

432

3/70

UNIVERSITÉ D'ALGER

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

MINES ET GÉOLOGIE

المدرسة الوطنية للعلوم الهندسية

THESE DE FIN D'ETUDES

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
BIBLIOTHÈQUE

MISE EN MARCHÉ DE LA MINE

de

KEF OUM THEBOUL (La Calle)

Proposée par :

la SONAREM

Dirigée par :

M. WOLSKI Docteur d'État

Étudiée par :

MENOUER Menouer

1969 - 70

Je tiens à exprimer ma profonde gratitude à Monsieur WOLSKI qui par ses conseils a su éveiller en moi l'intérêt que pouvait présenter l'étude de ce projet et m'a guidé tout au long de son élaboration.

Mes remerciements s'adressent aussi à Monsieur KUZNIAR auprès duquel j'ai trouvé toute l'aide nécessaire.

Je tiens de même à remercier Monsieur TOMASZEK ingénieur de la SONAREM qui m'a si bien accueilli lors de mes stages à la mine, Monsieur ARBADJI responsable du projet qui a mis toute la documentation à ma disposition ainsi que les responsables de la direction des Mines et de la SONAREM pour l'organisation de nos stages aussi bien dans le pays qu'à l'étranger.

Que tous mes professeurs trouvent ici mon entière reconnaissance

M. MENOUEUR.

BIBLIOGRAPHIE

- Documentation géologique (SONAREM) Par Technoexport de Kef Oum Théboul.

- Projet KRUPP.

- Projet laverie d'ElAbed.

- Cours d'exploitation des mines (WOLSKI)

- Cours d'énergie des mines -(TAHTAKOW)

- Mines métalliques (S.I.M.)

- Exploitation des Mines (VIDAL)

- (BOKY)
- Economie Minière (BACH)

TABLEAU DES MATIERES

<u>I. INTRODUCTION</u>	Page
<u>II. Description Géologique</u>	1
-Situation géographique	
-Géologie de la région	
-Géologie de la région du gisement	4
-Histoire de la mine	7
-état actuel de connaissance de gisement -réserves	9
-Prospection encore demandée	20
III- Etat actuel	21
IV - Directives de l'exploitation	23
V - Remise de la mine en état d'exploitation (dénoyage)	25
VI- Choix de la machine d'extraction	31
VII-Projet d'exploitation	38
<u>Découpage du gisement</u>	38
<u>Choix de la méthode d'exploitation</u>	40
<u>Méthode d'exploitation</u>	40
<u>Travaux préparatoires</u>	40
<u>Travaux d'exploitation</u>	41
Travaux préparatoires	
planning de découpage et d'exploitation	46
Transport	49
<u>Aérage</u>	60
Déterminatiin du personnel	68

-v . l . n

-ventilation	75
-extraction	76
-installation du traitement	81
-Puissance du transformateur	82
-Indices techniques	83

IX PRINCIPAE DE TRAITEMENT

86

X Matériel équipement	88
XI Transport extérieur	89
XII Données économiques	90
-ventes journalières	99

XIII ANALYSE ECONOMIQUE

101

-Dépenses pour l'exploitation	101
-Dépenses pour le traitement	105
-Autres dépenses	106
-Investissements	112
-Puits d'extraction	112
b) travaux préparatoires	114
c) infrastructure équipements	115
d) Matériel	116
e) amortissements	119
-Résultats de l'analyse	123

XIV ORGANISATION DE LA MINE EN MARCHE

124

INTRODUCTION

L'étude suivante se propose d'étudier les possibilités de mise en marche de la mine par l'exploitation du filon principal en dessous du niveau 10% qui semble receler des réserves suffisantes de minéraux utiles tels que Pb Cu Zn. Pyrite.

Mais notre attention sera principalement ~~retenue~~ par l'existence d'une minéralisation cuivreuse. C'est pourquoi en tenant compte des réserves certaines et probables, l'ouverture de la mine présente un intérêt économique certain sans oublier que pour la région d'Oum Theba ~~elle~~ elle est vitale.

Il est à signaler d'autre part que d'autres réserves sont à découvrir qui permettront d'avantage à assurer la rentabilité.

L'étude se fera sur la base de documents mis à jour par la société Technoexport, qui a procédé à la description géologique à l'exécution des cartes géologiques et topographiques ainsi qu'au calcul des réserves.

1

Description Géologique :

Situation Géographique

La mine de Kef Oum Theboul est située dans la partie Nord Est de l'Algérie au voisinage du village d'Oum Theboul. Un petit coteau Oum Theboul a donné son nom à la mine. Les affleurements de minerai se trouvaient justement au sein de ce coteau.

Le gisement est situé au bord de la route nationale n° 22 à 15 Km à l'Est de la Calle, à 5 Km à vol d'oiseau de la frontière tunisienne et à 6 Km de la Méditerranée. Le point culminant de la région du gisement est 315 m.

Géologie de la région.

La région est constituée surtout de roches sédimentaires. Les roches métamorphiques et les roches volcaniques sont très peu représentées.

Les roches d'âge le plus ancien de la région laquelle est constituée par la partie orientale du massif de l'Edough : sont les gneiss.

gneiss inférieurs

Ce sont des gneiss à muscovite et à biotite d'une épaisseur de 1500 m.

gneiss supérieurs

Ce sont des gneiss qui très souvent contiennent des nids et des couches qui changent d'épaisseur. Ces gneiss passent aux gneiss-Schistes (parfois contenant des pyroxènes).

Dans l'horizon, parfois de la tourmaline sous forme de minces aiguilles remplacent le mica.

Schistes micacés.

Ils affleurent dans les environs de la ville d'Annaba

Amphibolités :

Représentées en tant que schiste à amphibole dans la formation globale des Schistes.

TRIASIQUE :

Affleure dans la région dans sa partie sud. Roches de composition mixtes qui sont constituées par des argiles vertes et foncées contenant du gypse et des calcites dolomitiques, ainsi que des calcaires ferrugineux dolomitiques de couleur noirs,

Crétacé :

dans le secteur central Est et Sud de la région.

-Aptien Barremien ce sont des calcaires argileux

-ALBIEN : Représenté par une série semblable à du flisch sans faune.

-Cénomanién : représenté dans des marnes feuilletées, plus ou moins compactes de couleur violette, grise à noire et qui alternent avec des calcaires marneux.

-Sénonien : Représenté par des marnes noires assez dures qui ont une structure Concoïdale dans laquelle on observe des bandes de faibles épaisseurs et des concrétions de calcaires marneux riches en silicium.

TERTIAIRE

-Eocène inférieur : (grès de Numidie) on les trouve disposés ordinairement en concordance sur les matériaux de l'Eocène supérieur. Ils forment le squelette de toutes les collines.

Ils sont représentés par des grès quartzeux de couleur blanche, jaunâtre qui très souvent passent insensiblement en conglomérat de gravier. Dans les horizons supérieurs les grès sont souvent friables et vers la surface passent en argiles gréseuses.

-Eocènes Supérieur : Il est représenté par des argilités, des argiles et des grés.

Les argiles sont de couleur brune à noire, en profondeur elles passent à des argilites.

les argilites sont verdâtres ou brunes, feuilletées ou schisteuses, les argiles et argilites sont interstratifiées par des minces couches de gré quartzeux.

-Miocène Inférieur : (BURDIGALIEN) il affleure sous forme de petite tache dans la partie Sud et il est disposé transgressivement sur le crétacé. Supérieur il est représenté par des grés friables de couleur jaunâtre.

-Pliocène : (PONTIEN) il affleure sous forme de taches et de minces bandes, il est constitué par des sables friables de couleur blanches et grises ainsi que par des argiles de couleur gri-jaunâtre.

QUATERNAIRE :

-NEOPLEISTOCÈNE : Sables et argiles laguno-marines autour des lacs Melah-Dubeïra- Tonga de la Calle.

-Dunes Littorales : Développées dans les environs de la Calle au Nord du lac Tonga et Oum Theboul.

Sols des marécages : longuement développés dans les bas-fonds inondés à l'Est du lac Dubeïra, au sud du lac Mélah autour du lac Tonga

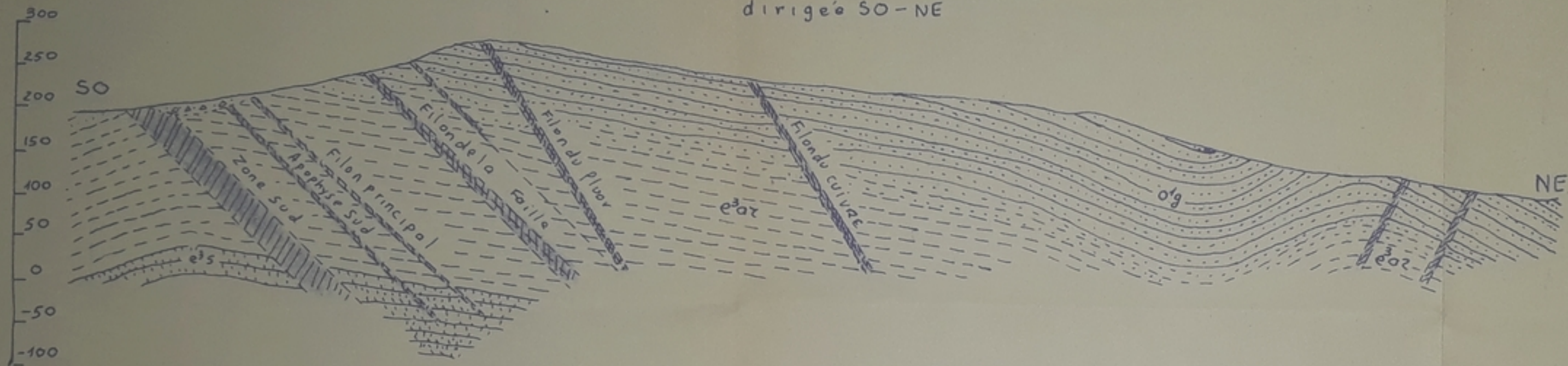
Schéma Tectonique de la région :

Dans la partie Sud les sédiments du TRIASIQUE forme la charnière d'un anticlinal régional dont l'axe a une direction N.O. S.E. Monts de la Medjerdah.

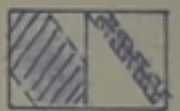

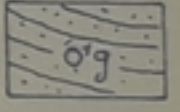
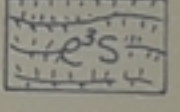
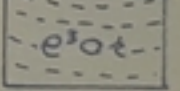
Les matériaux de l'Eocène et surtout de l'Oligocène constituent son flanc N.O.

Après les dépôts des sédiments du Sénonien, les phases tectoniques pyrénéennes qui ont eut lieu pendant l'Eocène supérieur ont plissé la région. Le premier plissement à une direction ^{de l'axe (à peu près) NNE-SSO} E.O. et de l'Oligocène a sans doute été plissée pendant le Miocène ^{Par des matériaux de l'Eocène} par la phase orogénique post Burdigalienne pendant cette phase se sont formées des fractures presque verticales.

COUPE GEOLOGIQUE
dirigée SO-NE



LEGENDE

-  Zone minéralisée
-  Conglomérats
-  Grès
-  Schistes peu cristallisés
-  Argilites

PL00370
avant p. 4.

La région du gisement de Kef Oum Theboul est constituée par des sédiments d'âge Tertiaire de l'Eocène et surtout de l'Oligocène. Une petite partie de la région est couverte par des formations du Quaternaire. Au point de vue de leur âge et de la superposition des variétés lithologiques les roches sont divisées de la façon suivante :

Eocène Supérieur (Argiles de Numidie)

- 1- Schistes peu cristallisés e³s
- 2- Argilittes e³ar

Oligocène Inférieur : Latorfien (grès de Numidie)

- 1- Pelite gréseuse o¹ a l
- 2- Grés o¹g
- 3- Conglomérats o¹c
- 4- Quaternaire Q

Eocène Supérieur : Priabonien (Argiles de Numidie)

Les argiles de Numidie sont représentées par des roches qui sont caractéristiques pour les régions géosynclinales : schistes peu cristallisés et argilittes.

- 1- Schistes peu cristallisés e³s

Ils affleurent sous forme de petites taches dans la partie S.E. Dans les autres parties leur présence est constatée par des sondages à des profondeurs de 100-250 mètres. Ils font transitions avec les argilittes et plus rarement avec les pelites gréseuses. Ils contiennent de minces interlits de grès quartzeux d'après les sondages on voit que l'épaisseur des couches dépasse 200 Mètres.

- 2- Argilittes e³d r

Elles affleurent dans la partie Sud, et sont couvertes par endroits par des formations Quaternaire.

En profondeur elles passent insensiblement en schistes peu cristallisés, tandis que dans les parties supérieures du profil des sédiments du Paléogène, elles passent aux pelites gréseuses. Elles sont plus ou moins sableuses à la surface.

