'exploitation sont :

2.1 - Travaux préparatoires :

Ils consistent en :

- des traçages, servant à délimiter le panneau (voie de tête), voie de base et d'une cheminée reliant ces 2 voies

- des travaux préparatoires d'abattage, c'est-à-dire traçage dans le prolongement du corps du minerai et horizontalement, d'une galerie par sous-niveau (dès fois 2 galeries par sous-niveau), à partir de la cheminée reliant les 2 voies de tête et de base.

- travaux préparatoires pour le chargement. Ils consistent en des entonnoirs utilisés pour le sous-tirage du minerai ; des recoupes où aboutissent les bases de ces entonnoirs (2 rangées d'entonnoirs par recoupe).

- travaux préparatoires pour le transport : consiste en un traçage d'une galerie au rocher (mur) parallèle au corps du minerai qui servirait au transport par convoyeur jusqu'à la Z2 et ayant pour section 6 m² (2x3).

Les schémas ci-après nous donnent les détails et les dimensions des ouvrages et des sous-niveaux.

2.2 - Travaux d'exploitation :

La production à assurer étant de 500 000 t/an soit 1 667 t/jour à 2 postes, il nous faut abattre sur un sous-niveau au moins une tranche de 2 m, si la puissance du corps de minerai est en moyenne de 30 m, ce qui revient à 1 m par poste -

En effet :

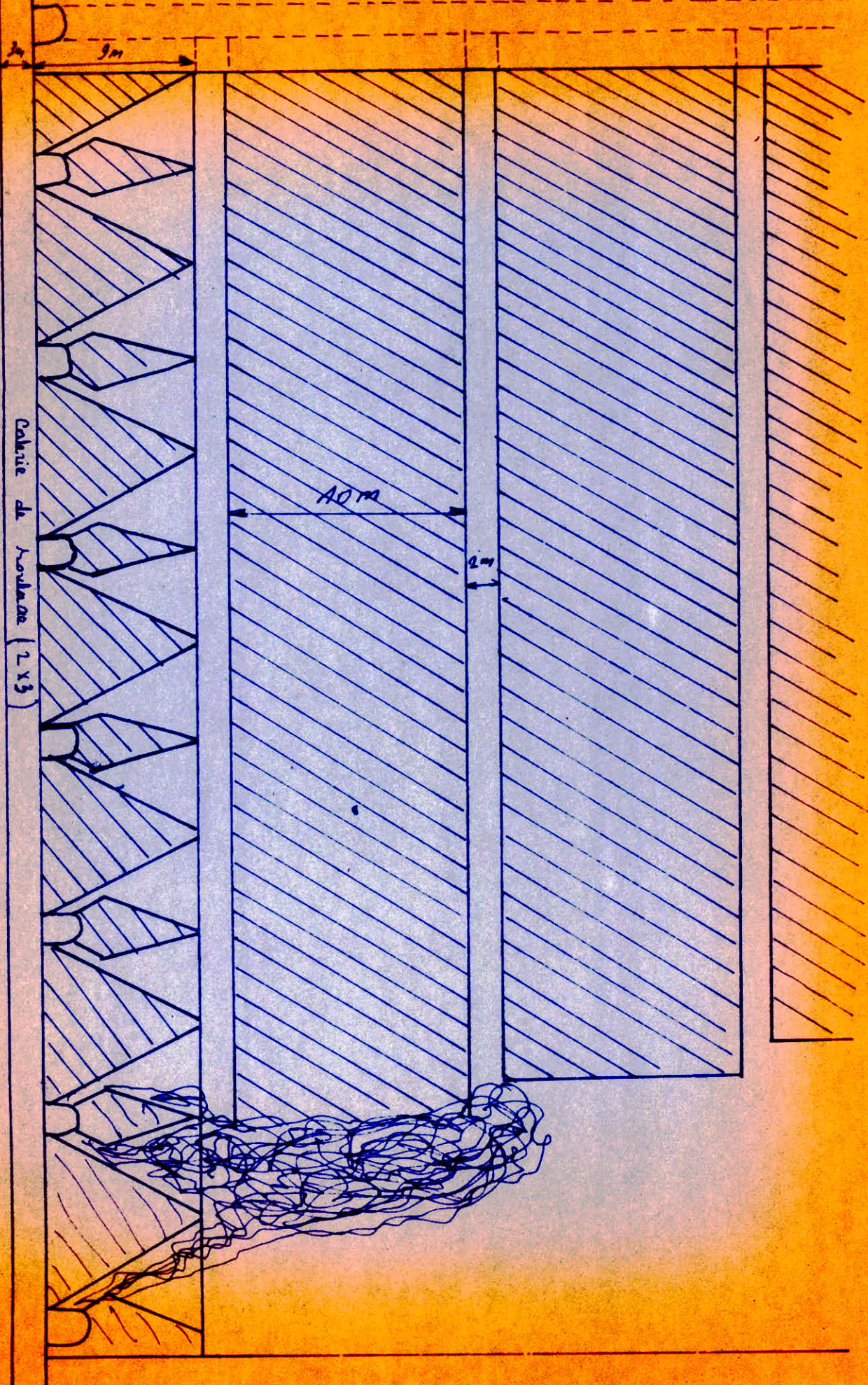
$$2 \times (30 \times 12 - 2 \times 2) 2,5 = 1\ 880 \text{ t/Jour}$$

nous voyons bien que la production demandée est largement assurée.

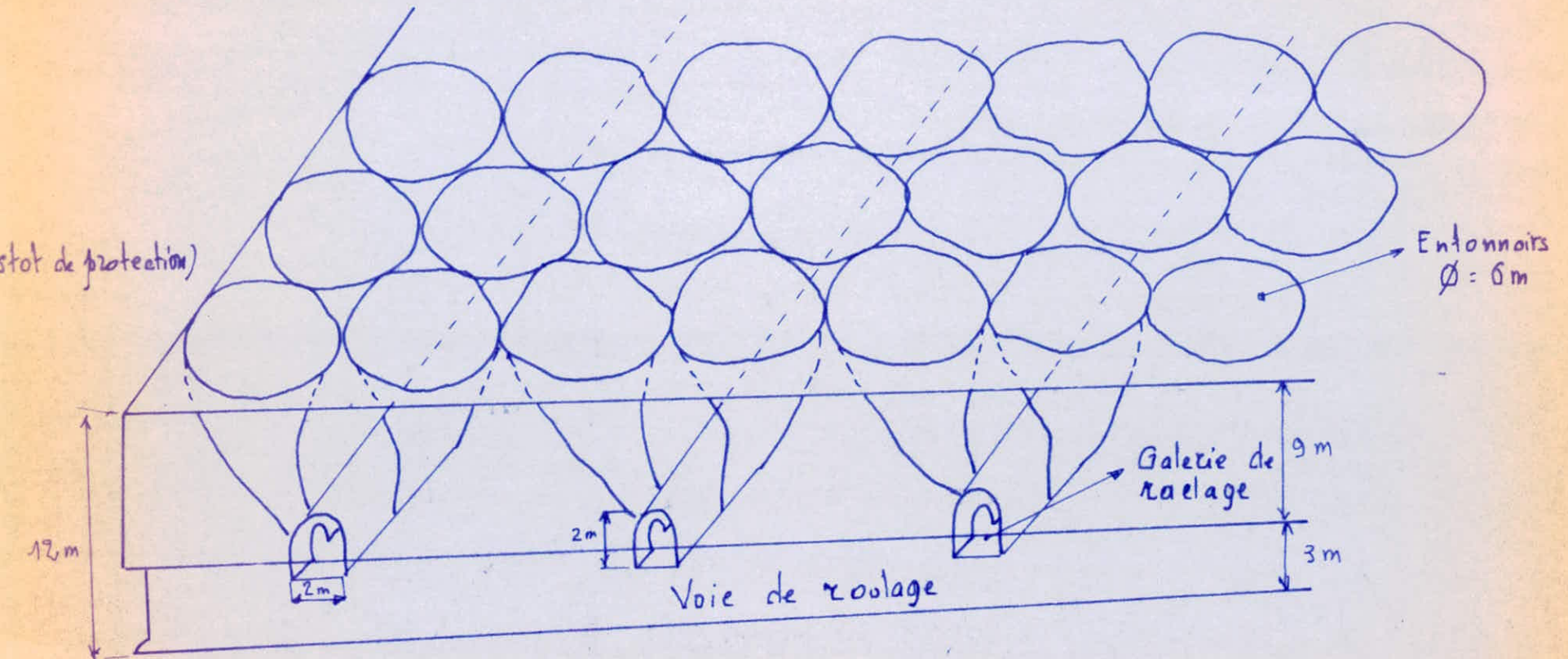
L'abattage s'effectue par forage de trous de mine en éventail à partir de galerie de sous-niveau, puis chargement et tir.

Le minerai abattu est sous-tiré par les entonnoirs, repris par rac-lage, dans les recoupes pour être déversé sur le convoyeur servant au transport principal.