En profondeur au voisinage des cassures les roches sont chloritisées.

La constitution minérale de la roche est : minéraux argileux quartz terrique, carbonate, barytine, chlorite.

OLIGOCENE INFÉRIEUR : Lattorfien (grés de Numidie)

Les grés de Numidie couvrent une surface plus grande que les argiles de Numidie. Ils sont ordinairement concordants aux matériaux de l'Eocène supérieurs.

1- Pelites gréseuses o¹_{h1}

Elles occupent la partie la plus basse du lattorfien dans la partie S et S.E. elles affleurent et dans la partie N elles se trouvent au dessous des grés. A une plus grande profondeur elles passent insensiblement en argilites et plus rarement en schistes peu cristallisés.

Les pelites sont de couleur grise à gris clair, compactes, liées par endroits. Les minéraux qui constituent la roche sont le quartz, les feldspath, muscovite, la biotite, la tourmaline, le zircon, la siderose, des oxydes hydratés de fer, l'épaisseur varie dans les limites allant de 20 à 140 m

2- Grés o¹_g

W
Ils affleurent dans les parties N et N.E.

Ils font transitions avec les pelites gréseuses et très rarement avec les argilites. Par endroits les roches sont couvertes par le quaternaire. Les grés sont quartzeux ; compacts, bien cimentés, solides, ils ont un aspect de quartzites. Ordinairement ils sont très fissurés et parfois rendus friables et argileux par l'altération. Leur couleur est blanchâtre, tirant sur le gris. Les minéraux de la roche sont le quartz, le feldspath, la muscovite, la biotite, la tourmaline, l'apatite et les oxydes hydratés de fer. L'épaisseur des grés varie dans les limites allant de 10 m à 90 m.

3- Conglomérats o¹_c

Ils sont observés sous forme de taches entre les grés principalement dans le secteur Est et Nord Est. Ils sont constitués par des quartz, de la muscovite du Zircon. Le ciment est argileux ou sableux. Entre les conglomérats on observe des creux remplis par des oxydes hydratés de fer. L'épaisseur des conglomérats est de 2-40 m.

Roches effusives :

On a constaté que les argilites et les pelites gréseuses qui constituent en profondeur le versant du Nord du Kef, sont croisées par un dyke de dacite, qui est mise à jour dans le travers-banc. La présence de ce dyke montre l'existence d'une activité magmatique jeune dans cette région.

4- Quaternaire : Q

-Eluvions : représentés très modestement sur les crêtes aplanies à l'Ouest du Mont Kef.

-Alluvions : Ils affleurent comme des taches dans le secteur S.W et ont une direction N W S.E. Ce sont des brèches laminées assez bien cimentées.

STRUCTURE TECTONIQUE DE LA REGION DU GISEMENT

La structure tectonique de Kef est relativement simple. Celui-ci est situé dans le flanc Nord de l'anticlinal : Monts de la Medjerda dont l'axe qu'a une direction S W et N E sort des limites de la zone prospectée. Dans la limite du gisement a été formée une zone complexe ou cassure et divisée en quelques filons parallèles ordinairement unis entre eux.

3 HISTOIRE DE LA MINE

La concession de Kef Oum Theboul est d'une superficie de 1050 hectares

Historique de l'exploitation

L'exploitation a porté sur une hauteur de 320 mètres divisée en 16 étages de 20 ou 30 mètres. ~~à~~ 10^e niveau le plus développé, le filon principal est connu sur 930 mètres. Dans le filon principal le plus connu ont été exploitées 3 colonnes riches mesurant chacune 100 à 150 mètres en direction et séparées par des zones moins riches.

L'exploitation a présenté plusieurs périodes d'activité dont la première, très florissante a duré de 1849 à 1893. Elle a été faite avec remblais complets

Les exploitants entreprirent dès 1857 au niveau de la plaine (200 mètres en aval pendage) le travers banc du dixième niveau dit galerie "Sainte Barbe" qui recoupe le gîte à 1204 mètres de son origine.

Le travail ne fut terminé qu'en 1873, gêné par la traversée de couches aquifères, des dégagements de gaz carbonique et les difficultés d'aérage.

On entreprit le fonçage d'un puits pour l'exploitation de l'aval du 10^e niveau. Le puits "Sainte Barbe" fut armé en 1881 d'une machine à vapeur de 50cv. Les fumées et la vapeur étaient évacuées par une cheminée (dite cheminée des fumées.)

Le 27 septembre 1885 un incendie se déclara au 8^e niveau dans la colonne de l'Est la plus riche et la plus productive on dut l'isoler par la suite. On tenta de pallier à la baisse de production par un traitement métallurgique des résidus anciens de laverie.

Une fonderie fut installée au bord de la mer à Messida 3 fours donnaient journellement de 2500 kg de mattes filtrant 22 à 25 % de Cu.

7 à 10 y. de Zn

2,5 à 2,8 kg d'Ag

16 à 20 gr d'or à la tonne.

En 1890 de nombreux éboulements obstruèrent la cheminée des fumées provoquant l'arrêt de la machine à vapeur et l'innodation de l'aval du 10^e Niveau. L'exploitation fut abandonnée le 12 Juillet 1893.

Dans cette période de 45 ans il avait été extrait environ 285000 tonnes de minerais marchands (galène, blende, chalcopirite) soit environ 6 500 tonnes par an.

L'exploitation fut reprise en 1899 par la Société Nouvelle des Mines d'Oum Theboul. L'aerage fut rétabli, mais l'incendie avait gagné les piliers abandonnés dans les niveaux supérieurs et les opérations d'isolement du feu entraînerent un grand nombre d'asphyxies. Un nouvel arrêt de l'exploitation eut lieu en Décembre 1903.

La production de cette période fut : 5 777 tonnes de cerusite à 650 g d'argent et 7 g d'or par tonne.

6.791 tonnes de chalcopyrite

2.294 tonnes de blende

23 tonnes de galène.

3.904 tonnes de mixtes blende-galène.

La fermeture dura jusqu'en Mars 1907 époque à laquelle le Syndicat minier (Rochette) reprit les travaux.

Le lessivage par la pluie avait provoqué le dépôt à la partie inférieure des tas, des petites couches de carbonates de plomb titrant 10 à 20 % Pb et 100 g d'argent et 8g d'or par tonnes. Dans la seule année 1907 on recueillit 1000 tonnes de ce minerai.

Une laverie moderne fut installée et en 1912-1913 un Water jacket capable de traiter 50 tonnes par 24 heures était mis en marche.

Le minerai traitant 5 % de cuivre était transformé en mattes à 17 - 20 % de cuivre 1 kg d'argent et 20 gr d'or. La guerre entraîna la fermeture de la mine qui après son acquisition par la Société de Penarroya fut presque abandonnée.

de 1907 à 1914 on a extrait

429 tonnes d'oxydes de Pb

13 tonnes de galène

5.112 tonnes de mixte blende galène

1.3000 tonnes de minerai 5 % de cuivre passèrent à la Massida. La mine a été en dernière exploitation en (1939-1945) Après cette date elle fut complètement abandonnée. Elle a été noyée jusqu'au niveau 10 et la bone obtura complètement le travers banc.

En 1965/66 sous l'égide de la SONAREM une société Bulgares "Technoexport" se propose d'examiner le gisement et de déterminer ses réserves en vue de son exploitation. En 1967 la galerie "Ste Barbe" est remise en état et on procède au denoyage de la mine, denoyage qui n'a pu être mené à son terme faute de moyen à cause de l'acidité des eaux et des produits abrasifs qui détérioraient les pompes, actuellement une société la "Minstroï" se trouve sur place pour la remise en état de la mine et le fonçage du puits : "Ste Barbe" de 100 mètres.

ETAT ACTUEL DE CONNAISSANCE DU GISEMENT . RESERVES.

En referant à un rapport du 2 février 1939 on constate que l'on considère que le gîte a été entièrement dépilé au dessus du 10ème niveau. La société Penarroya donnent les réserves possibles suivantes

a) Minerai à vue	130.000 tonnes
b) Minerai probable (en poursuivant les traçages amorcés au 16e et 13e niveaux)	60.000 tonnes
c) Minerai possible (en supposant que le minerai descend jusqu'au 18e niveau et en le comptant pour 1/2	170.000 tonnes
	<hr/>
	350.000 tonnes

La société bulgare Technoexport a été chargée par la suite (1965/66) d'effectuer de nouvelles recherches sur ce gisement de Kef Dum Theboul afin d'en déterminer les réserves.

Le projet technique prévoyait l'étude du gisement et de la surface au moyen de la cartographie géologique à l'échelle 1/5000 de tranchée, ainsi que la prospection en profondeur au moyen de sondages ainsi que l'étude de la composition chimique et minéralogique du minerai.

TRAVAUX DE RECHERCHES EFFECTUES.

- Sondages 5070 m
- tranchées 2000 m3
- carte géologique à l'échelle 1/50003 km2
- Levée topographique à l'échelle 1/50003 km3

Les travaux de recherche avaient un caractère préliminaire. Ils avaient pour but d'éclaircir le problème des perspectives du gisement surtout en ce qui concerne le filon principal.

La mission bulgares a effectué 24 sondages sur le terrain du gisement ainsi que des tranchées de reconnaissance.

Les sondages ont exploré le filon principal jusqu'à cote 7259) et sur une longueur chassante de 1800 mètres celui-ci présente un intérêt minier* que les autres filons ont une puissance moins importante et une teneur faible en éléments utiles, leur prospection a été effectué en passant.

FORME ET ELEMENTS DE POSITION DES GITES METALLIFERES.

On a constaté 3 systèmes de carbures.

- La première direction E.N.E. 80°, 85°, E.S.E. 100°.110°
- La deuxième direction N.W 300°.
- La troisième direction N.E. 10°.15°

Au premier et au deuxième système appartiennent les carbures minéralisées tandis qu'au troisième sont liées des zones assez courtes et peu minéralisées. du sud au Nord on rencontre.

La zone sud, le filon du mur, le filon principal, le filon de la faille, le filon du fluor, le filon de cuivre et le filon A.

dans le secteur nord on découvre les zones 1.2.3.

l'unité principale est le "filon principal".

En surface la puissance des cassures varie de 1-2 mètres à 15-20 mètres.

CASSURE MINERALISEE PRINCIPALE;

Se trouve dans les versants E.S. et S.W du kef. Il a un plongement au N.N.W. avec un angle d'inclinaison allant de 50° -75° donc environ 60°. En dessous de 5e niveau on a reconnu trois colonnes riches en minéralisation.

-Colonne de l'Est.

a été formée autour des points de croisement du filon du cuivre avec le filon principal.

La puissance dans cette zone varie entre 0,9 - 3 mètres.

-Colonne du centre :

Commence environ 40 mètres à l'ouest de la colonne Est et elle a été formée à la croisée du filon du mur avec le filon principal. La puissance est de 1,4 mètres et la longueur de 110 mètres environ.

-Colonne de l'Ouest./ se trouve à environ 360 mètres à l'ouest de la colonne du centre. Elle est formée à la croisée du filon principal avec un autre filon sans importance qui n'affleure pas la longueur de la colonne varie de 150 mètres au 12e niveau 200 mètres au 14e niveau. En profondeur la puissance du filon varie de 1,3-1,6 mètres on constate que le filon a une minéralisation plus riche et une plus grande puissance dans le cas d'un fort pondage.

II.

La minéralisation est représentée par de minces veinules, des mouches et des nids de sulfures.

dans le secteur Ouest l'apophyse Sud se détache du filon et va en direction du S.W en surface on peut la suivre sur 600 mètres environ. Elle est constituée par des argilites faiblement limonitisées.

Le gîte métallifère (Nord) N.1.

: se trouve à une distance allant de 1- 5 mètres du filon principal. La teneur en cuivre est d'environ 1,2 % pour certains sondages. La puissance moyenne est de 0,5 mètres, les teneurs sont les suivantes Cu 2,05 %
Zn : 0,4 % Pb : 0,01 %.

Le gîte (Nord) N°2. : se trouve à 15 mètres au Nord du Filon principal. La puissance moyenne est de 0,84 m avec des teneurs en métal suivantes : Cu : 2,16 %, Zn 0,05 %, Pb : 0,04 % .

Filon du mur se trouve au Sud du filon principal en profondeur il en est distant de 10 mètres environ. Il plonge au Nord sous un angle de 50°-70°. La puissance moyenne est de 0,8 mètres

Pour une puissance horizontale moyenne de 0,46 mètres les teneurs sont : Cu 2,01 % Zn 0,4 % , Pb 0,7 %. La longueur du secteur minéralisé qui entre dans les limites des réserves évaluées est de 180 mètres.

Gîte métallifère Sud N° 6 : Il se trouve à 5 mètres du sud du filon du mur. Pour une puissance horizontale de 1,8 mètres la teneur en métal est de Cu : 1,47 % Zn 0,22 % Pb 0,35 %

Filon de cuivre : Dans le secteur Est le filon principal est croisé par le filon de cuivre qui a été prospecté sur une distance de 800 mètres. Le filon ^a une direction N.W 290° -300° et il plonge au N.E. sous un angle d'inclinaison variant de 55° à 65° Pour une puissance horizontale de 1,14 mètres les teneurs sont cu : 1,68% Zn 0,8 % Pb 0,03 %.

Filon de la faille Il se trouve à 100 -120 mètres au Nord du Filon principal dans le flanc méridional du mont Kef Oum Theboul. La direction de la cassure est E.E.W et elle plonge au Nord avec un angle de 52°.74°. En surface la puissance de la cassure varie de 2-15 m tandis qu'en profondeur elle atteint 4,85 m (S.N. 22)

Gîte métallifère Nord N° 3.

Pour une puissance horizontale de 0,6 mètre les teneurs en métal sont :

Cu : 0,5 % Zn 4,75 % Pb : 0,87 %

Gîte métallifère Nord N° 4.

Puissance horizontale 0,3 mètre teneur Cu : 2,65 % Zn 0,21 %

Filon du Fluor : Il se trouve à 190-200 mètres au Nord du filon principal. Il a été prospecté en surface sur une distance de 1300 mètres.

Pour une puissance moyenne de 0,29 mètre les teneurs sont : Cu, 0,17 %
Zn 11,6 % Pb 4,28 %.

Gîte métallifère Nord 5. Pour une puissance horizontale de 0,48 mètre les teneurs sont : Cu 0,4 % Zn 6,8 % Pb 1,68 %.

Filon A : Se trouve à une distance de 250 à 500 Mètres du filon principal. La direction est N.E. 50° et il plonge au N.W avec un angle de 75°. La puissance de la zone est de 2-3 mètres . Les teneurs en métal sont : Cu 0,5 % ; Zn : 0,06 % Pb 2,45 %

Zone du Sud :

à 100 mètres au Sud du filon principal. La direction de la zone varie de N.E. 70°-80° à E.S. 100°. Elle plonge au N.N.W sous un angle variant de 10-50-60° avec une moyenne de 40°.

CONSTITUANTS MINÉRALOGIQUES DU MINÉRAI

On distingue deux groupes.

- 1 Minéraux des gangues : Hedenbergite, chlorite, épidote, quartz, séricite, sidérose, calcite, fluorine.

- 2 Minéraux métallifères :

a) Primaire : magnétite, oligiste, scapolite, wolframite, arsenopyrite, pyrite, blende pyrotine, marcassite, chalcopryrite, bournonite, tennantite, sulfosel de bis mth, greytonite, galène.

b) Secondaire : chalcosine, covelline, azurite, malachite, auglesite, cérusite, smitsonite, goethite.

Minéraux des gangues :

-Epidote, elle a cristallisé pendant le 1er sous-stade de la formation des minerais sous forme de nids et de minces veinules. Sa couleur jaune-vert. Le pourcentage dans le minerai varie de 5-10 %

- chlorite : vient en association avec la séricité. Elle est finement enchevêtrée par les sulfures et la sidérose.

-Quartz :

1er génération : s'est formé en même temps que la pyrite ou après sa cristallisation Il est formé de gros grains.

2e génération : Il est gris à gris blanc, c'est à lui qui est liée la principale minéralisation

3e génération Il a cristallisé après la formation de la minéralisation et cimente les minéraux formés antérieurement.

Sidérose : le pourcentage dans le minerai est de 10 à 15% intimement liée au quartz. elle forme des veinules et des nids dans la roche encaissante le minerai.

Calcite On la trouve dans les veinules de quartz -épidote.

Barytine Elle forme des cristaux prismatiques et cimente les minéraux métallifères.

Minéraux Métallifères :

a) Primaires :

- Pyrite : Elle est le constituant le plus répandu de tous les minéraux métallifères. Dans le minerai sa proportion, est de 15 %.

Elle vient en paragenèse avec la séricite, l'épidote, la chlorite la marcassite la blende et le quartz 1ère et 2e génération. Les dimensions des grains varie de 0,02 à 0,2 mm.

- Blende : Elle se trouve dans les niveaux supérieurs du gisement où elle vient en 3e position pour le pourcentage. Elle existe sous forme de nids isolés, en forme de graines et de veinules ; le plus souvent en paragenèse avec la pyrite, marcassite, galène.

- Pyrrhotine : Elle est observée sous forme de nids de petite dimension.

- Marcassite : Elle est cristallisée sous forme de lamelles ses cristaux sont groupés en agrégats.

- Chalcopyrite : Est le minéral le plus important du gisement, son pourcentage dans le minerai atteint 6,6 %, surtout concentré dans les colonnes de l'Est du Centre et de l'Ouest. Elle existe le plus souvent sous forme de mouches (sans impregnation) de 0,1 - 1 mm

- Galène Dans la première étape de l'exploitation elle a eu une importance primordiale. Tandis qu'en profondeur la teneur en Pb est environ de 0,15 % dans le filon principal dans le filon du fluor elle atteint 2,8 %. Elle existe sous forme de petits nids en remplissant les interstices de la blende et de la pyrite.

a) Secondaire :

- Bornite : elle est représentée, on la trouve sous forme de minces veinules.

- chalcosine : forme des amas compacts.

- Malachite azurite : forment de petits nids dans le creux des minéraux métallifères secondaires.

- Smithsonite : Produit d'oxydation de la blende.

STRUCTURES ET TEXTURES DU MINERAI

-Structure mouchetée : la plus répandue, caractérisée par la pyrite, chalcopyrite, Blende et galène.

-Structure massive : type de la blende, galène, pyrite,

-Rubannées et en réseaux

-Textures d'émulsion : caractérise la blende.

-Texture de corrosion : elle se forme lorsqu'un minéral pénètre dans un autre.

ZONALITE :

Valable surtout pour le filon principal. La répartition des sulfures dans le sens de la direction et dans le sens du pendage est irrégulière.

Dans les colonnes du centre et de l'Est on trouve une plus riche minéralisation en cuivre dans le toit du filon, tandis que dans la partie centrale la minéralisation est moins riche. Très souvent la plus riche minéralisation de **Pyrite** et blende occupe la partie centrale, tandis que vers les épontes est déposée la **Chalcopyrite**.

Dans le sens de la direction on constate que dans le secteur Est on trouve une minéralisation en pyrite en comparaison avec le secteur Ouest.

Dans le sens du plongement : dans les niveaux supérieurs c'est la minéralisation de Pb qui prédomine.

Les résultats nous font voir que dans la colonne de l'Ouest en profondeur la teneur en Pb - Zn diminue tandis que la teneur en cuivre augmente.

Constitution Chimique du Minerai .

Le minerai est surtout de la pyrite et des minéraux de cuivre .

Cu : 2,46 % Pyrite 17,61 %

En plus des principaux composants Pb -Zn pyrite cuivre.

On trouve des éléments tels que antimoine, bismuth, tungstène, cadmium.

	As	Cd	Ag(gr/t)	au (gr/t)
Filon principal	0,26	0,008	66	0,182
Filon faille	1,15	0,09	35	0,183
Filon fluor	0,575	0,0032	104	0,22
Filon mur	0,28	0,005	42	0,2

densité

Filon Principal	3,18
Filon faille	3,52
Filon Fluor	4,15
Filon mur	3,47
Filon Cuivre	3,22

GENESE DU GISEMENT

Le gisement est lié aux mouvements tectoniques récents sans doute du miocène. La minéralisation a un caractère post-magmatique. D'après les constituants minéralogiques et d'après le caractère des modifications dues à la minéralisation, le gisement est du type mésothermal.

HYDROGEOLOGIE DU GISEMENT

Le gisement est constitué par des sédiments de l'Éocène supérieur, représentés par des schistes faiblement cristallisés et des argilites. La tectonique assez mouvementée et le processus d'altération ont contribué à ce que les roches sont fissurées dans une forte mesure.

La fissuration est plus grande dans les grés et dans les conglomérats et moins forte dans les argilites, les pellicules gréseuses et dans les schistes qui se comportent comme des matériaux plastiques.

Les roches sont fissurées d'une manière intensive jusqu'à une profondeur de 50-80 m. A une plus grande profondeur des fissures se perdent petit à petit et sont remplies par une masse de roches broyées et par l'argile.

La fissuration des sables et des conglomérats de Numidie joue un rôle très important dans leur débit.

En ce qui concerne les données pour le débit d'eau, elles sont assez contradictoires et ne peuvent servir de base au calcul de l'exhaure.

Le rapport d'un ingénieur mentionne un débit de 50 m³/j pour la colonne de l'Ouest et pour la colonne de l'Est et du centre un débit de 23 m³/j d'après d'autres mesures faites à l'entrée du T.B. le débit moyen serait de 0,55 l/s.

Pour une connaissance plus précise des venues dans la mine, il est souhaitable que l'on fasse des sondages, déterminer la position du niveau hydrostatique de l'eau. De même qu'avant de commencer le fonçage du puits on peut faire un sondage près de celui-ci et déterminer les venues d'eau possibles, si elles seront importantes on procédera à l'exécution de deux sondages autour du puits et procéder à l'assèchement de la zone.

EVALUATION DES RESERVES DE MINERAI

Les réseaux de sondages effectués à ce stade de la prospection préliminaire sauf de rares exceptions n'assura pas la véracité exigée pour le tonnage du minerai des catégories C_1 (certaines) et C_2 (Probables).

Le gisement est classé dans la catégorie de gisement filonien avec un pendage de 60° . La puissance du gîte et de la répartition des composants utiles sont irrégulières.

En profondeur le gisement n'a été prospecté qu'au moyen de sondages qu'on été disposés en un réseau de mailles peu serrées, il n'y a que le secteur sous les colonnes du centre et de l'Ouest qui possède un réseau de sondage à mailles plus serrées. En résultat de tout cela la véracité des réserves calculées n'est pas partout la même.

Il est à signaler que les réserves au dessus du niveau 10 ont été épuisées et que l'évaluation des réserves d'après la prospection porte sur une zone allant du niveau 10 (+ 30,5) à la cote (-259).

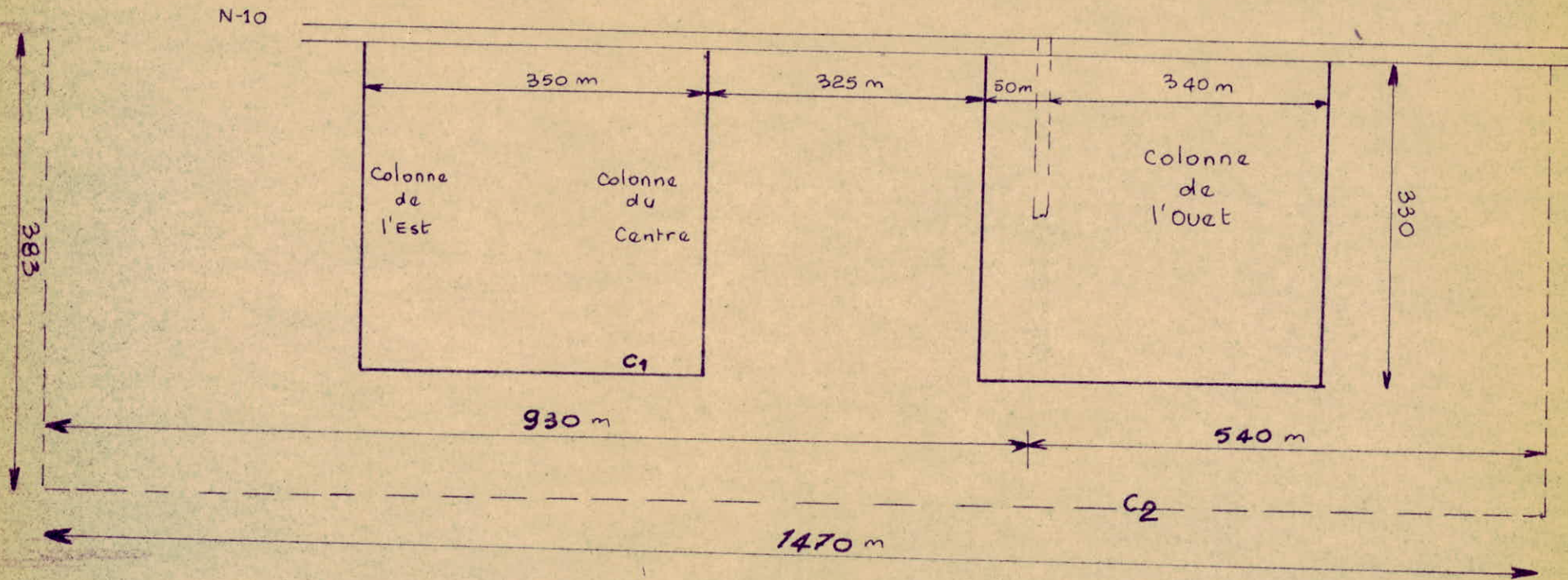
Les réserves dans le filon principal sous le 10^e niveau dans la catégorie C_1 sont de 568 900 t et dans la catégorie C_2 de 715 500 t.