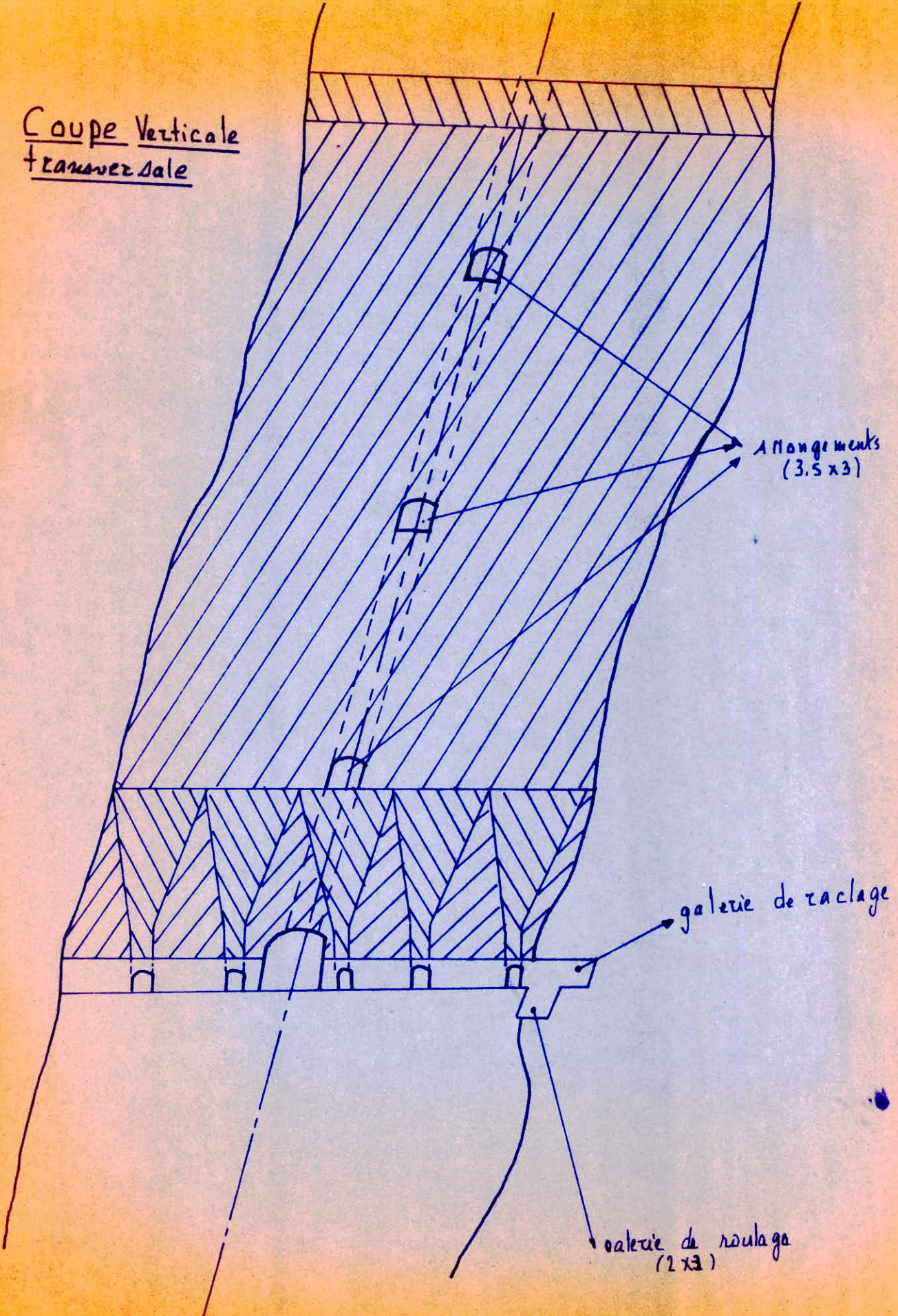
.../...

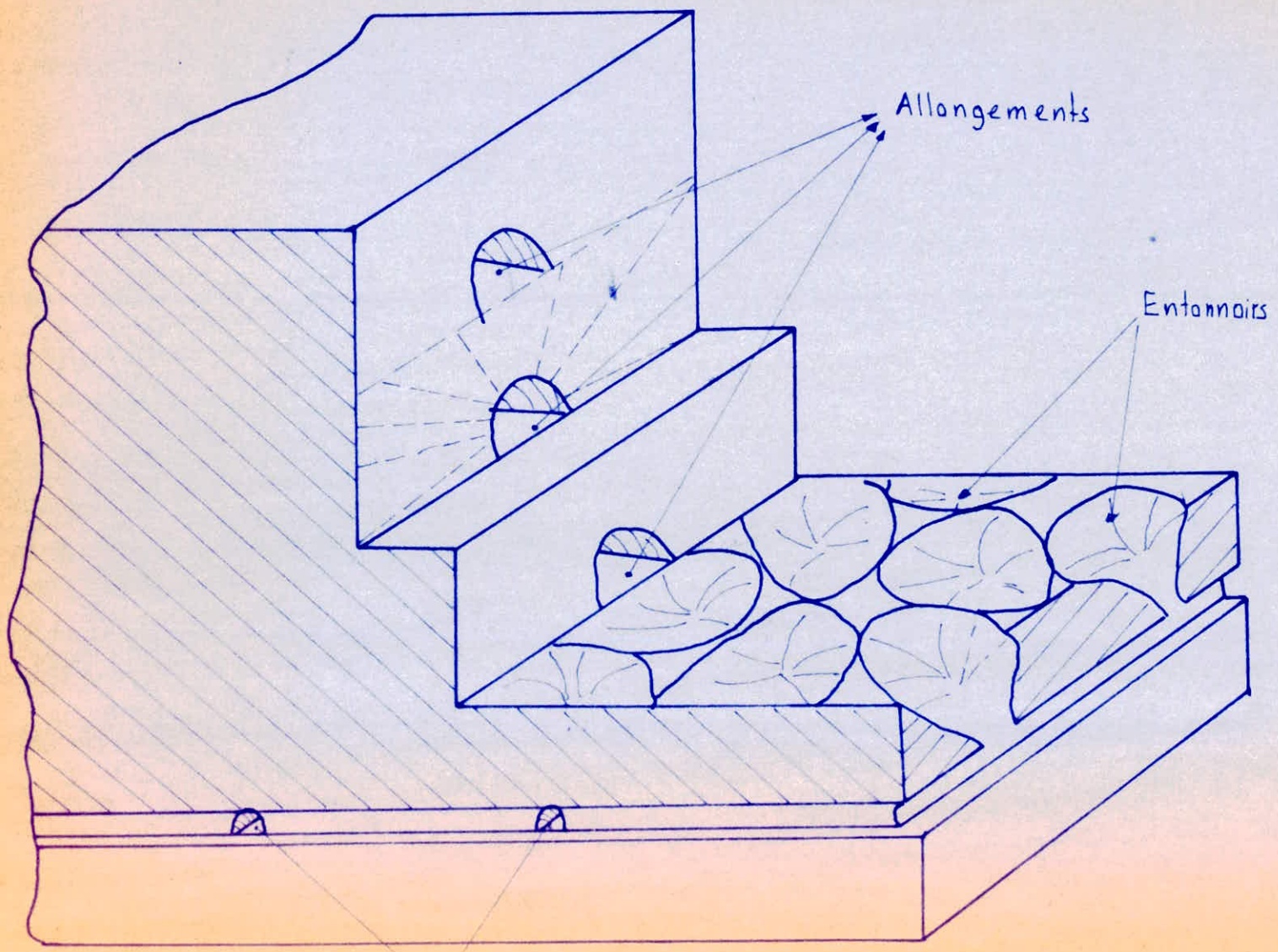


Cabine de sondage (2x3)



Coupe Verticale
+ transverseale





Allongements

Entonnais

2.3 - Transport :

Il est assuré par convoyeur jusqu'à la base de la descenderie Z2 où il est repris par skips tractés par un treuil à double cable.

Nous détaillerons ce transport dans la variante suivante. Nous utilisons d'ailleurs le coût à la tonne du transport calculé pour cette dernière, puisque le seul point qui diffère est que la galerie de transport pour ce cas est tracé au rocher, il nous suffira donc de rajouter l'investissement de ce traçage.

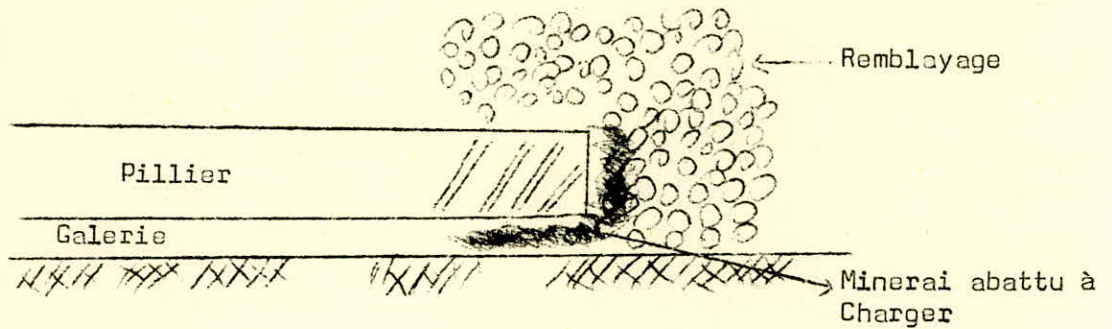
2.4 - Etude économique :

Nous allons adopter le coût de la tonne extraite par cette méthode établie par M. A. MEKREBI (69-70) dans son étude de l'exploitation de la partie sous-terrainne du gisement de "BOU KHADRA", en ayant seulement pris soin de changer le coût de transport par celui que nous avons établie à la 3ème variante.

Extraction :	5,103 DA/t
Concassage :	0,90
Transport par camion :	0,40
Amortissements :	1,445
Transport :	1,627
.....	<u>0,120</u>
Coût à la tonne	9,595 DA/t
	-----/
	.../...

3 - METHODE DU SUBLEVEL CAVING :

Nous avons déjà dit que cela ressemblait aux tranches prisonnières, mais cette méthode est employée surtout pour des dressants pas très puissants (4 à 5 m) ce qui n'est pas notre cas. Seulement nous pouvons diviser le corps en tranches parallèles aux épontes.

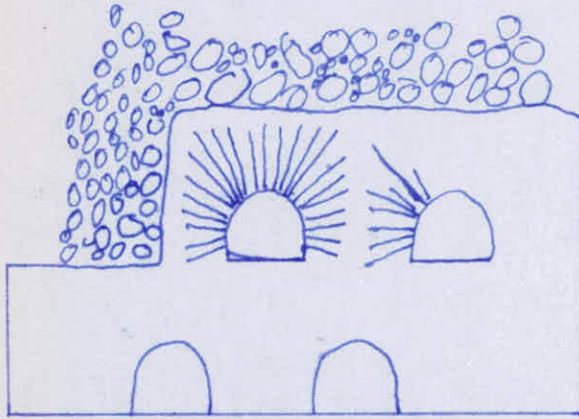


Les 2 autres schémas ci-après nous donnent plus de précision sur cette méthode.

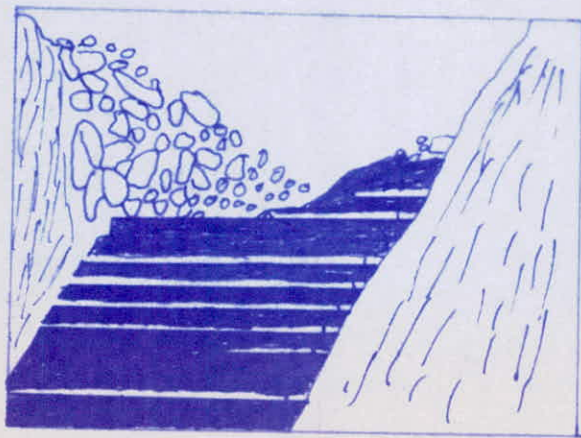
Nous voyons qu'il est donc possible d'abandonner l'exploitation à ciel ouvert d'une tranche de minerai, trop profonde, de remblayer dessus du stérile provenant de la découverte puis exploiter par la suite cette tranche par sub-level caving.

Il est possible aussi d'effectuer un fondroyage, au lieu du remblage avant d'exploiter par cette méthode.

..../.....



disposition des niveaux et foration des trous
de mines en éventail pour l'exploitation par
sublevel caving



Coupe à travers Les niveaux tracés pour
l'exploitation par sublevel caving

4 - Comparaison entre méthode à ciel ouvert et
Méthode sous-terrain

Prix de l'exploitation sous-terrain : 9,595 DA/t ce coût établie en partie par A.MEKREBI est entièrement un coût théorique. Il nous faut donc pour pouvoir faire une comparaison le coût de l'exploitation à ciel ouvert théorique, car le coût de 11,335 DA/t établie précédemment est un coût en grande partie pratique. Nous avons cependant établie le pourcentage suivant :

prix de l'abattage théorique :	1,680 DA/t
prix de l'abattage pratique :	2,748 DA/t
d'où $1,680 : 2,748 = 61 \%$	

et le coût théorique de l'exploitation à ciel ouvert :

abattage.....	1,680 DA/t
chargement $2,704 \times 61 \%$ =	1,160 DA/t
roulage.....	3,974 DA/t
concassage.....	0,90 DA/t
entretien.....	1,00

Total....	8,714 DA/t
	-----/

Nous voyons bien que l'exploitation à ciel ouvert est toujours plus rentable que l'exploitation sous-terrain.

.../...

Néanmoins, nous essayons encore de diminuer le prix du roulage par camion qui est très fort. C'est le thème des **autres variantes**.

-oooOooo-

- Septième Partie -

- Cinquième Variante -

EXPLOITATION A CIEL OUVERT AMELIOREE



Plan :

1 - Introduction.

et reserves

1, 1 - Limite definitive ~~exploitables~~.

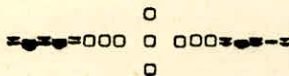
1, 2 - Méthode d'exploitation et planning.

2 - Abattage.

3 - Chargement

4 - Roulage.

5 - Conclusion.



1 - I N T R O D U C T I O N

Nous avons vu, dans les variantes précédentes que ce qui coûtait le plus cher ^{est} le roulage par camions des matériaux aussi bien du stérile que du minerai.

Si nous nous remémorons la formule donnant le taux de découverte limite, citée dans l'étude théorique :

$$R_o = \frac{P_s - P_o}{P}$$

Nous verrons que la 3ème et la 4ème variante avait pour but de diminuer le coût P_o , coût d'extraction d'une tonne de minerai. La présente variante a par contre pour but de diminuer P , coût d'extraction et de déplacement d'une tonne de stérile. Cette diminution de P ne peut avoir lieu par une augmentation du rendement de tous les engins. Il en résulte alors pour chaque phase de l'exploitation :

- Abattage : augmentations de la hauteur des gradins de 12 m à 16 m, ce qui nous diminue⁴⁰, d'ailleurs d'une façon notable la quantité de stérile à déplacer.

- Chargement ; employer des pelles mécaniques de godets à grande capacité, par exemple une pelle de godet 4,5 m³ au stérile et une pelle de godet 2,5 m³ au minerai.

- Roulage : diminution du temps de cycle grâce à la :
 - o diminution du temps de chargement
 - o diminution de la distance de roulage.

1 - 1 Limites définitives des gradins et réserves exploitables :

Nous avons déjà établis les limites définitives des gradins pour ce cas (hauteur des gradins de 16 m) et calculé les réserves exploitables par une méthode approchée paragraphes 1.4 et 1.5 première variante). Nous allons reprendre le calcul de ces réserves par la méthode des coupes verticales, ce qui nous donne les tableaux ci-après.

- Tableaux des surfaces en m² de la section du minerai et des stériles à déplacer, par niveaux.

- Nous en déduisons les tonnages en minerai et stérile en prenant pour densité du minerai : 2,73 et la densité du stérile 2,5 toujours par niveaux.

Nous trouvons alors comme réserves :

minerai : 7.575.360 tonnes

stérile : 11.381.530 tonnes.

Si nous prenons un pourcentages en perte et erreur de 10%;
10 % de perte minerai que l'on rajoute au stérile nous obtenons le taux de découverte :

$$R = \frac{11.381.530 + 11.381.153}{6.817.824} = 1,78 \text{ tonnes de stérile/tonne de minerai.}$$

Seulement pour avoir un taux de découverte précis il nous faudra évaluer les erreurs combinées sur le calcul de réserves.

Nous allons faire appel aux méthodes statistiques.

Partant d'un taux de risque (en général de 5 %) nous disons que la probabilité pour que le tonnage en minerai Q soit entiché d'une erreur de ϵ_1 est:

S	coupe	11c	12	0	0a	0b	0c	1	1a	1b	1c	2	2a	2b	2c	3	3a	3b	3c
S ¹ +	600	1196	2128	2000	2300	1985	2260	1765	1555	1965	1830	2440	2290	2595	3005	2960	2460	2430	2030
I	M+S	960	1024	860	1240	1248	1248	1392	1496	1248	1248	1520	1648	1480	1648	1496	1400	1360	1440
	M	710	325	380	570	455	455	770	715	545	455	620	965	730	710	625	320	680	950
	S	250	669	980	690	793	793	622	781	703	793	900	683	750	938	871	1080	680	790
II	M+S	720	720	870	872	888	880	1016	1120	864	864	1136	1280	1104	1120	1112	1008	976	1064
	M	720	280	450	560	465	425	610	635	535	375	600	920	600	545	650	245	650	830
	S	0	440	420	312	423	455	406	485	329	489	536	360	504	575	462	763	326	234
III	M+S	384	448	480	480	488	480	480	576	480	480	752	888	735	752	720	624	608	664
	M	384	370	390	465	390	420	430	485	445	345	540	750	645	505	550	360	450	510
	S	0	78	90	15	98	60	50	91	35	135	212	138	91	247	170	264	158	154
R	0,44	3.4	2.45	2,08	2.52	2.74	1.57	1.59	1.99	2.76	2.32	1.32	1.99	2.71	2.45	4.94	2.02	2.18	

Course	4	4a	4b	4c	5	5a	5b	5c	6		0	0b	1	1b	2	2b	3b	3b
Model + 600	2555	2450	2930	2595	2220	1345	1700	1565	1195		830	1400	2395	3057	2718	3978	4776	2570
MHS	1560	1592	1840	2096	2272	2360	2848	2752	2720		2752	2576	2400	1952	1824	1888	1888	1264
M	805	820	640	475	1235	1125	2025	2280	2115		1385	1880	1320	620	1000	990	1250	700
S	755	772	1200	1521	1037	1235	818	472	605		1367	696	1080	1332	824	898	638	564
M+S	1168	1208	1328	1712	1864	1936	2160	2352	2336		2064	1888	1648	1264	1344	1360	1312	832
M	800	820	530	530	1115	1225	975	1770	1920		1140	1680	1020	750	870	1170	1050	490
S	368	388	798	1182	749	711	1185	582	416		924	208	628	514	474	190	262	342
MHS	784	792	960	1232	1375	1544	1744	1640	1664		1344	1176	1024	520	512	944	832	
M	670	650	550	485	855	1100	700	950	1170		1045	1176	944	520	380	914	830	
S	114	142	410	747	521	444	1044	690	494		299	0	80	0	132	30	0	
R.	1.67	1.64	3.10	4.06	1.41	1.08	1.28	0.66	0.52		0.96	0.49	1.27	2.59	1.84	1.66	1.81	3.09

mineza — 600 — 584

densité :