Les réserves énumérées ont été présentées par la Société "Technoexport" qui avait été chargée de les déterminer.

Les caractéristiques de la méthode d'évaluation et les conditions d'utilisation sont les suivantes.

- a) la puissance minimum d'exploitation est de 0,8 m
- b) la teneur minimum des échantillons en cuivre est de 1 %
- c) la teneur minimum conventionnelle en zinc est de 3 %
- d) les intervalles sans minéralisation d'une puissance de moins de 1 mètre sont compris dans le gîte.
- e) Les intervalles sans minéralisation qu'ont plus de 1 m de puissance sont exclus de l'évaluation au moyen d'un coefficient de minéralisation.

dimensions et position
des catégories de réserves
C₁ ; C₂



Calcul des puissances moyennes et des teneurs moyennes en composants utiles.

D'après les résultats des sondages la puissance de gîte est donnée par la formule $M = L \cos [\beta - (90^\circ - \alpha)]$

la puissance horizontale $M_1 = \frac{M}{\sin \alpha}$ et la puissance horizontale avec correction azimutale d'après la formule azimutale d'après la formule

$$M'_1 = M_1 \cos \gamma \quad \text{où}$$

M : puissance réelle du gîte

M_1 : puissance horizontale du gîte

M'_1 : puissance horizontale avec correction azimutale.

L : longueur du gîte mesurée sur l'axe du sondage

α : angle d'inclinaison du gîte dans le point de recouplement avec le sondage.

β : angle de zenith du sondage au moment du recouplement avec le gîte.

γ : angle formé par l'azimut du sondage et l'azimut de plongement du gîte métallifère.

La puissance moyenne des blocs a été calculée par la moyenne arithmétique. la puissance moyenne des réserves de catégorie C_1 et C_2 a été obtenue en divisant le volume par la surface. La teneur moyenne a été calculée comme suit :

$$C_m = \frac{C_1 m_1 + C_2 m_2 + \dots + C_n m_n}{m_1 + m_2 + \dots + m_n}$$

C_m : teneur moyenne de la section échantillonnée

C_1, C_2, \dots, C_n teneur dans différents échantillons

m_1, m_2, \dots somme des puissances échantillonnées des différents sondages

La teneur moyenne pour les principaux composants

$$C_m = \frac{C_1 m_1 + C_2 m_2 + \dots}{m_1 + m_2 + \dots} \quad C_m = \text{teneur moyenne pour le bloc.}$$

C_1, \dots teneur moyenne dans différentes sections de sondages.

m_1, m_2, \dots somme des puissances échantillonnées des différents sondages.

lonnées des différents sondages.

Nom du filon n° du bloc	Surface m ²	Coeffi cient de minéra lisation	Surface rectifiée	Puissan ce moyen ne.	Volume	Poids volumique	Minerai	Teneur en %			Métal			
								Cu	Zn	Pb	Cu	Zn	Pb	
<u>Filon principale.</u>														
Bloc I	307 168	0,9	276 451	1,68	464 437	3,00	1.393 311	2,3	0,61	0,15	32046	8499	2090	
<u>Filon de Faille</u>														
B II	16 200	0,6	9 720	1,81	17593	3,00	52.779	1,99	0,09	0,001	1050	47		
B III	16 520	0,6	9 912	1,49	14768	3,00	44.304	2,96	0,52	0,16	1134	230	70	
B III	4 900	0,6	2 940	0,82	2410	3,00	7230	1,38	0,06	0,01	99	4		
Total	37 620	0,6	22 572	1,54	34771	3,00	104313	2,19	0,27	0,07	2283	281	70	
Minerai zn Pb B V	1225	0,6	735	0,31	228	3,0	684	0,09	4,81	2,56		23	17	
<u>Filon du Filon</u>														
Bloc VI	21000	0,6	12600	0,43	54 18	3,00	16 254	0,06	5,36	2,66	10	871	432	
<u>Filon du Mur</u>														
B VII	4 3820	0,6	26292	0,46	12094	3,00	36 282	2,01	0,4	0,06	729	145	22	
<u>Filon du Cu</u>														
B VIII	4900	0,6	2940	1,71	5027	3,00	15081	1,68	0,08	0,03	253	12		
<u>Minerai de Cu</u> au dessus de 2,2%	344788	0,87	299022	1,57	499208	3,00	1.49764	2,29	0,59	0,14	34 329	87 20	2160	
au dessous de 2,2 %	48720	0,6	29232	0,59	17121	3,00	51363	1,91	0,30	0,04	982	157	22	
<u>Minerai de pb zn</u>	21000	0,6	12600	0,43	5418	3,00	16254	0,06	5,36	2,66	10	871	432	

La méthode a été choisie car on a remarqué une relation entre la puissance et la teneur en cuivre. La teneur moyenne pour les différents gîtes ainsi que pour le gisement a été obtenue en divisant la quantité du métal par la quantité de minerai. La densité du minerai est de 3,1. La séparation de tous les secteurs sans minéralisation a été impossible à cause du manque de données.

PROSPECTION ENCORE DEMANDÉE

On remarquera que la majorité des sondages ont été effectués dans les colonnes de l'Est du centre et de l'Ouest et que de plus ils n'ont pas atteint la fin du gisement.

Il est souhaitable de procéder à une nouvelle prospection en implantant des sondages dans la zone centrale entre la colonne du centre et de l'Ouest (comme indiqué sur la carte) un sondage doit atteindre le filon au niveau I4 et deux autres en profondeur. Une meilleure connaissance de cette partie permettra peut être d'augmenter les réserves exploitables.

On peut prévoir aussi un sondage pilote à l'Est et deux autres à l'Ouest aux limites du gisement. On effectuera de même des sondages à partir du I0e niveau vers le I'e niveau. On pourra prévoir dans ce cas deux sondages dans la zone centrale.

4. ETAT ACTUEL :

Après l'intérêt qu'a pu présenter la mine, sous l'égide de la SONAREM deux sociétés Bulgares sont en place depuis Octobre 1969.

La société Technoexport-Minstroï se charge de la remise en état de la mine. Elle procède au dénoyage du puits et des anciens travaux, à l'aménagement de la recette au niveau IO, au fonçage de 100 m de puits, à la remise en état des niveaux existants ainsi qu'au prélèvement d'un échantillon représentatif pour les essais industriels. La Société Technoexport se charge elle de faire 6 sondages dans la partie Est et Ouest. On prévoit d'effectuer encore d'autres sondages dans l'avenir.

ANCIENS OUVRAGES

La galerie principale "Ste Barbe" (T.B) longue de 1210 m ouvre le gisement en venant du Nord.

Depuis l'orifice situé à la cote + 18,5 m elle monte en pente légère jusqu'à 3 + 33,5 m (sa pente est sensiblement de 10°) pour atteindre le filon principal.

Sa section est d'environ 3,5 m² avec un fond large de 1,9 m en brique et a servi de galerie d'écoulement et d'extraction. Elle a été remise en état au cours de l'année 1967 et est maintenant praticable sur toute sa longueur.

-Le travers banc aboutit à la galerie du IOe niveau qui elle aussi est déjà praticable en partie (Octobre 1967) mais semble s'être éboulée après quelques dizaines de mètres ce qui a entraîné sa fermeture à l'Est et à l'Ouest du contour du puit.

-Peu avant l'embouchure du T.B. un contour par de celui-ci et aboutit à la galerie du niveau IO ; dans ce contour se trouve le puits "Ste Barbe", qui relie le niveau IO au niveau I6 situé à 120 m plus bas.

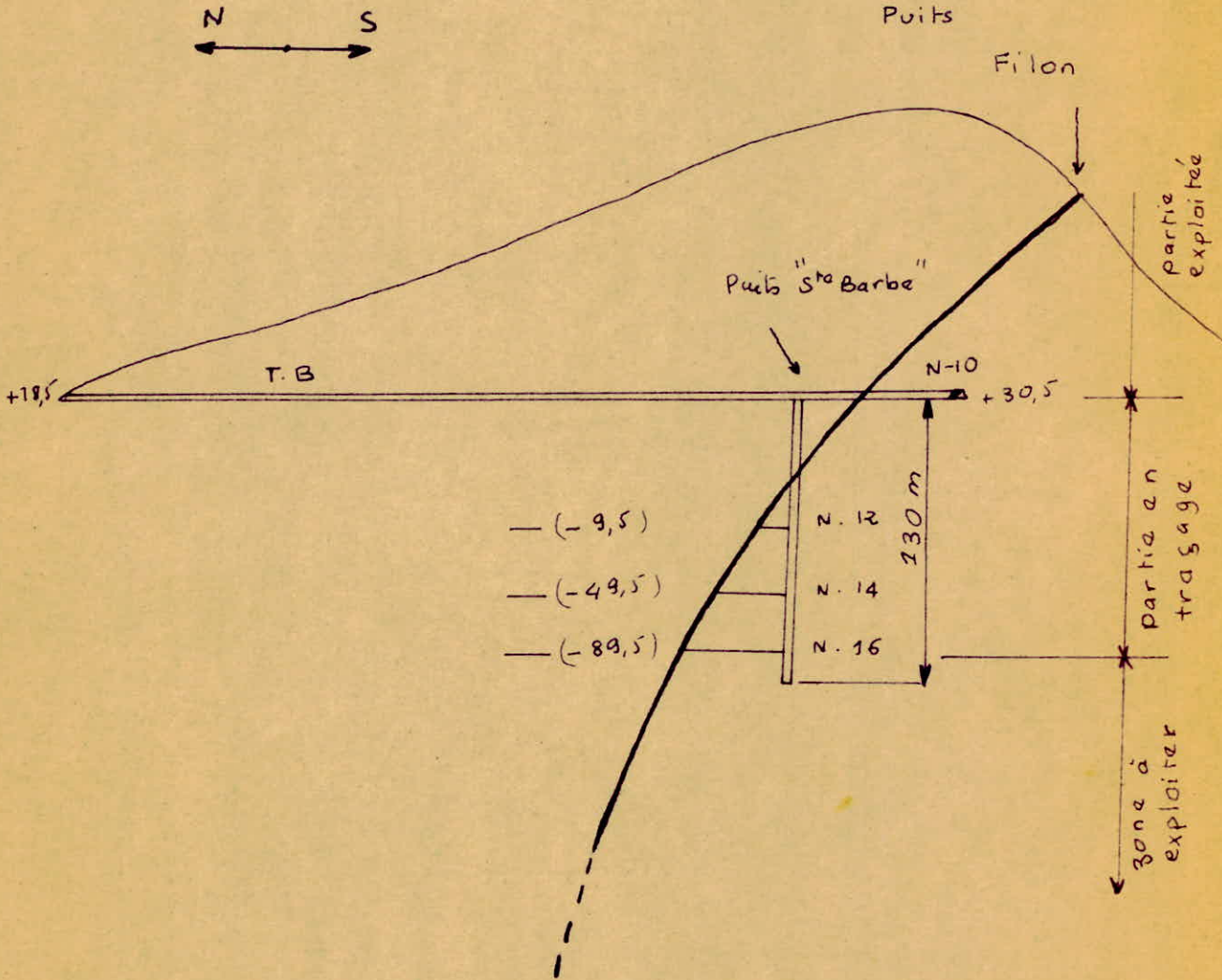
-Une cheminée dite " des fumées") relie le niveau IO à la surface en passant par les anciens travaux. Sa hauteur est d'environ 200 m. Elle a été remise en état et équipée en surface d'un ventilateur aspirant de 8,5 Kw, 180 mm, 240 m³/m n.