		distance	Mineza — densité : 2.73			Sterile — densité : 2.5		
colloc.			Surface moyenne	Volume	Tonnage	Surface moyenne	Volume	Tonnage.
10	11c	—	—	32080	87578.4		30800	77000.0
	11c	25	517.5	12937.5	35319.38	459.5	11487.5	28718.75
	12	100	352.5	35250.0	96232.5	574.5	57450	143625
	0	25	475.0	11875.0	32418.75	585.0	14625.5	36562.5
	0a	25	512.5	12812.5	34978.13	741.5	18537.5	46343.75
	0b	25	455	11375.0	31053.75	793.0	19825.0	49562.5
	0c	25	612.5	15312.5	41803.13	707.5	17687.5	44218.75
	1	25	742.5	18562.5	50675.63	701.5	17537.5	43843.75
	1a	25	630.0	15750.0	42997.5	742.0	18550.0	46375
	1b	25	500.0	12500.0	34125.0	748.0	18700.0	46750
	1c	25	537.5	13437.5	36684.38	846.5	21162.5	52906.25
	2	25	732.5	19812.5	54088.13	791.5	19787.5	49468.75
	2a	25	847.5	21187.5	57841.88	716.5	17912.5	44781.25
	2b	25	720.0	18000.0	49140	844.0	21100.0	52750.0
	2c	25	667.5	16687.5	45556.88	904.5	22612.5	56531.25
	3	25	472.5	11812.5	12500.0	975.5	24387.5	60968.75
	3a	25	500.0	12500.0	34125	880.0	22000.0	55000.0
	3b	25	815	20375	55623.75	735.0	18375.0	45937.5
	3c							

niveau — 600-584

densité :

Bloc		Minerai — densité: 2.73			Sterile — densité: 2.5			
		Surface Moyenne	Volume	Tonnage	Surface Moyenne	Volume	Tonnage	
3c	4		877.5	21937.5	59889.38	772.0	19312.5	48281.25
4	4a	25	812.5	20312.5	55453.13	763.5	19087.5	47718.75
4a	4b	25	730.0	18750.0	49822.5	986.0	24650.0	61625.0
4a	4c	25	557.5	13937.5	38049.38	13360.5	34012.5	85031.25
4c	5	25	855.0	21375.0	58253.75	1279.0	31975.0	79937.5
5	5a	22.5	1180.0	26550.0	72981.5	836.0	25560.0	23900.0
5a	5b	22.5	1575.0	35437.5	96544.38	1026.5	23086.25	57740.63
5b	5c	22.5	2152.5	48431.25	132277.31	645.0	14512.5	36281.25
5c	6	22.5	2197.5	49443.75	134981.44	538.5	12116.25	30290.63
6	0	—	—	101440.0	226931.2	—	39520.0	98800.0
0	0b	50	1632.5	81625.0	222836.25	1031.5	51575.0	128937.5
0b	1	50	1600.0	80000.0	218400.0	888.0	44400.0	111000.0
1	1b	50	425.0	24250.0	66202.5	1206.0	60300.0	150750.0
1b	2	50	810.0	40500.0	110565.0	1078.0	53900.0	134750.0
2	2b	50	995.0	49750.0	135817.5	861.0	43050.0	107625.00
2b	3	50	1120.0	56000.0	152880.0	768.0	38400.0	96000.00
3	3b	50	975.0	48750.0	133087.5	601.0	30050.0	75125.0
3b	4	—	—	26800.0	73164.0	—	11760.0	29400.0
total:			1077057.5	2940367.04	—	969864.50	2424545.51	

		distance	Mineral — densité: 2.73			stérile — densité: 2.5		
6 loc.			surface moyenne	Volume	Tonnage	Surface moyenne	Volume	Tonnage
3c	4	25	815.0	20375.0	55623.75	301.0	7525.0	18812.5
4	4a	25	810.0	20250.0	55282.5	378.0	945.0	23625.0
4a	4b	25	675.0	16875.0	46068.75	503.0	14825.0	37062.5
4b	4c	25	530.0	13250.0	36172.5	990.0	24750.0	61875.0
4c	5	25	822.5	20562.5	56135.63	965.5	24137.5	60343.75
5	5a	22.5	1170.0	29250.0	79852.5	730.0	16425.0	41062.5
5a	5b	22.5	1100.0	24750.0	67567.5	948.0	2133.0	53325.0
5b	5c	22.5	1372.5	30881.25	84305.81	883.5	19878.75	49696.88
5c	6	22.5	1845.0	41512.5	113329.13	499.0	11227.5	28068.75
6	0	—	—	89600.0	244608.0	—	38400.0	96000.0
0	0b	50	1410.0	70500.0	192465.0	566.0	28300.0	70750.0
0b	1	50	1350.0	67500.0	184275.0	418.0	20900.0	52250.0
1	1b	50	885.0	44250.0	120862.5	571.0	28550.0	71375.0
1b	2	50	810.0	40500.0	110565.0	494.0	24700.0	61750.0
2	2b	50	1020.0	51000.0	139230.0	332.0	16500.0	41500.0
2b	3	50	1110.0	55500.0	151515.0	226.0	11300.0	28250.0
3	3b	50	770.0	38500.0	105105.0	302.0	15100.0	35750.0
3b	4	—	—	12240.0	33415.0	—	5200.0	13000.0
total:				971111.5	2651133.56		560838.75	1414746.88

		distance	Minezai — densité: 2.73			Stérile — densité: 2.5		
Col.			Surface moyenne	Volume	Tonnage	Surface moyenne	Volume	Tonnage
3c	4	25	590.0	14750.0	40267.5	134.0	3350.0	8375.0
4	4a	25	660.0	16500.0	45045.0	128.0	3200.0	8000.0
4a	4b	25	600.0	15000.0	40950.0	276.0	6900.0	17250.0
4b	4c	25	517.5	12937.5	35319.38	578.5	14462.5	36156.25
4c	5	25	670.0	16750.0	45727.5	634.0	15850.0	39625.0
5	5a	22.5	977.5	21993.75	6004.94	482.5	10856.25	27.140.63
5a	5b	22.5	900.0	20250.0	55282.5	744.0	16740	41850.0
5b	5c	22.5	825.0	18562.5	50675.63	867.0	19507.5	48768.75
5c	6	22.5	1060.0	23850.0	65110.5	592.0	13320.0	33300.0
6	0	—	—	59040.0	161179.2	—	34560.0	86400.0
0	0b	50	1110.0	55500.0	151515.0	—	—	—
0b	1	50	1060.0	53000.0	144690.0	40.0	2000.0	5000.0
1	1b	50	732.0	36600.0	99918.0	40.0	2000.0	5000.0
1b	2	50	450.0	22500.0	61425.0	64.0	3200.0	8000.0
2	2b	50	647.0	32350.0	88315.5	81.0	4050.0	10125.0
2b	3	50	872.0	43600.0	119028.0	15.0	750.0	1875.0
3	3b	—	—	24800.0	67704.0	—	—	—
total :			726688.0	1983860.33	—	207271.5	512178.13	

niveau		600	600 — 584	584 — 568	568 — 552	
Minozai	Comptoirs	—	1827414,29	1613761,06	1251264,81	4692440,18
	St Barb.	—	1139827,75	1037372,5	732595,5	2909795,5
total		—	2.940367,04	2.651132,56	1983860,33	7.575360
Steele	Comptoirs	4485057,6	1590958,01	923121,88	488178,13	—
	St Barb.	2539000	833887,5	491625	30000	—
total		7024057,6	2424545,51	1414746,88	518178,13	11381530,16

$$\text{Pr}\{Q \pm \varepsilon_1\} = 1 - \alpha$$

de même pour le stérile

$$\text{Pr}\{Q^1 \pm \varepsilon_2\} = 1 - \alpha$$

Sachant que : $Q = \bar{S} \cdot l \cdot d$

\bar{S} : moyenne arithmétique des surfaces.

l : puissance

d : densité

Nous aurons : $1(Q) = f(S_1, l, d)$

si nous admettons que :

$\varepsilon_{l=0} = 0$; $\varepsilon_{d=0} = 0$ il ne nous restera comme variable dont ε_1 dépend

la surface S .

$$\varepsilon_1 = f(\varepsilon_S).$$

C'est à dire que ε_1 dépend de la variabilité dans l'espace des surfaces S . Il en est de même pour le stérile.

Nous pouvons considérer toutes les surfaces S comme variable régionalisée, c'est à dire à valeurs d'autant moins différentes en deux lieux différents que ceux-ci sont moins éloignés - cela revient à admettre l'hypothèse de la continuité de cette variable.

Nous avons différents tests pour agréer cette hypothèse, depuis la construction des courbes, du corrélation ou de fréquences, aux critères tels que le critère d'Abbe, que d'ailleurs nous allons utiliser et qui consiste à :

Calculer :

$$\sigma^2 = \frac{1}{n-1} \sum (S_i - \bar{S})^2$$

$$\sigma_1^2 = \frac{1}{2(n-1)} \sum (S_{i+1} - S_i)^2$$

$$\text{d'où } r = \left(\frac{\sigma_1}{\sigma} \right)^2$$

Par ailleurs des tables (table V du Livre sur les moindres carrés)

Nous donnons suivant le nombre de coupes n et le niveau de signification (0,05 par exemple) α .

Le critère l'Abbe nous dit qu'il a continuité de la variable S_1 c'est à dire que l'on a une loi normale, si r calculé est inférieur à α .
donné par la table

L'erreur sur la surface est donné alors par :

$$M_s\% = \frac{S_1 \cdot t}{\sqrt{n} \cdot S} \cdot 100$$

t dépendant du niveau de signification

Nous établissons alors les tableaux suivants pour le minerais

Minerai

N	Si	(Si - \bar{Si})	(Si - \bar{Si}) ²	Si + 1-Si	(Si+1-Si) ²
1	12x100	- 11,5x100	132 . 10 ⁴	+ 4 x 100	16 x 10 ⁴
2	16	- 7,5	56	- 3 x 100	9 "
3	13	- 10,5	110	+ 1	1
4	14	- 9,5	90	+ 4	16
5	18	- 5,5	30	0	0
6	18	- 5,5	30	- 3	9
7	15	- 8,5	72	- 3	9
8	12	- 11,5	132	+ 6	36
9	18	- 5,5	30	+ 8	64
10	26	+ 2,5	6	- 6	36
11	20	- 3,5	12	- 2	4
12	18	- 5,5	30	0	0
13	18	- 5,5	30	- 9	81
14	9	- 14,5	210	+ 9	81
15	18	- 5,5	30	+ 5	25
16	23	- 0,5	0,3	0	0
17	23	- 0,5	0,3	0	0
18	23	- 0,5	0,3	- 6	36
19	17	- 6,5	42	- 2	4
20	15	- 8,5	72	+ 17	289
21	42	+ 8,5	72	+ 3	9
22	35	+ 11,5	132	+ 3	4
23	37	+ 13,5	182	+ 13	169
24	50	+ 26,5	700	+ 2	4
25	52	+ 28,5	810	- 16	256
26	36	+ 12,5	156	+ 11	121
27	47	+ 23,5	550	- 13	169
28	34	+ 10,5	110	- 15	225
29	19	- 4,5	20	- 6	36
30	13	- 10,5	110	- 17	289
31	30	+ 6,5	42	+ 1	1
32	31	+ 7,5	56	- 19	361
33	12	- 11,5	132		
	77400		4187.10 ⁴	206.10 ²	2360.10 ⁴

$$s = \frac{77400}{33} = 23,5$$

$$V^2 = \frac{1}{32} 4187 \cdot 10^4 = 130 \cdot 10^4$$

$$V_1^2 = \frac{1}{64} 2360 \cdot 10^4 = 37 \cdot 10^4$$

$$r = \left(\frac{V_1}{V} \right)^2 = \frac{37 \cdot 10^4}{130 \cdot 10^4} \neq 0,29$$

Sur un niveau ^{de}signification égal à 5% la table nous donne, pour

$$n = 33 : p = 0,05 \quad r_p = 0,722$$

Nous voyons bien que $r = 0,29$ est inférieur à r_p . nous pouvons même prendre pour niveau de signification 0,1% car pour :

$$p = 0,001 \quad r_p = 0,502$$

Nous détenons alors connaissant :

$$V_1 = \sqrt{37 \cdot 10^4} = 6,1 \cdot 10^2$$

$$t = 1,65$$

$$M_S\% = \frac{V_1 \times t}{33 \cdot \bar{s}} = \frac{6,1 \times 100 \times 1,65}{33 \cdot 2350} = 7,5 \%$$

Les reserves sont donc : $Q_T \approx 7,5 \%$

Nous vérifions que pour le stérile aussi ce pourcentage est inférieur à 10%. Nous aurons alors le taux de découverte environ de

$$R = 1,80 \text{ tonnes sterile / t de minerai.}$$

1.2- Méthode d'exploitation et planning :

Notre grande souci est de diminuer la distance de transport du sterile.

Nous avons pensé, pour ce faire, adapter la méthode d'exploitation à ciel ouvert des couches sédimentaires à notre cas.

Il nous faudrait exploiter complètement (jusqu'au niveau 552) la partie du quartier conglomérats allant jusqu'à la coupe 4. Dès lors le stérile des niveaux inférieurs aux 600 sera jeté dans le vide créé par cette exploitation. Cela nous permettrait de diminuer, au moins des 3/4 la quantité de stérile à extraire de la carrière, en dessous du 600. Les camions n'auront plus qu'à suivre une piste plate et d'une longueur au grand maximum de 500 m.

Le stérile au dessus du 600 devant suivre toujours le même circuit que pour la première variante, aurait donc le même coût de transport que pour cette dernière.

Il est même possible de laisser une "tranche" de minerai au-dessus du 552 de remblayer dessus, puis de l'exploiter par la suite par la méthode sous-terrainne du sub-level caving.

Comme à la première variante il nous faudra établir un planning d'exploitation (à long terme) pour ne pas se retrouver, un jour, engorgé par le stérile.

Production annuelle 500.000t de minerai

$R = 1,8 \text{ t/t}$ d'où le stérile à déplacer : 900.000 t.

Sachant que dans ce cas nous n'avons que 3 gradins, et que la quantité de stérile au dessus de 600 est de 7.000.000 t, nous serons obligé, à chaque fois de déplacer $1/3 \cdot 7.000.000$ pour descendre d'un gradin ^{Plus}bas, soit environ 2433.000 t de stérile au-dessus du 600 par gradins. Ayant les tonnages des stériles par niveau (au dessous du 600) nous pouvons alors déterminer les pourcentages en stérile à déplacer au-dessus et au-dessous du 600 pour chaque niveaux.

NIV	tonnages total en stérile	%	stérile à dé- placer par an (-600)	au-dessus de 600
584	1.424.545	50 %	450.000	450.000
568	1.414.747	36,8 %	331.000	569.000
552	518.178	17,6 %	158.500	741.500

2 - A B A T T A G E

Nous vérifions qu'une soudeuse JOY de caractéristiques :
 metrage moyen / heure : 15 m /h
 tonnage rapporté au mètre 34 t /m

peut assurer la foration pour l'abattage de :

$500.000 + 900.000 = 1.400.000$ t de matériaux.

nombre de mètre à forer : $1400.000 : 34 = 41\ 200$ m/an

nombre d'heure de travail effectif : $41.200 : 15 = 2745$ h

Nombre de jours (tâche) : $2745 : 16 = 172$ jours

taux d'utilisation 70 % $172 : 0,7 = 245$ jours / an.

Le coût de l'abattage est alors le même, si l'on néglige le fait que le débitage coûte dans ce cas moins cher.

coût de l'abattage : 2,748 DA/t/

3 - C H A R G E M E N T

Pour augmenter le rendement des engins de chargement nous avons adopté pour le minerai une pelle de $2,5\ m^3$, étant limité par l'ouverture du concasseur, par contre pour le stérile une pelle de godet de $4,5\ m^3$;

Des statistiques nous donnent les rendements entre suivants

godets de $2,5\ m^3$ 350 t/heure.

$4,5\ m^3$ 450 t/heure.

Si nous prenons un taux d'utilisation de 70 % nous aurons.
 la production annuelle pour chaque type de pelle :

- Pelle de godet de $2,5\ m^3$

$Q = 350 \times 16 \times 300 \times 0,7 = 1.175.000$ t/an

Si nous utilisons la pelle pour le chargement aval 600 de 500.00 t/an elle contribuera donc à cette partie du quartier pour le pourcentage:

$500.000 / 1.175.000 = 42,6\ \%$.

- Pelle de godet de 4,5 m³

$$Q = 450 \times 15 \times 300 \times 0,7 = 1.500.000$$

Or nous devons utiliser la pelle pour le chargement de 900.000t/an pour aval 600 d'où la contribution de cette pelle pour aval 600 :

$$900.000 / 1.500.000 = 60\%$$

Or le coût d'une pelle de :

2,5 m³ de godet est 800.000DA

4,5 m³ " " " 120.000 DA

D'où les amortissements respectivement pour :

- Pelle de 2,5 m³ de godet :

$$\text{annuité} : 800.000 \times 0,192 = 153500 \text{ DA/an}$$

et la contribution à aval 600 étant de 42,6 % nous aurons :

$$153500 \times 42,6 \% = 65.500 \text{ DA/an}$$

- Pelle de 4,5 m³ de godet:

$$\text{annuité} : 120.000 \times 0,192 \times 0,6 = \underline{137.300 \text{ DA/an}}$$

$$\text{total } 202.800 \text{ DA/an}$$

Par ailleurs nous savons que les frais d'exploitation pour 2 pelles est environ de 2,09 DA/t (première variante)

donc pour une pelle : 1,045

Or dans notre cas nous supposons que les pelles travaillent amont et aval 600 donc :

$$- \text{ frais pour aval 600} : 1,045 \times 42,6 \% = 0,444 \text{ DA / t}$$

$$- \text{ " " " " (4,5m}^3\text{) } 1,045 \times 60 \% = 0,627 \text{ DA/t}$$

d'où le coût du chargement :

$$\text{amortissement} : 202.800 \text{ DA/an soit ... } 0,412 \text{ DA / t}$$

$$\text{frais d'exploitation (variables } 0,444 \text{ DA / t}$$

$$0,617 \text{ DA / t}$$

$$\text{Total} : 1,483 \text{ DA / t}$$

Coût du chargement : 1,483 DA / t

4 - ROULAGE

Nous aurons d'après l'introduction 4 circuits de roulage :

- Roulage du stérile au dessus du 600 dont nous avons déterminé dans la première variante le coût à la TKU, 0,516 DA/TKU ce qui donne 1,015 DA / t. C'est le même coût dans ce cas.

- Roulage du stérile au-dessous du 600, mais à l'intérieur de la carrière, pour transférer le stérile d'un endroit à l'autre restants tout le temps dans le même gradin.

- Roulage du stérile hors de la carrière jusqu'à la décharge.

- roulage du minerai " " " concasseur.