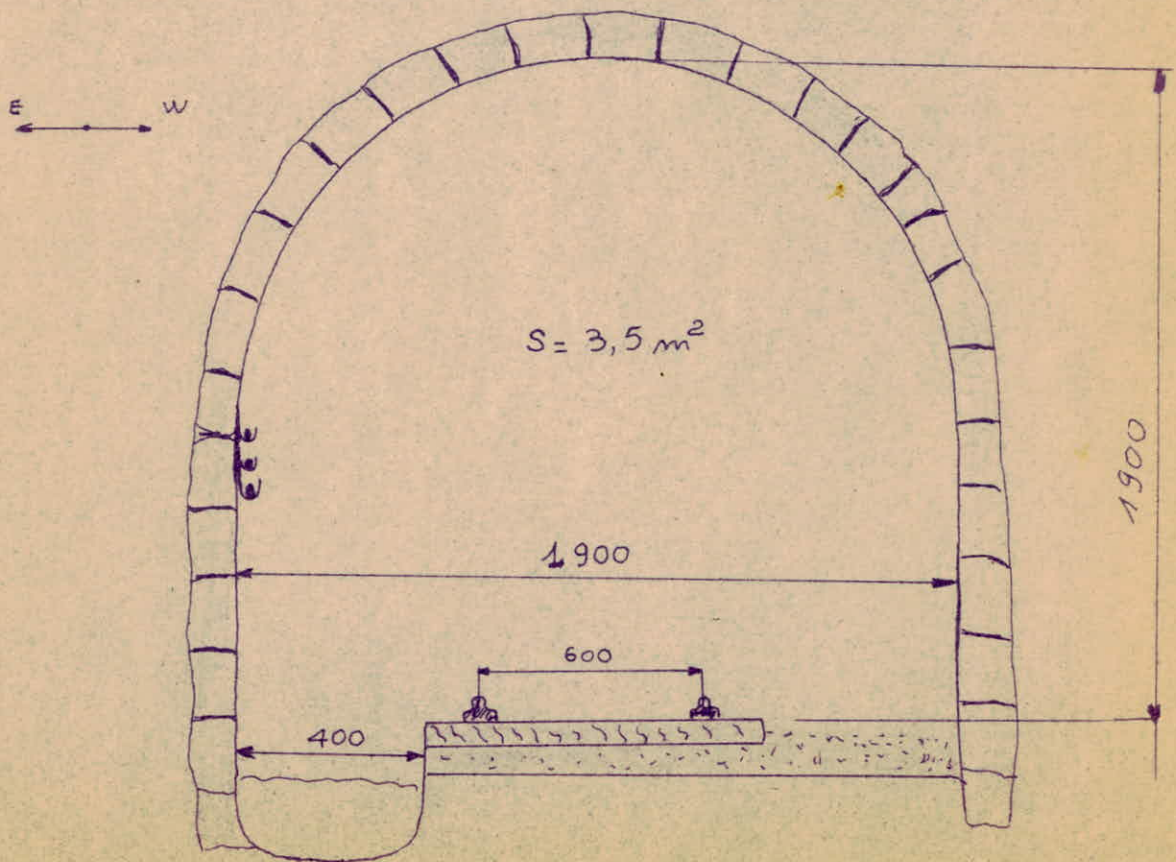
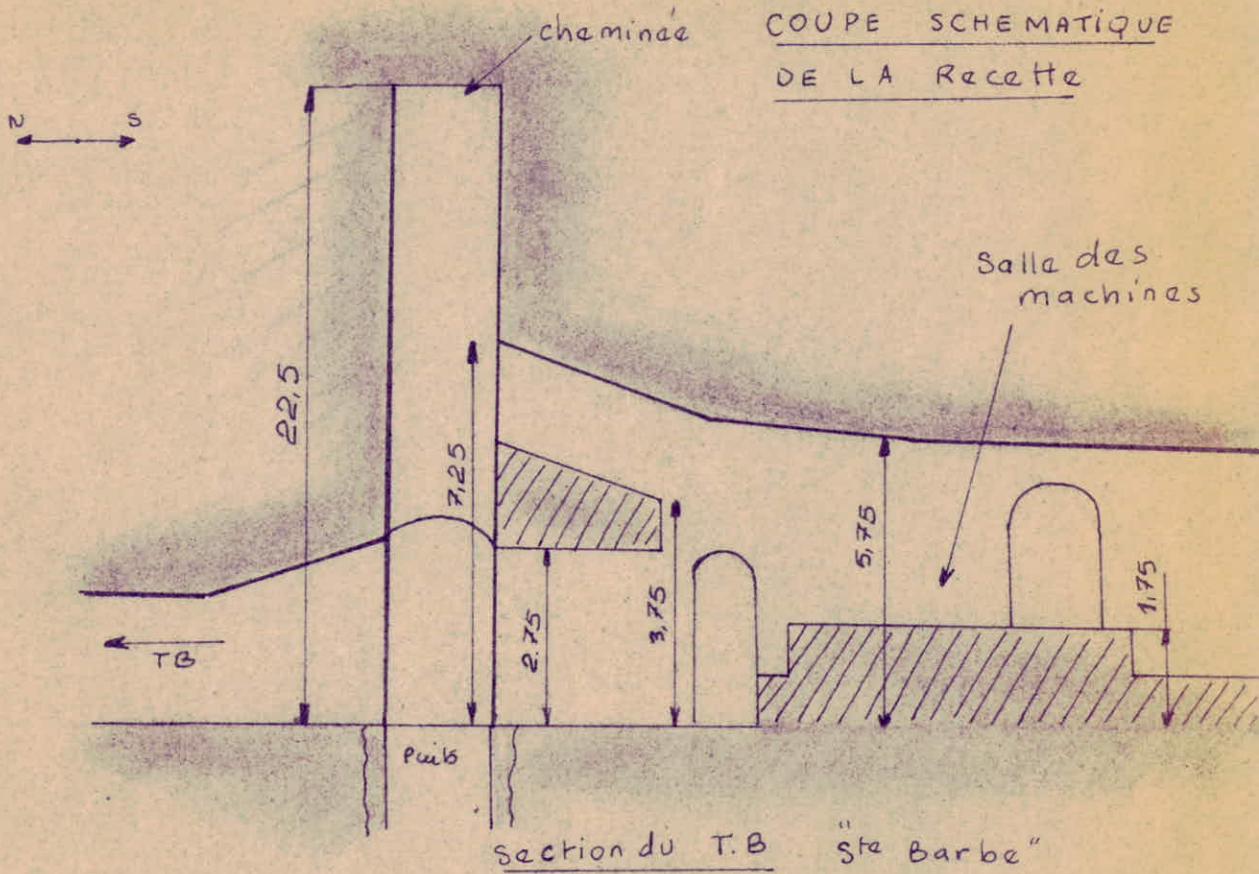
-Le puits "Ste Barbe" a un diamètre de 2,71 m il est fait en briques et en pierres, il a une profondeur de 130 m et n'est pas équipé. Il relie le niveau IO, au niveau I2 à 40 m plus bas, au niveau I4 à 80 m plus bas et au niveau I6 à 120 m plus bas.

-au niveau I2 une galerie d'environ 6,5 m² de section a été percée en direction sur une longueur de 190 m à l'Ouest ce qui a permis d'exploiter en partie la zone. Cette galerie est reliée au puits par un T.B. de 15 m.

COUPE SCHEMATIQUE

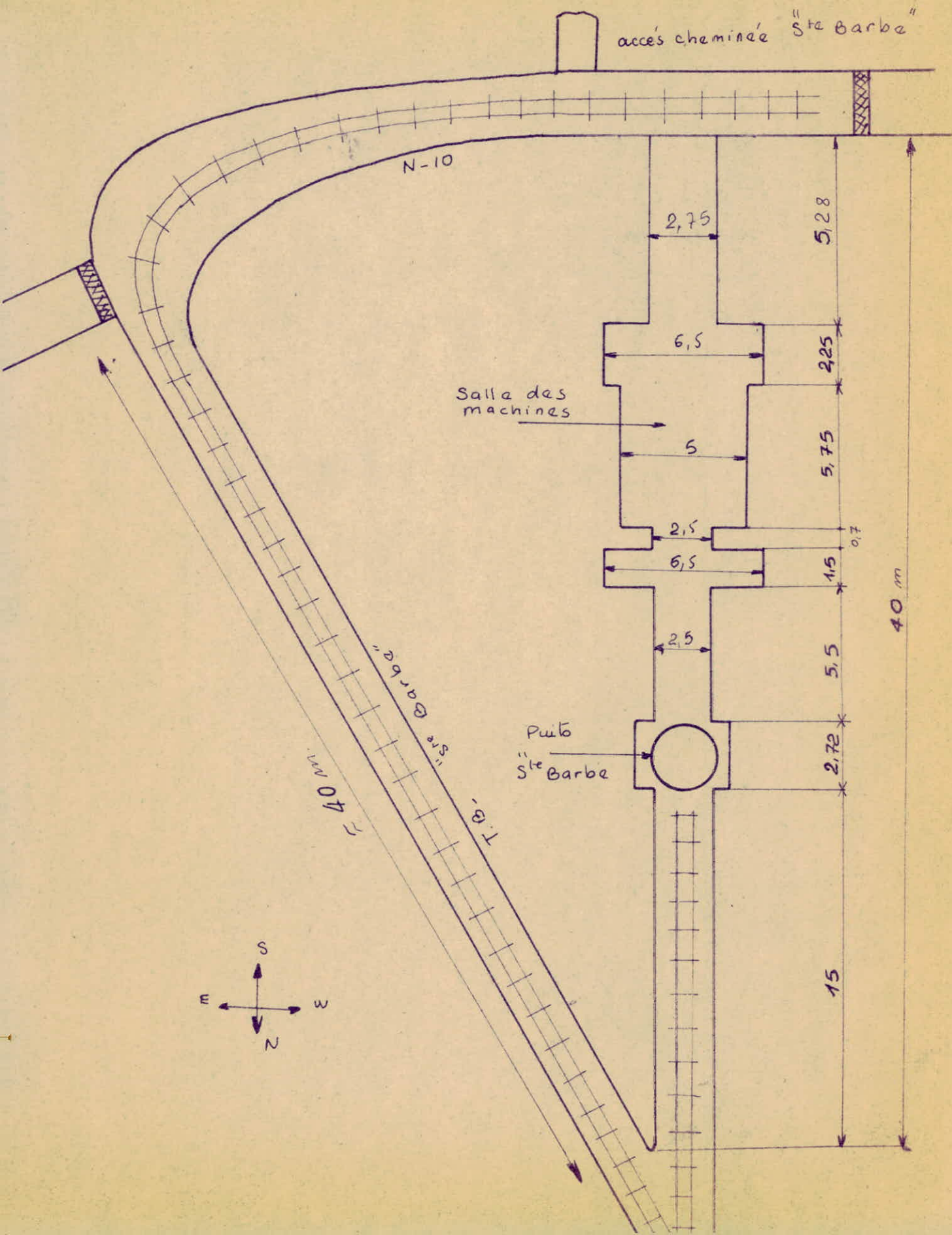
De la position du Filon
T. B
Puits





RECETTE

Ech 1/20



-au niveau I4 une galerie de 185 m en direction de l'Ouest et de 165 m en direction de l'Est. La zone a été partiellement exploitée. Elle est reliée au puits par un T.B. de 45 m.

-au niveau I6 une galerie en direction de l'Ouest longe le filon sur 75 m. Elle est reliée au puits par un T.B. de 64 m.

L'état de ces anciens travaux de découpage ne peut être connu qu'après le dénoyage définitif.

Le dénoyage définitif du puits a débuté le 10 Décembre 1969 à l'aide d'une pompe à air comprimé. Avec ce procédé on a pu dénoyer jusqu'à une profondeur de 63 m. Profondeur à laquelle le débit est devenu presque nul. Après un arrêt de 1 mois le dénoyage a repris à l'aide d'une pompe électrique horizontale sur la plate forme de fonçage du puits. La pompe a une puissance de 40 Kw et un débit de 30 m³/h. Le dénoyage devait se terminer le mois de Mars mais après l'arrêt imprévu on pense le terminer au début du mois de Mai.

Après cela commenceront les travaux de fonçage du puits sur une profondeur de 100 m. Toutes les installations nécessaires sont sur place et en état de marche.

La machine d'extraction a une puissance de 125 Kw le diamètre du câble de 25,1 mm. Le treuil de la plate forme de sécurité a une puissance de 20 Kw.

Le cufard a un volume de 0,75 m³ et un poids de 300 kg. L'infrastructure est actuellement faible. La mine possède un atelier garage - un magasin et un bureau le tout d'un volume d'environ 600 m³. Il existe de même une forge utilisable.

Matériel existant à la mine.