Nous allons établir les cycles pour chacun de ces circuits : suivant les niveaux .

Cycle du roulage à l'intérieur de la carrière (transfert de stérile): si nous admettons une vitesse à plein de 40 km/h et vide de 50 km/h nous aurons :

* Trajet aller en charge (distance de 500 m)	0,75
* Trajet retour à vide	0,60
* Chargement	2,00
* Déchargement	0,63
* Manoeuvre et mise en position pour le chargement ...	1,00
	total:4,98

soit le cycle pratique : 6 mn /

De même sur les tableaux ci-après nous avons les cycles pour le minerai et le stérile pour chaque niveau .

Cela nous permet de déterminer le coût de la TKU pour chaque cas, sachant que les frais d'exploitation d'un camion dépendant de la distance sont de 0,34 DA /km alors ceux n'en dépendant pas sont de 368443 DA/ an (établis à la première variante).

Les résultats sont réunis dans le tableau ci - après.

CYCLE DE ROULAGE DU MINERAI

				584	568	552
Chargement				2,75	2,75	2,75
Parcours aller en charge:						
Distance	pente	Vitesse	(km/h)			
300	0%	40	0,45	0,45	0,45
230	7%	12	1,15
80	0%	40	0,12
230	7%	12	1,15	1,15
80	0%	40	0,12	0,12
230	7%	12	1,15	1,15	1,15
200	5%	15	0,80	0,80	0,80
570	10%	8	4,27	4,27	4,27
180	0%	40	0,27	0,27	0,27
80	14%	20	0,24	0,24	0,24
2180		Total =		7,18	8,45	9,72
manoeuvre et déchargement au concasseur				0,70	0,70	0,70
parcours retour à vide :						
distance	vitesse	(km/h)				
80	50		0,10	0,10	0,10
180	50		0,22	0,22	0,22
570	50		0,68	0,68	0,68
200	50		0,24	0,24	0,24
230	50		0,28	0,28	0,28
80	30			0,04	0,04
230	50			0,28	0,28
80	30				0,035
230	50				0,28
300	50		0,36	0,36	0,36
		Total		1,88	2,20	2,515
manoeuvre et mise en position pour chargement.				1,00	1,00	1,00
Cycle theorique : total				13,51	15,10	16,685
Cycle pratique (rendement 0,8 au chantier				17 mn	19	21

Cycle de Roulage du Stérile au-dessous du 600

	584	568	552
Chargement	2,00	2,00	2,00
Parcours aller en charge			
- trajet commun au stérile et minerais	7,18	8,45	9,72
- 1460 à 0 % de pente et à 50 Km/h :	1,75	1,75	1,75
Total=	8,93	10,20	11,47
manoeuvre et déchargement aux remblais	0,63	0,63	0,63
parcours retour à vide			
- 1460 km 0% et à 50 km /h	1,75	1,75	1,75
- trajet commun	1,56	1,88	2,19
	3,31	3,63	3,94
manoeuvre et mise en position pour le chargement	1,00	1,00	1,00
Cycle théorique	15,87	17,46	19,04
Cycle pratique.	20	22	24

Coût du transport suivant les niveaux

	trans fert de stérile:	584	568	552			
	Stérile:	mineral	stérile	mineral	stérile	mineral	stérile
temps de cycle en mn	6	17	20	19	22	21	24
Distance en km	0,5	1,56	3,02	1,87	3,33	2,18	3,64
Nbre de T.K.U par heure	150	165	272	177	272	187	273
Nbre de T.K.U par an	428.000	472.000	772000	506000	772000	525000	780000
Nbre de km par an et par camion.	28600	31240	51700	33850	51800	35600	52000
Frais en fonction du la (0,34 DA / km)	9720	10700	17600	11450	17600	12100	17600
Frais ne dépendant pas de la distance	368443	368443	368443	368443	368443	368443	368443
Frais totaux	378.163	379.143	386.043	379.893	386.043	380.543	386043
Nbre de DA/TKU	0,883	0,803	0,501	0,750	0,501	0,710	0,501
Coût à la tonne trans- porte	0,442	1,252	1,513	1,403	1,666	1,548	1,823

Connaissant alors le coût de transport pour chaque circuit et la quantité de minerai et de stérile à déplacer nous pouvons calculer le coût de transport d'une tonne de minerai pour chaque niveau. Par exemple le minerai 584-600 ⇨

Stérile = 900.000t	{	450.000 t à 1,015 DA/t = 465.000 DA	
		450.000 t dont {	
		1/4 à 1,513 DA /t = 170.000	
		3/4 à 0,442 DA/t = 149.000	
minerai : 500.000 t		à 1,252 DA/t	*625.000
			1.409.300

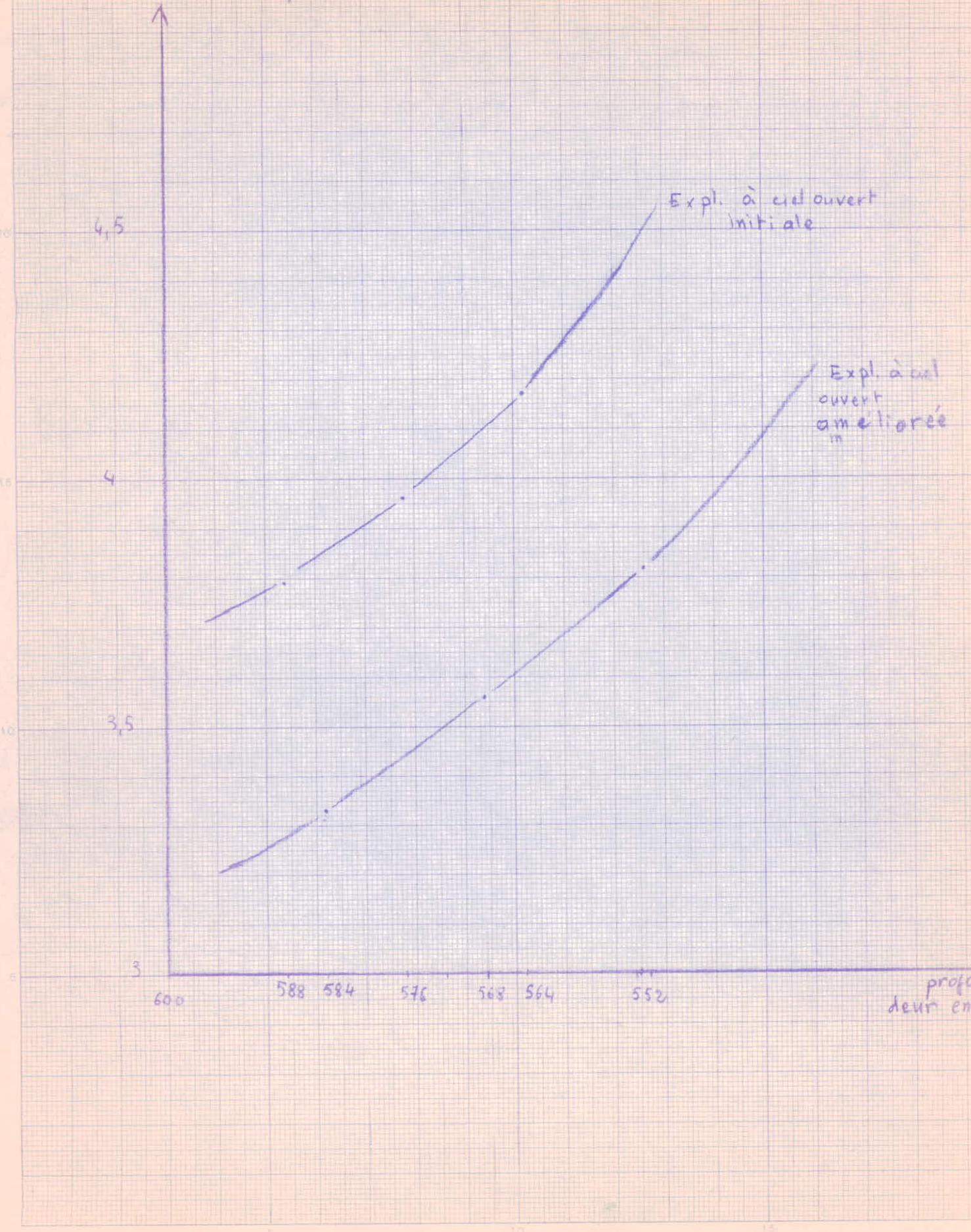
soit le coût à la tonne 1.409.300 = 2,820 DA/t

De même nous obtenons pour les autres niveaux les valeurs ci-dessous auxquels nous ajoutons des frais fixes correspondant à l'entretien des gradins et des pistes et des frais généraux pour le roulage.

	584	560	552
Coût du roulage en DA/t	2,820	3,050	3,305
Frais généraux du roulage	0,133	0,133	0,133
Entretiens pistes et gradins	0,379	0,379	0,379
Total	3,332	3,562	3,817

Nous pouvons porter ces valeurs sur un repère sur lequel nous porterons aussi la courbe trouvée pour la première variante. Nous observerons alors que la nouvelle courbe est plus basse que la première donc le coût du transport a été effectivement améliorée.

coût du transport



Expl. à ciel ouvert initiale

Expl. à ciel ouvert améliorée

profondeur en m

Avant alors les coût du transport pour chaque niveau ainsi que les réserves leur correspondant nous déterminons par une moyenne pondérée le coût moyen du transport pour tout le quartier (aval 600)-

Coût à la tonne du transport = $\boxed{3,50 \text{ DA/t}}$

Nous pouvons alors déterminer le coût total pour cette variante :

abattage :	2,748 DA / t
chargement	1,483 DA / t
roulage	3,500
entretien	1,000
concassage	0,910
	<hr/>
	total=9,641 DA / t

$\boxed{\text{Prix de revient : } 9,641 \text{ DA / t}}$

5 - CONCLUSION

Nous avons fait passer le prix de revient de l'exploitation à ciel ouvert de 11,335 DA/t à 9,641 DA/t ce qui la rend plus que jamais, plus rentable que toutes les autres variantes.

(173)

- C O N C L U S I O N -

---:---:---:---:---:---:---:---:---

Nous aboutissons donc au résultat que l'exploitation entièrement à ciel ouvert est toujours plus rentable que l'exploitation sous-terreine à condition que l'on ait une très bonne organisation du travail et surtout du roulage. En effet l'utilisation non rationnelle de ce moyen de transport risque de rendre son prix de revient très fort.

Nous avons pu remarquer un certain nombre de points d'une importance capitale pour la rentabilisation de l'exploitation.

1 - Les frais en salaires et charges sociales sont très forts ; en effet l'étude économique de la première variante nous donne les coûts à la tonne suivants, coûts théoriques supposant une utilisation rationnelle du personnel (pas de surplus et une bonne organisation) :

abattage :.....0,31 DA/t
roulage :.....34 800 DA + 66 700 + 73 080 = 174 580 DA/ans
174 580 = 500 000 = 0,348 DA/t

or la comptabilité interne de la mine nous donne :

abattage :.....0,97 DA/t
roulage :.....1,47 DA/t

.../...

(174)

Nous voyons bien que le coût effectif est très fort par rapport au coût théorique dû à un surplus de personnel. Ce surplus provient de la forte mécanisation.

Ne pouvant, bien sûr, pas diminuer le personnel, la seule façon de diminuer ce coût est d'augmenter le plus vite possible la production, pour que ce surplus soit absorbé.

2 - les frais en pièces de rechanges et entretiens :

Là aussi en pratique, ces frais sont très fort par rapport aux frais théoriques que nous avons établis :

	<u>Théorique</u>	<u>Pratique</u>
abattage :.....	0,182 DA/t	0,59 DA/t
roulage :.....	0,392 DA/t	2,14 DA/t

Le coût en pièces de rechanges est donc très fort, cela est dû à l'utilisation de matériel qui a atteint sa durée de vie.

En effet les firmes constructrices de matériel s'arrangent pour que leur engins, une fois leur durée de vie atteinte, deviennent non rentables (les pièces de rechanges par années peuvent alors coûter plus cher qu'une nouvelle unité).

Il faut donc faire travailler une unité d'exploitation durant sa durée de vie, au taux d'utilisation maximum, puis cette durée de vie atteinte, faire de nouveaux investissements car en général l'obtention des pièces de

.../...

(175)

rechanges de l'ancienne unité devient très difficile et très coûteux.

Cependant pour que l'unité mise aux ferrailles (durée de vie atteinte) ait été amortie il faut, comme nous l'avons dit la faire travailler avec un taux d'utilisation maximum, c'est-à-dire éviter les arrêts accidentels (pannes), augmenter l'entretien systématique et même pratiquer l'entretien préventif.

Cet entretien préventif consiste à faire le recensement, pour chaque unité, des pièces qui s'usent le plus, faire des statistiques pour déterminer la durée de vie pratique (et non pas théorique donnée par le constructeur) de chacune de ces pièces. Dès lors, changer systématiquement, aux arrêts prévus de l'engin, les pièces ayant atteint leur durée de vie, même si elles sont en bon état, car ces pièces peuvent du jour au lendemain engendrer une panne. D'ailleurs, une fois la phase de l'entretien préventif atteinte, la gestion des stocks sera grandement, facilitée.

Dans le cas de notre Mine, le nombre d'engins étant considérable, ce travail ne pourrait être entrepris qu'avec l'ordinateur.

-oooOooo-

-DOCUMENTS CONSULTES-

-:~::~:~::~:~::~:~::~:~::~:~::~:~::~:-

OUVRAGES :

- G. DUBOURDIEU : Géologie de la région d'OUENZA
- J. SANDIER : mise en valeur des gisements métallifères
- V VIDAL : Cours d'exploitation des Mines
- B. BORY : " " "
- J. COASTES : Carrière et sablière
- P. ROUTHIER : Gisements métalliques
 - memento des mines et carrière
 - aide mémoire mines.

DOCUMENTS INEDITS :

- rapport J.AUDRIC documents à OUENZA (1954)
- rapport DUBOURDIEU " " (1960)

THESES DE FIN D'ETUDES (E.N.P.A.) =

- Exploitation des gisements de Ouillis : B.BELHOUADJEB
- Mise en marche de la Mine de MRASMA : A.BENSLIMANE
- Transport de minerai : M.TEMINA
- Projet sur Djebel Onk : B.BOUTEBILA
- Exploitation du Sous-terrain de
BOU KHADRA : A. MEKREBI

(178)

REVUES DE L'INDUSTRIE MINERALE :

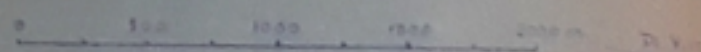
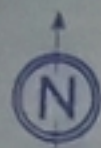
- Congrès du centenaire : La Mine Futuro
- 2 Numéros (Ta1 et Tar) : Mines Metalliques

-oooOooo-

PLANCHE IV

DJEBEL OUENZA

CARTE SCHEMATIQUES AU 25000^e



مكتبة المعهد الوطني
 للتكنولوجيا
 ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
 BIBLIOTHEQUE

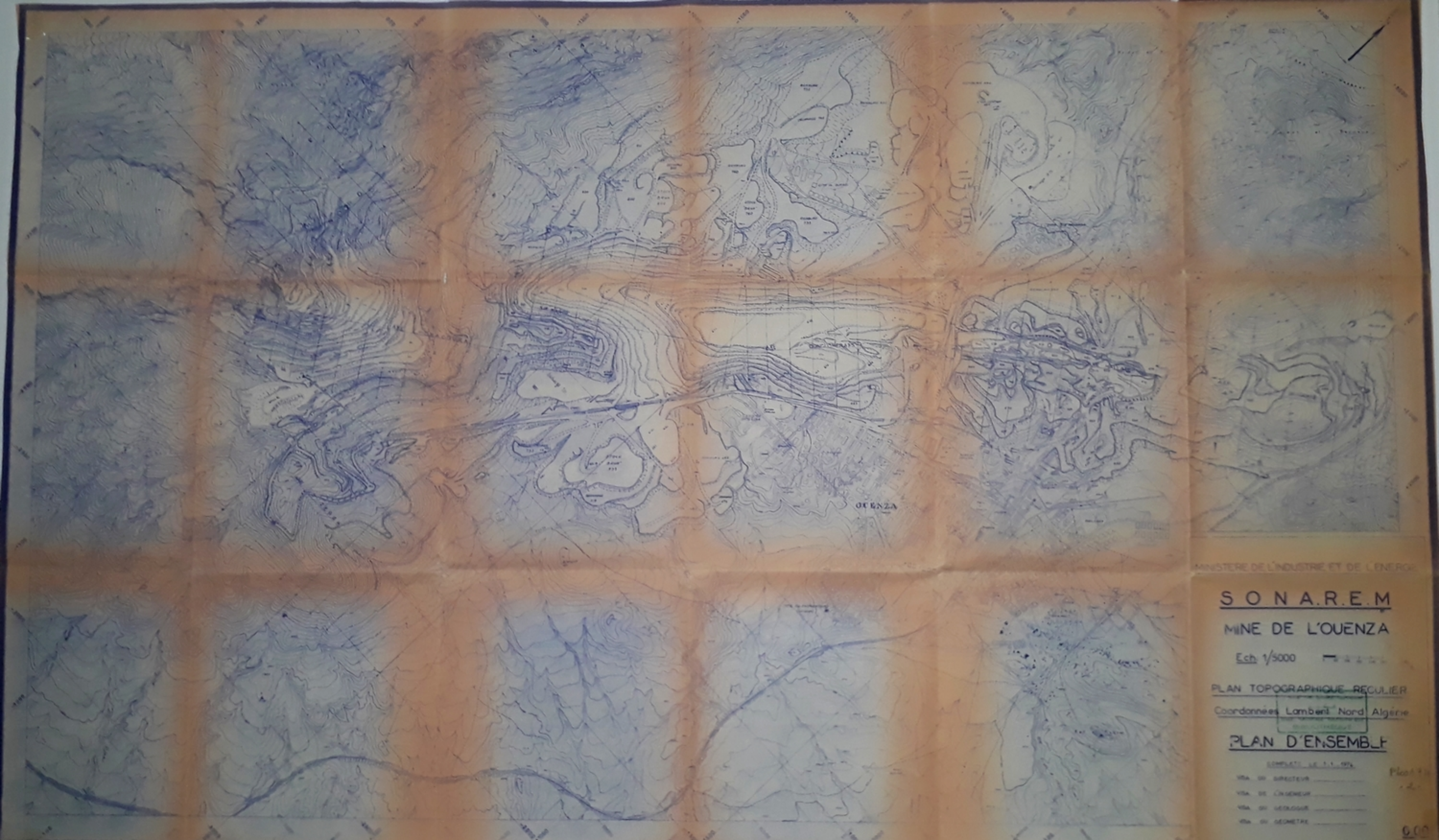


- Aptien éboulé du Kef es Sid
- Miocène
- Turonien (c⁶)
- Cénomanién
- Vraconien
- Albiens.stn
- Zone de Clansayes et Aptien (facies marne calcaire grésieux)
- Aptien (calcaire nérifoux)
- Trias(t)
- Brèches tectoniques (Bri)
- Marnes de l'er