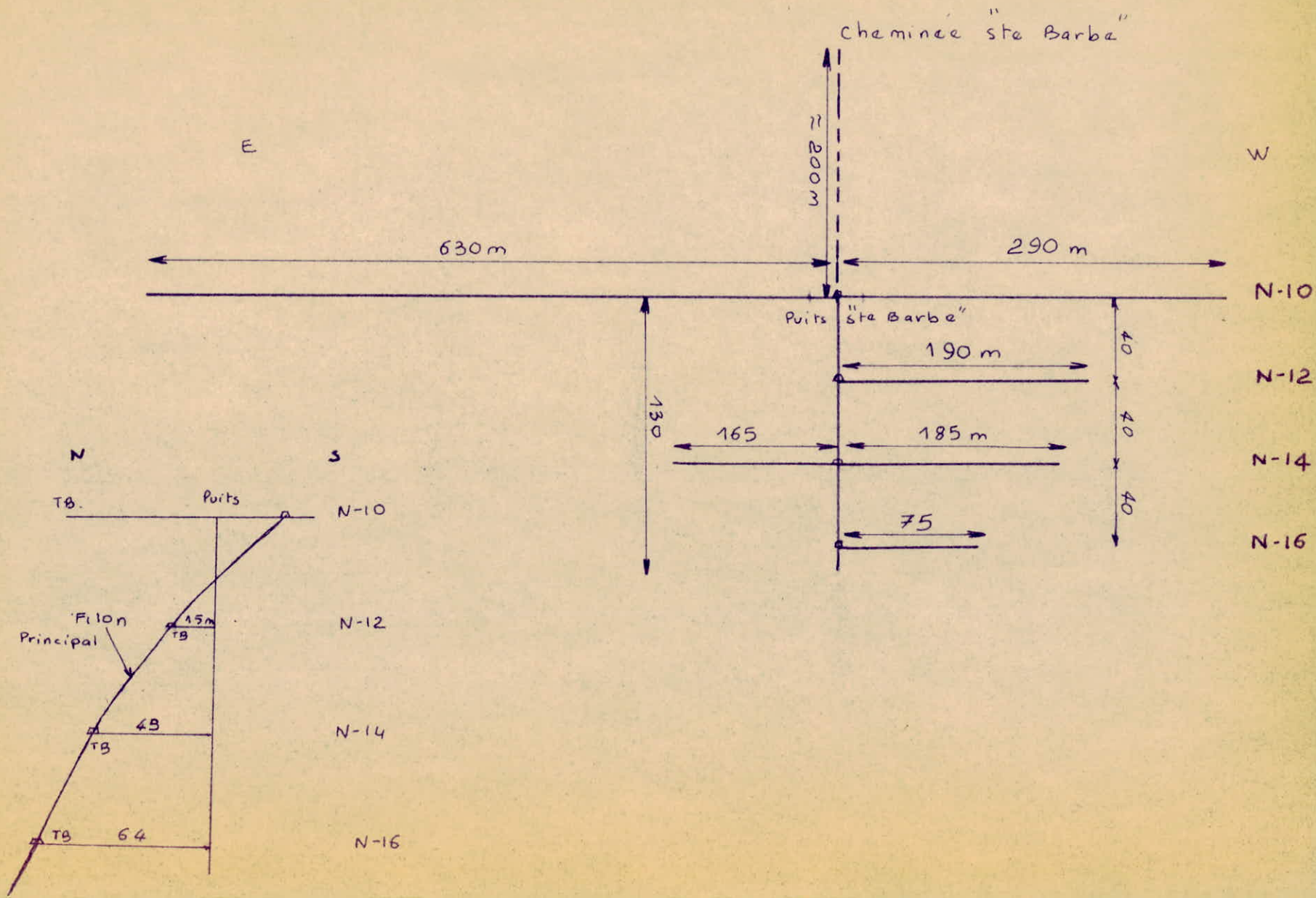
Il faut dire que celui ci permettait seulement à la mine de garder une certaine activité après 1965.

On trouve un ventilateur à l'entrée du T.B. d'une puissance de 9,5 kw un débit de 180 m³/n. Un groupe de 99 kw (380-500 volt).

Un vieux compresseur dont les caractéristiques ne sont pas connues.

Un transformateur récemment installé par la SONELGAZ, d'une puissance de 250 k v A transforme la tension de 30000 V à 380 v.

Etat actuel de la mine



5. DIRECTIVES DE L'EXPLOITATION

Pour aborder les niveaux inférieurs il est utile de foncer encore le puits existant d'une profondeur de 265 m. Il est préférables dans les cas de ce puits de petit diamètre et vue les faibles réserves, de le foncer complètement sur la longueur indiquée avant l'exploitation.

Au stade actuel de connaissance du gisement nous utiliserons les ouvrages qui existent tels le travers banc "Ste Barbe" et le puit approfondi et équipé au fur et à mesure que l'exploitation descend. Si d'autres réserves sont découvertes par la suite on pourra envisager dans ce cas le fonçage d'un nouveau puits de plus grand diamètre. Des travaux de recherches complémentaires sont nécessaires entre autre dans la zone centrale entre la colonne du centre^{et} de l'Ouest, on pourra prévoir trois sondages, De même que des sondages peuvent être effectués en profondeur dans la zone Est et Ouest. Pour la mise en marche de la future exploitations on doit considérer que toutes les réserves au dessus du 10e niveau on été épuisées. ^{Les recherches ont permis de} ~~décélés~~ des réserves exploitables que dans le filon principal qui seul retiendra notre attention pour ce qui est de l'intérêt de mise en marche. Sur la base des réserves exploitables soient 1.253 799 tonnes et en tenant compte d'une existence minimum de 10 ans pour la mine, la capacité journalière d'extraction sera d'environ 500 tonnes de minerai Brut. Cela peut se justifier du point de vue économique par le coût des travaux d'infrastructures (fonçage du puits, équipement et usine de traitement) le choix d'une hauteur d'étage de 100 m est valable dans ce cas de gisement. Le niveau I4 existant sera le premier niveau principal.

Les travaux préparatoires pour la remise en état du niveau 10 par le percement de deux cheminées de retour d'air dont l'une à l'Est et l'autre à l'Ouest. Pour commencer l'exploitation la préparation de deux niveaux est nécessaire, le niveau I4 et le niveau I8 delimitant un étage, ainsi qu'un sous niveau dévisant l'étage en deux sous-étages, des cheminées réparties uniformément en direction relient un niveau principal à un sous niveau, elles serviront au remblayage et à l'évacuation du minerai. Les travaux d'exploitation débuteront dans le sous-étage supérieur, ils avanceront en rabattant et en chassant par rapport au puits. Certaines chambres seront mises en exploitation dans les colonnes minéralisées formant la catégorie des réserves certaines et d'autres dans la catégorie des réserves probables.

La mise en marche et d'un intérêt certain compte tenu des réserves exploitables soit 1.253 799 en adoptant ainsi une production journalière de 500 tonnes la production annuelle sera de 140.000 tonnes. L'élément le plus important étant le cuivre sa teneur dans le gisement est de 2,33 % d'autres éléments existent tels le zinc et la pyrite dont la valeur est moindre par rapport à celle du cuivre.

Les essais de concentration au laboratoire sont différents les uns des autres, les essais industriels n'ayant pas eu lieu jusqu'ici, les analyses économiques seront basées sur les résultats des essais au laboratoire fournis par la société Krupp Technoexport le tonnage métal cuivre dans le 1er cas est de 26 776,4 tonnes dans le 2e cas il est de 27 752,8 tonnes.

L'analyse économique tient compte de la valeur des produits tels le cuivre, le zinc le plomb, la pyrite (15 % des réserves) et l'argent, des ventes des différents concentrés on obtient la valeur par tonne de tout venant de 125,12 DA dans le cas de l'analyse krupp et de 127,37 DA dans le cas de l'analyse Technoexport

6. REMISE DE LA MINE EN ETAT D'EXPLOITATION

(dénoyage)

Directives techniques de dénoyage :

Les anciens travaux et le puits sont complètement noyés. Il faut remarquer que les eaux à pomper sont assez acides et contiennent des produits corrosifs en suspension. Donc pour le choix de la pompe et des conduites nous serons orientés vers l'utilisation de pompe anti-acide et résistante à la corrosion. Les parties de la pompe soumises à l'action de l'eau seront en bronze acido-résistant ou en acier inoxydable.

De plus: étant donné que les anciens travaux ne sont pas connus nous adopterons pour le calcul du volume d'eau contenu, le volume total des anciens travaux et du puits soit environ 15.000 m³ qui est aussi le volume d'eau maximum. Il faut remarquer que d'après les essais effectués les venues d'eau seraient d'environ 7m³/h. La pompe doit être suspendue à un treuil afin que l'on puisse le faire descendre au fur et à mesure du dénoyage.

Analyse : de la première phase de dénoyage.

Si on choisit une pompe donnant un débit de 30 m³/h on pourra retirer 720m³/j Si on considère les venues d'eau journalières qui sont de 168 m³ on retirera donc par jour 720 - 168 = 552 m³ de l'eau emmagasinée le temps de dénoyage sera de :

$$\frac{1500}{552} \approx 30 \text{ jours (1 mois)}$$

Compte tenu des arrêts imprévus ou des avaries qui pourraient se produire on peut penser terminer le dénoyage en 45 jours.

Caractéristiques

-diamètre du tuyau de refoulement 75 m m
-vitesse de refoulement 1,89 m/s
-diamètre du tuyau d'aspiration 100 m m.

$$\begin{aligned} \text{-vitesse d'aspiration } V_a &= \frac{4 Q}{3600 \cdot 3,14 d^2} \\ V_a &= \frac{4 \cdot 30}{3600 \cdot 3,14 (0,1)^2} = 1,66 \text{ m/s} \end{aligned}$$

CALCUL DES PERTES DE CHARGES.

Conduite de refoulement :

$$\left(\gamma_1 + \gamma_2 + n \gamma_3 + n' \gamma_4 + \gamma_5 \right) \frac{Vr^2}{2g}$$

γ : coefficient de perte de charges

γ_1 pour la vitesse γ_3 dans les coudes

γ_2 pour le frottement γ_4 : et γ_5 dans la pompe

$$\left(1 + 0,03 \times \frac{146}{0,075} + 2 \times 0,3 + 2 \times 0,5 + 0,25 \right) \frac{1,89^2}{2 \cdot 9,81} = 20 \text{ m}$$

Conduite d'aspiration : $\left(\gamma_1 + \gamma_2 + \gamma_3 \right) \frac{V_a^2}{2g}$

$$\left(1 + 0,03 \times \frac{6}{0,1} + 0,3 \right) \frac{1,06^2}{2 \cdot 9,81} = 0,17 \text{ m.}$$

$$H = h + h_a + h_r + I + 6 = 124 + 20 + 0,17 + 1 + 6$$

$$= 152 \text{ m}$$

Puissance de la pompe

$$P = \frac{Q \cdot H}{3600 \cdot 102 \cdot \eta} = \frac{30 \times 152 \times 1000}{3600 \times 102 \times 0,65} = 19,5 \text{ KW}$$

Puissance du moteur

$$1,15 \times 19,5 = 22,5 \text{ KW}$$

Consommation d'énergie

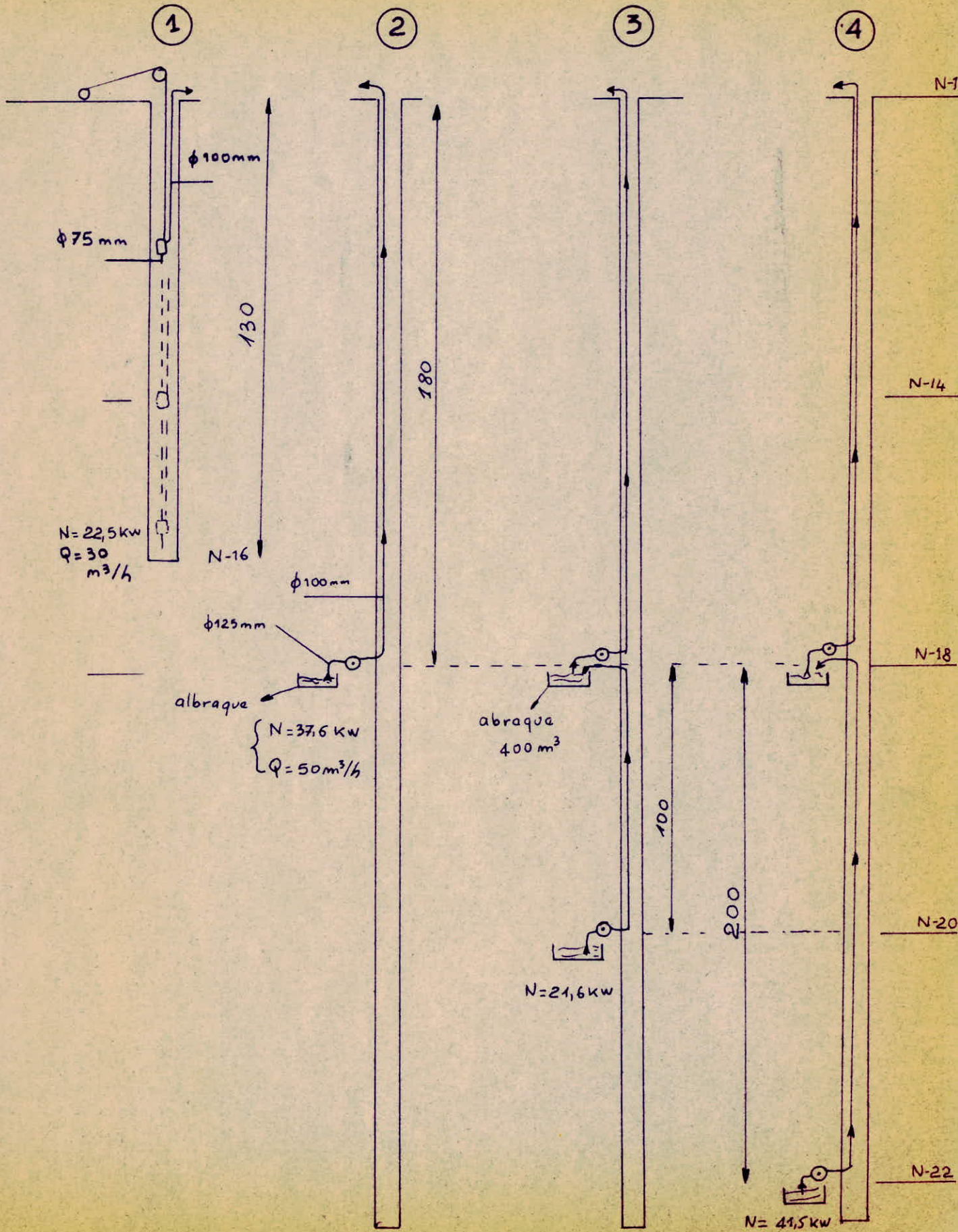
$$\frac{22,5 \times 24 \times 28}{0,9 \times 0,95} = 17 \text{ 700 KW h}$$

CARACTERISTIQUES DU DENOYAGE.

Débit de la pompe (M3/h)	Ventes Volume d'eau (m3)	Volume d'eau (m3/h)	Volume total m3	Durée du dénoyage théorique	Durée du dénoyage pratique	diamètre refoulement (mm)	diamètre aspiration (mm)	Vitesse refoulement (m/s)	Vitesse d'aspiration (m/s)
30	15000	7	19700	28 J	45 J	75	100	1,89	1,06
Pertes de charges conduite de refoulement (m)	Pertes de charges aspiration (m)	hauteur de refoulement (m)	hauteur d'aspiration (m)	hauteur totale (m)	puissance pompe (KW)	Puissance moteur (KW)	Energie consommée (Kwh)	Depenses (DA)	
20	0,17	125	6	152	19,5	22,5	17700	2655	

En réalité la consommation d'énergie sera beaucoup plus faible puisque le dénoyage n'a pas lieu à une profondeur fixe.

PHASES de dénoyage



ANALYSE DES AUTRES PHASES DE DÉNOYAGE
EN COURS D'EXPLOITATION

Etant donné que nous avons peu de renseignements sur les venues d'eau en profondeur nous nous occuperons de prendre 20 m³/h.

Marche de l'exhaure ;

Pour diminuer les fortes pointes de consommation d'énergie le dénoyage aura lieu seulement au troisième poste et les interpostes soit sur une durée d'environ 11 heures par jour.

Les albraques doivent avoir une contenance supérieure à 13 heures de venues d'eau.

$$\text{d'où } 13 \times 20 = 260 \text{ m}^3$$

on prend 50 % de réserves ce qui donne un albraque de volume 400 m³.

Les venues d'eau sont de

$$20 \times 24 = 480 \text{ m}^3/\text{j}$$

Donc le pompage en 11 h donne un débit pour la pompe d'au moins 480 = 44 m³/h

11

On choisira une pompe de 50 m³/h ce qui donne une marge de sécurité dans le cas de grandes venues d'eau.

Analyse de la 2e phase de dénoyage :

- du niveau I8 au niveau I0 sur une hauteur de 180 m
- diamètre de refoulement 100 mm
- vitesse de refoulement 1,75 m/s
- diamètre d'aspiration :

$$Ca = 4 \cdot \frac{Q}{3600 \cdot d^2}$$

$$Ca = \frac{4 \times 50}{3600 \times 3,14 \times (0,125)^2} = 1,135 \text{ m/s}$$

Pertes de charges dans les conduites :

-conduite de refoulement

$$(\gamma_1 + \gamma_2 + n \gamma_3 + n' \gamma_4 + \gamma_5) \frac{V_r^2}{2g}$$

$$\gamma_2 = \alpha \frac{L_r}{d_r}$$

$\alpha = 0,03$ n nombre de coudes

L_r = longueur

d_r = diamètre

$$\gamma_1 = 1$$

$$\gamma_3 = 0,3$$

$$\gamma_4 = 0,5$$

$$\gamma_5 = 0,25$$

$$\left(1 + 0,03 \frac{\times 180}{0,1} + 3 \times 0,3 + 2 \times 0,5 + 0,25 \right) \frac{1,75^2}{2 \times 9,81} = 8,95 \text{ m}$$

Conduite d'aspiration :

$$\left(1 + 0,03 \frac{5}{0,125} + 0,3 \right) \times \frac{1,135^2}{2 \times 9,81} = 0,164 \text{ m.}$$

$$H = 180 + 8,95 + 0,164 + 5 + 1 = 195,14 \text{ m} = \underline{196 \text{ m}}$$

La puissance de la pompe : sera de :

$$P = \frac{Q \cdot H}{3600 \cdot 10^2 \cdot \eta} = \frac{50 \times 196 \times 1000}{3600 \times 10^2 \times 0,85} = 31,4 \text{ KW}$$

Puissance du moteur

$$1,2 \times 31,4 = \underline{37,6 \text{ KW}}$$

Consommation d'énergie :

$$\frac{37,6 \times 11}{0,9 \times 0,95} = 437 \text{ KW h}$$

ETUDE DE LA 3e PHASE DE DENOYAGE.

Celle ci comprend deux stades

Un pompage du niveau 20 au niveau I8 et du niveau I8 au niveau IO.

Le débit étant le même que dans le cas étudié.

$$d_r = 100 \text{ mm} \quad d_a = 125 \text{ mm}$$

$$v_r = 1,75 \text{ m/s} \quad v_a = 1,135 \text{ m/s}$$

Un calcul analogue à celui de la 2e phase donne : pertes de charges dans la
conduite de ~~enfouissement~~ 5,18 m pertes de charges dans la
conduite d'aspiration 0,145 m.

Ce qui donne $H = 112 \text{ m}$

La puissance du moteur est de 21,6 KW La consommation d'énergie 715 KW h.

ETUDE DE LA 4e PHASE

Comprend deux stades pompage du niveau 22 au niveau I8 sur 200 m et du niveau
I8 au niveau IO.

Les caractéristiques étant les mêmes que précédemment.

Un calcul analogue donne

$$H = 216 \text{ m}$$

Puissance du moteur : 41,5 KW

Consommation d'énergie totale 972 KW h.

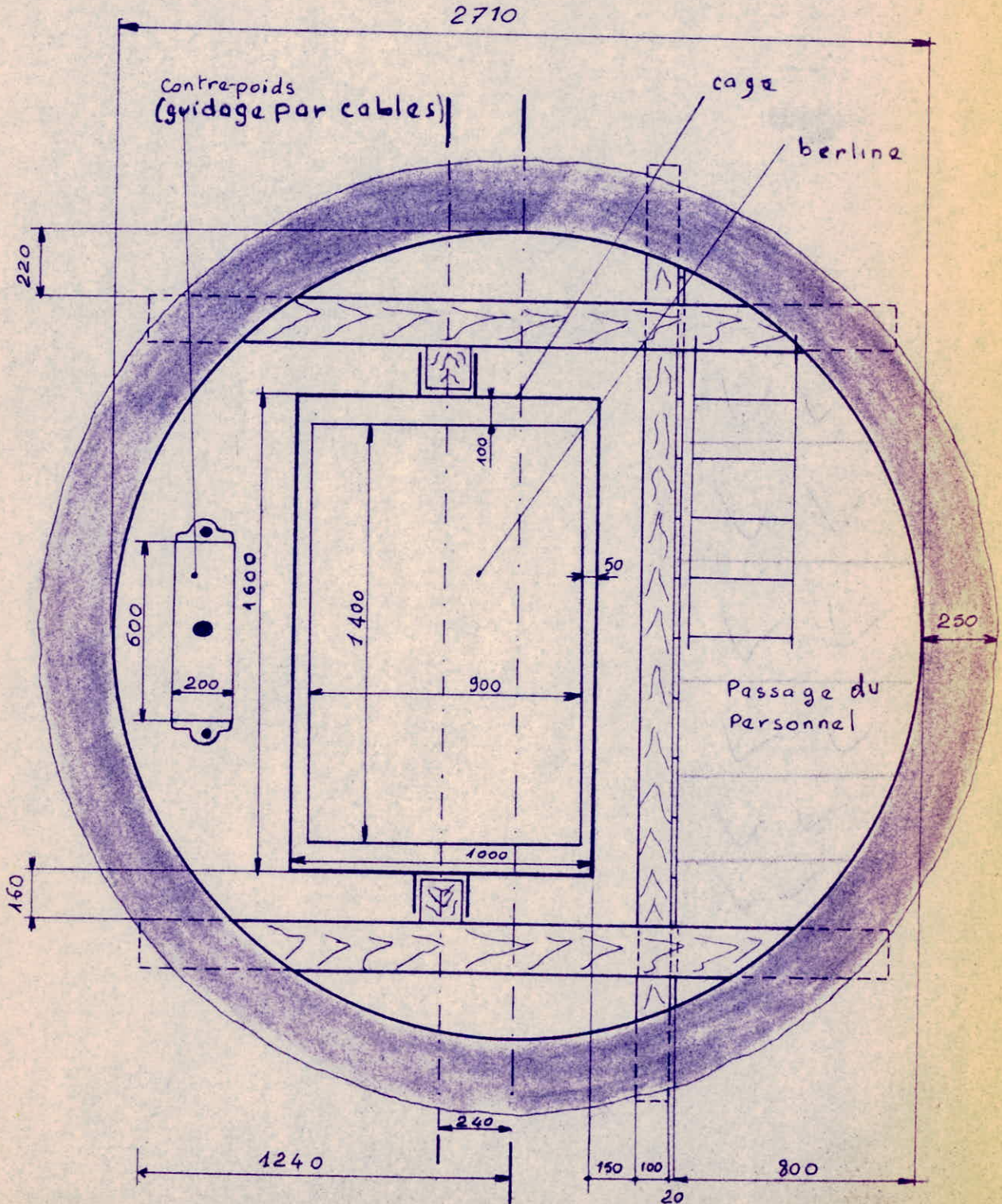
Equipement du puits



moises 150 x 150

$$S = 5,77 \text{ m}^2$$

Ech: 1/20



CHOIX DE LA MACHINE D'EXTRACTION

DETERMINATION DES PRINCIPALES CARACTERISTIQUES

Ayant vue que l'extraction doit être assurée par un puits déjà existant mais de faible diamètre soit 2,710 m la machine d'extraction qui doit l'équiper doit être en mesure d'assurer la production journalière de 500 tonnes. Nous voyons donc qu'il y a seront les difficultés que l'on rencontre pour l'installation d'une pareille machine.

Sur la base d'une production réelle $P_r = 500 \text{ t/j}$ le débit théorique de l'installation sera si on admet un coefficient d'irrégularité de l'extraction égale à 1,25

On admettra une durée de l'extraction égale à 10 heures d'où un rendement horaire de
 $R = \frac{500}{10} \times 1,25 = 62,5 \text{ tonne/heure}$

Détermination de la durée d'un cycle.

Calcul préliminaire : on prendra 6 secondes pour l'encagement et 4 secondes pour le déplacement de la cage.

Durée d'un cycle .

temps de cordée $T_c = 2,5 \sqrt{H}$ H profondeur du puit 380 m

$$t_c = 2,5 \sqrt{380} = 49 \text{ secondes}$$

La vitesse moyenne est de $\frac{380}{49} = 7,8 \text{ m/s.}$

On prendra une vitesse maximum égale à 0,8 V_m soit $V_{\text{max}} = 0,8 \times 7,8 = 10 \text{ m/s.}$

Etude préliminaire

Si on prend 20 secondes comme étant le temps d'encagement et de déplacement de la cage

Le temps d'un cycle sera de

$$T = 2 \times 20 + 2 \times 49 = 138 \text{ /seconde}$$

Le nombre de cycle par heure sera de

$$T_c = \frac{3600}{138} = 26 \text{ cycles}$$

Delà on déterminera la charge utile de la cage
 soit 62,5 = 2,41 tonnes
 d'après ce résultat on voit qu'il faut choisir une cage à deux étages .

d'où le calcul définitif en tenant compte du
 -temps d'encagement 6 secondes
 -déplacement de la cage 4 secondes

Durée d'un cycle

$$2 (6 + 4 + 6 * 49) = 130 \text{ secondes}$$

Si on prend un coefficient d'irrégularité de 0,8 on aura un cycle de durée sensiblement égale à 160 secondes.

d'où le nombre de cycles par heures

$$\frac{3600}{160} = 22 \text{ cycles}$$

160

Charge utile de la machine d'extraction

62,5 = 2,84 tonnes soit 1,42 t par wagons et par étage.

Si la densité du minerai est de 3,1 et le coefficient de foisonnement d'environ 2.