Faultes

Contacts anormaux

limite approximative du chevauchement de la zone Mousouma - Fedi el Belim



MINISTRE DE L'INDUSTRIE ET DE L'ENERGIE

S O N A R E M

MINE DE L'OUENZA

Ech 1/5000

PLAN TOPOGRAPHIQUE RECUILIER

Coordonnées Lambert Nord Algérie

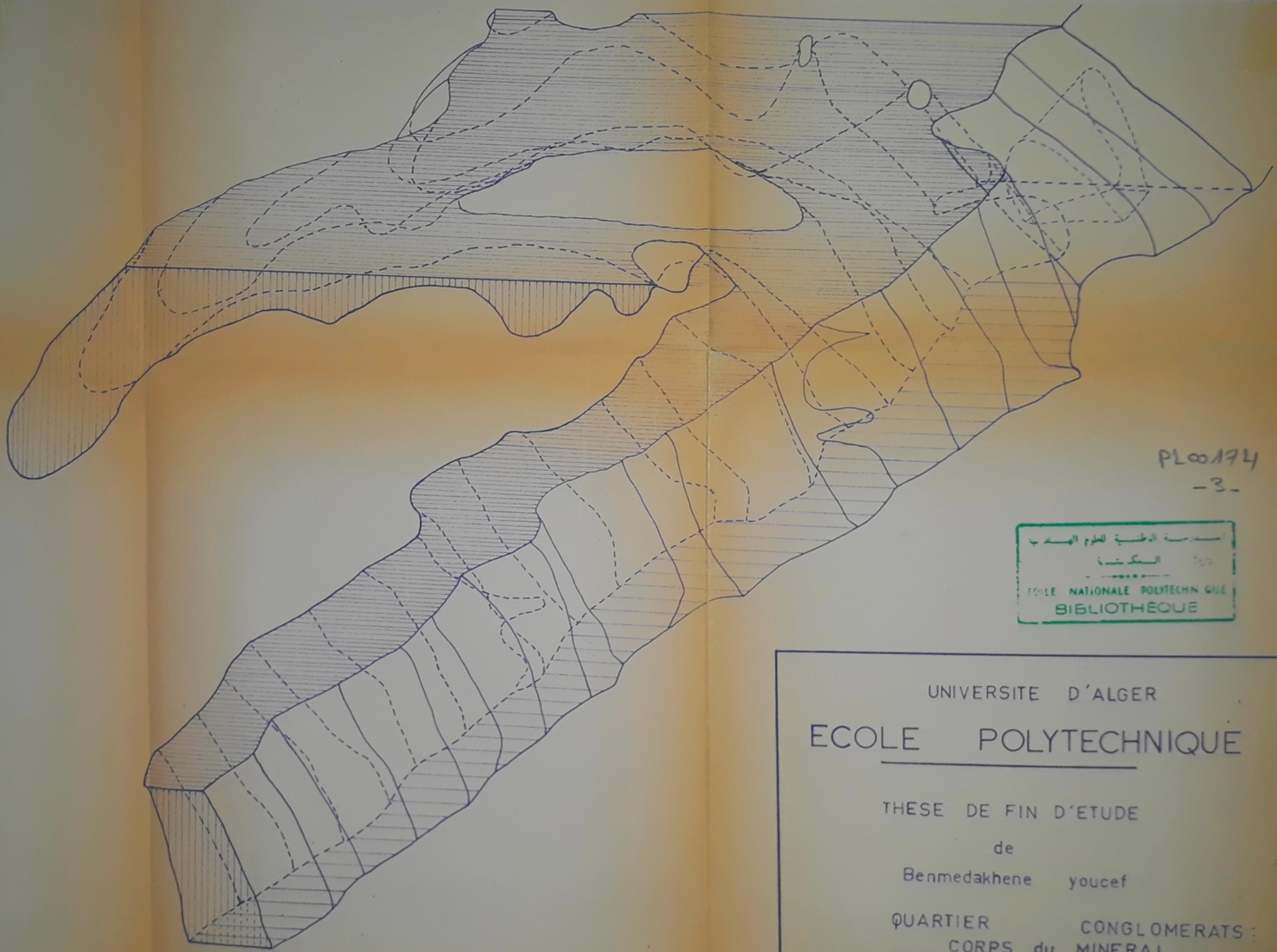
PLAN D'ENSEMBLE

COMPLÉTI LE 1.1.1974

- VIA DU DIRECTEUR _____
- VIA DU CHARGÉ _____
- VIA DU GÉOLOGUE _____
- VIA DU GÉOMÈTRE _____

Plan 1/5000

0.00



PL 00174
-3-

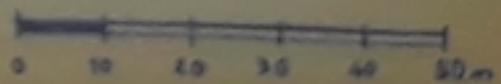
جامعة العلوم الهندسيين
المكننة
الطولة
UNIVERSITE NATIONALE POLYTECHNIQUE
BIBLIOTHEQUE

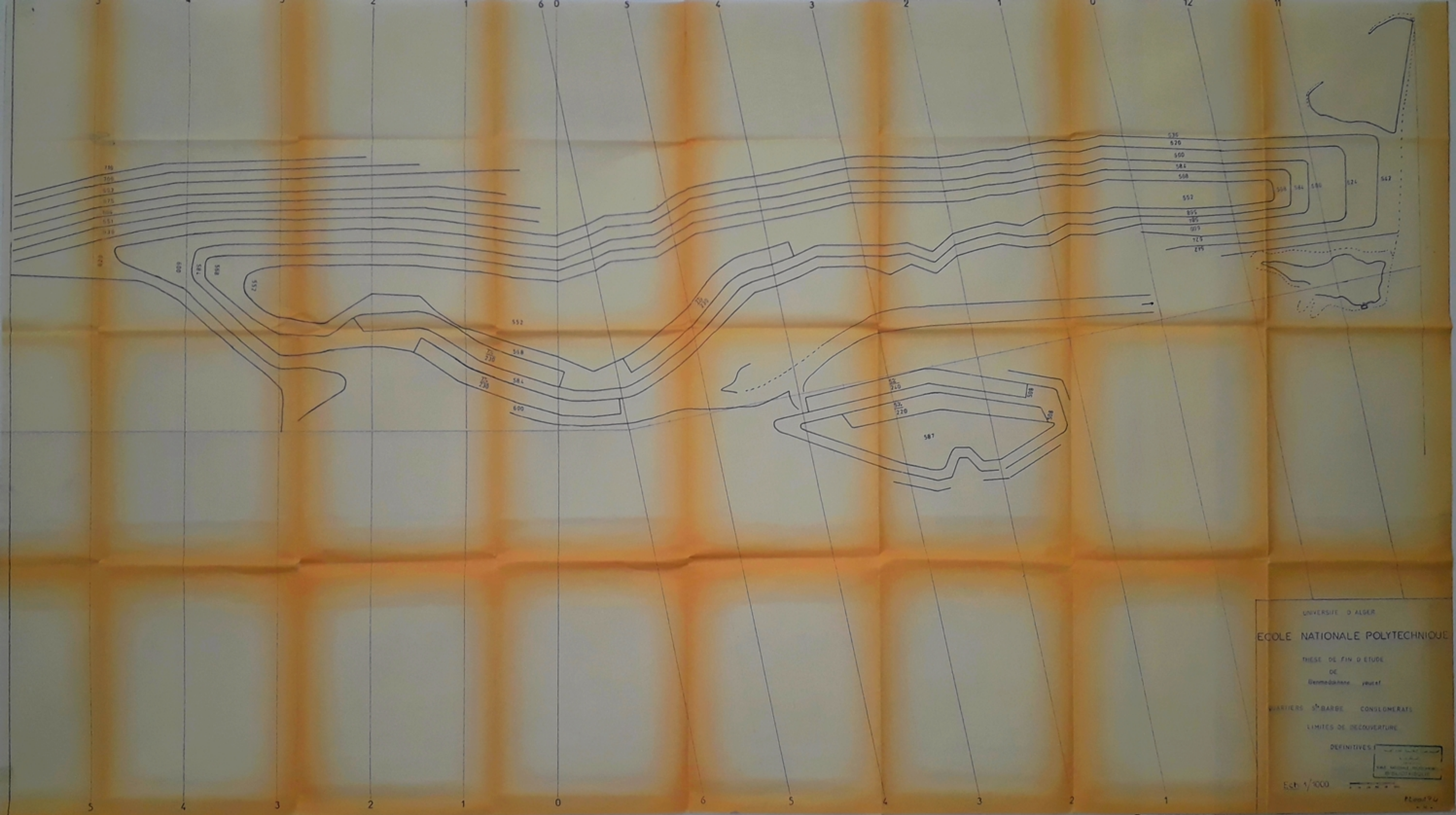
UNIVERSITE D'ALGER
ECOLE POLYTECHNIQUE

THESE DE FIN D'ETUDE
de
Benmedakhene youcef

QUARTIER CONGLOMERATS :
CORPS du MINERAL.

Ech 1/1000





UNIVERSITE D'ALGER
 ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
 THESE DE FIN D'ETUDE
 DE
 Genie Mecanique
 QUARTIERS S^{ts} BARBE CONCRETE
 LIMITES DE DECOUVERTURE
 DEFINITIVES
 Ech 1/1000
 Plan 1/20

SO. N. N. E. M.

Plan QUENEA

Plans de Reconstructions

Definitives

L.N. 11000

d'après M. TRUDIE

Plan 1/25000