Le volume minimum des deux wagons sera de

$$\frac{2,84 \times 2}{3,1} = 1,834 \text{ m}^3$$

Soit 0,917 m³ par wagons, compte tenu du remplissage on peut choisir un wagon de 1m³

Rendement horaire	durée d'un cycle	Nb de cycles / heure	Nombre de berlines	Charge utile	volume d'un wagon.
t/h	s			t	m ³
62,5	160	22	2	2,84	1

DETERMINATION DES PRINCIPALES CARACTERISTIQUES

- On choisit des berlines de poids à vide de 600 kg
- la charge utile étant de 1,42 tonne
- Le poids à vide de la cage est déterminé de la façon suivante

$$\frac{\text{Poids de la cage} + \text{Poids utile des berlines vides}}{\text{charge utile}} = 1,3 - 1,7$$

On déduit cage vide 2,6 tonnes
 2 berlines vides 1,2 t
 charge utile 2,84 t

Etant donné le faible diamètre des puits et l'impossibilité d'installer deux cages, on utilisera une cage à deux étages et un contre poids sa masse est intermédiaire entre la cage vide et la cage pleine.

Cage pleine

$$2,84 + 1,2 + 2 \cdot 1,2 = 6,64 \text{ tonnes}$$

Cage vide (Poids mort)

$$2,6 + 1,2 = 3,8 \text{ t}$$

$$\text{d'où un contre poids de } \frac{6,64 + 3,8}{2} = 5,22 \text{ tonnes}$$

Détermination du câble

On utilise un fil de résistance égale à 140 kg/mm² soit 14 10⁷ kg/m²

- le poids par mètre de câble est donné par la formule

$$p = \frac{Q + Q_m}{m \gamma_0}$$

$$\frac{K_3}{m \gamma_0} - H_0$$

Q : charge utile 2,84 t

Q_m : poids mort 2,8 t

k_z = 14 10⁷ kg/m²

γ₀ = 10 000 kg/m³

H₀ = 380 m

Suivant le coefficient de sécurité m pouvant être égal à 8,9 et 10

$$\underline{m = 10}$$

on aura ;

$$P = \frac{2840 + 3800}{\frac{14 \cdot 10^7}{10 \cdot 10^4} - 380} = 6,5 \text{ Kg/m}$$

Pour $\underline{m = 8}$

$$P = 4,85 \text{ kg/m}$$

$m = 9$

$$P = 5,65 \text{ Kg/m}$$

On peut choisir un câble de 6 kg/m

Détermination du diamètre du câble.

Pratiquement il est égal à

$$\frac{P}{0,9} = S \text{ (section en cm}^2\text{)} \quad S = \frac{6}{0,9} = 6,67 \text{ cm}^2$$

D'où un diamètre de

$$D = \sqrt{\frac{4 \times 6,67}{3,14}} = 3,1 \text{ cm}$$

DETERMINATION DE LA PUISSANCE DE LA MACHINE

Pour étudier le mouvement de la cage et la puissance nécessaire, nous adopterons une vitesse maximum de 10 m/s. Si l'accélération est de 1 m/s² la durée de l'accélération 10 secondes.

Pendant la période d'accélération la vitesse moyenne est de 5 m/s, au bout de 10 secondes la cage aura parcouru 50 mètres.

- pendant la période de ~~de~~ décélération la cage parcourt la même distance 50 mètres avec $\gamma = -1 \text{ m/s}^2$ la distance parcourue 50 mètres.

→ la distance parcourue à vitesse constante sera de 380 - 100 = 280 m en 29 secondes

étant donné la durée du temps de cordée 49 secondes.

donc une cordée comprend 3 périodes

1 - démarrage $\gamma = 1 \text{ m/s}^2$

2 - marche à $V = \text{cte}$ $\gamma = 0$

3 - Période de décélération $\gamma = -1 \text{ m/s}^2$

dans chaque cas les forces à vaincre sont de la forme

- forces statiques
- forces dynamiques
- forces de frottement.

Pour déterminer la variation de puissance on étudiera le mouvement de la cage sous plusieurs positions.

1ere Position $\left\{ \begin{array}{l} \gamma = 1 \text{ m/s}^2 \\ V = 10 \text{ m/s} \end{array} \right.$ distance 330 m

A) Forces statiques

charges montantes - charges descendantes

$$F_s = P + C_u + p \times 330 - C_p - p \times 50$$

P : Poids de la cage et berlines vides

C_u : charge utile 2,84 t

● : poids du câble 6 kg/●

C_p : contre poids 5,22 t

$$F_s = 3800 + 2840 + 6 \times 330 - 5220 - 6 \times 50$$

$$= \underline{3100 \text{ Kg}}$$

b) Forces de frottement

$$F_g = 3100 \times 0,2 = \underline{620 \text{ kg}}$$

c) Forces dynamiques :

$$F_d = P_o \frac{\delta}{g} = (P_t + P_r) \frac{\delta}{g}$$

P_t = somme des forces en mouvement

P_r = somme des forces en rotation

$$P_r = \frac{1}{2} P_t$$

$$P_t = P + C_u + p \cdot 380 + C_p$$

$$= 2840 + 3800 + 6 \times 380 + 5220 = 14140 \text{ kg.}$$

$$P_r = 7070 \text{ kg}$$

$$P_m = P_t + P_r = 21210 \text{ Kg.}$$

$$\text{d'où } F_d = \frac{21210}{9,81} = 2160 \text{ kg}$$

Détermination des couples correspondants.

On choisit une poulie de diamètre 2,4 m ce qui ^{est} normal vu le rapport du diamètre de la poulie au diamètre du **cable**

$$\frac{240}{3} = 80$$

a) Couple statique :

$$C_s = 3 \ 100 \times 1,2 = 3720 \text{ m.kg.}$$

b) Couple de frottement

$$C_f = 620 \times 1,2 = 744 \text{ m.kg}$$

a) Couple dynamique.

$$C_d = 2160 \times 1,2 = 2592 \text{ m.Kg}$$

$$C_t = C_s + C_f + C_d = 7056 \text{ m.kg}$$

Puissance nécessaire dans cette position

$$W = \frac{C_t \ \Omega}{75} \quad \Omega = \frac{V}{R} = \frac{10}{1,2} = 8,35 \text{ rd/s}$$

$$\begin{aligned} \text{d'où } W &= \frac{7056 \times 8,35}{75} = 785 \text{ ch} \\ &= \underline{\underline{580 \text{ kw}}} \end{aligned}$$

2e Position : $\left\{ \begin{array}{l} \delta = 0 \\ V = c \cdot \delta = 10 \text{ m/s} \end{array} \right.$ distance 330

on a seulement deux couples

$$C_t = C_s + C_f \quad \delta = 0 \text{ donc } C_d = 0$$

$$C_t = 3720 + 744 = 4464 \text{ m.kg}$$

Puissance correspondante :

$$\begin{aligned} W &= \frac{4464 \times 8,35}{75} = 498 \text{ ch} \\ &= \underline{\underline{366 \text{ KW}}} \end{aligned}$$

La puissance maximum est atteinte dans le cas où la cage est au fond du puits
cas où $\delta = 1 \text{ m/s}$ en montant la puissance nécessaire diminue et se développe ainsi
 $V = 10 \text{ m/s}$
que le couple de freinage.

1- Découpage du gisement

1.1. Critère de découpage :

Compte tenu du fait que toutes les ressources au dessus du niveau 10 ont été épuisées, Pour aborder celles qui existent entre ce même niveau (105) et le niveau 22 (-349,5) soit une profondeur de 380 m, nous devons déterminer la hauteur d'étage qui nous donne le prix de revient de l'exploitation; le plus bas, sachant que celui-ci est principalement fonction de cette hauteur qui est dépendante des possibilités techniques liées surtout à l'évacuation du produit.

Des études montrent que pour une faible hauteur de niveaux les investissements sont importants alors qu'ils diminuent pour les grandes hauteurs, les frais d'exploitation par contre augmentent avec celle-ci.

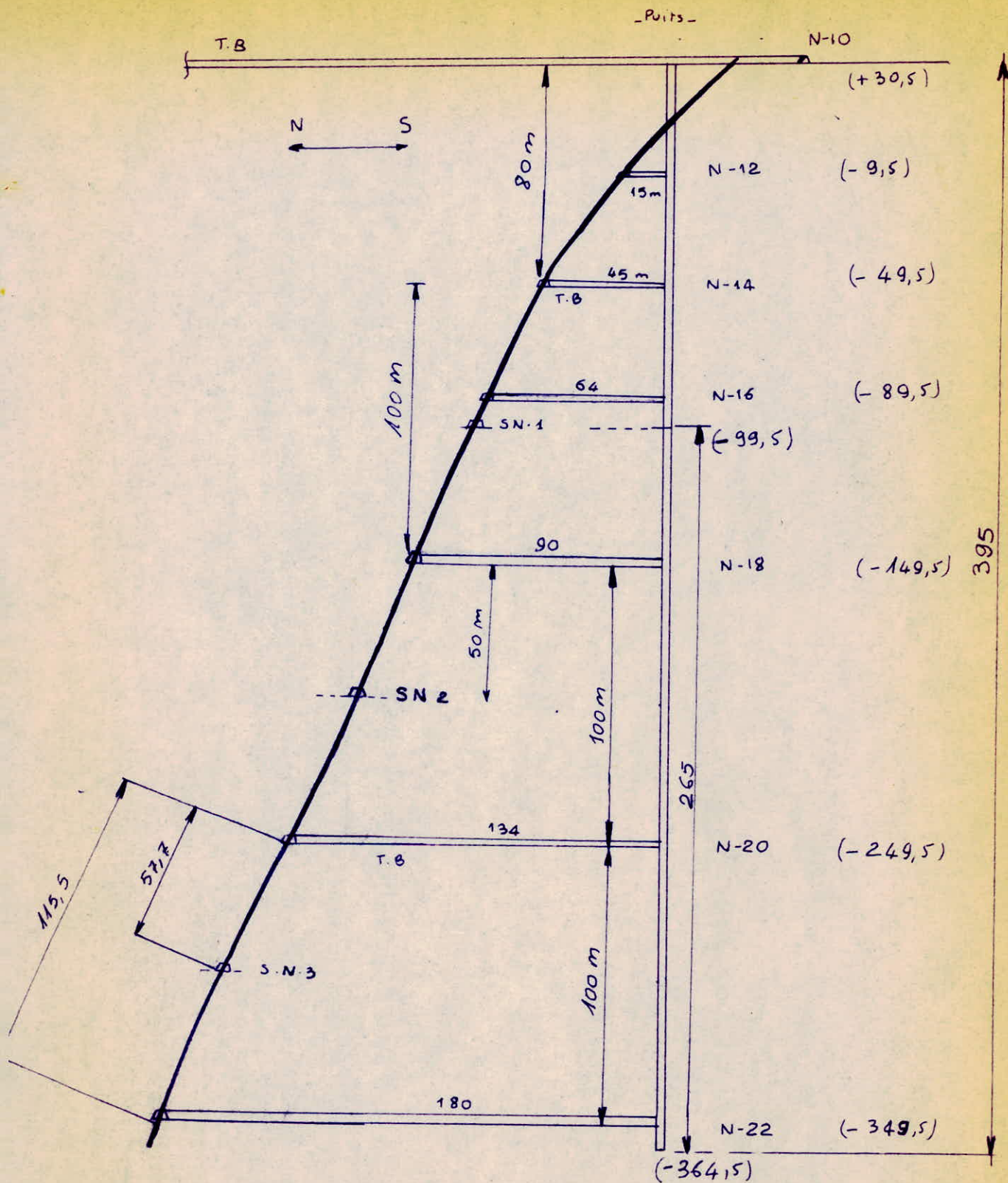
1.2. Fonçage du puits : il s'agit pour nous de garder le puits existant et de le foncer jusqu'à la profondeur voulue. Vu la durée de vie de la mine relativement faible il est préférable de foncer le puits sur toute la profondeur du gisement qui reste à exploiter soit 265 m entre la cote (-99,5) et (364,5). Ce choix est ainsi conditionné par le faible diamètre du puits soit 2,71 m. Le puits sera armé sur toute la profondeur et équipé au fur et à mesure que l'on atteint les parties inférieures du gisement. Il est relié au gisement par des travers-bancs et au point de recouvrement des galeries sont tracées en direction dans le filon.

1.3. Détermination des étages et des galeries Principales.

La hauteur des étages dans le cas de gisement filonien est déterminée suivant des considérations pratiques qui tiennent compte des difficultés d'exploitation d'évacuation ainsi que des facteurs économiques.

L'expérience montre que les hauteurs qui s'adaptent le mieux sont comprises entre 80 et 120 m. Nous choisissons dans ce cas une hauteur d'étage égale à 100 m.

Ceci étant fixé. Le niveau 10 est le niveau principal de roulage qui communique avec le jour par le T.B. "Ste Barbe". Si on considère le niveau 14 (-49,5 m) comme étant le premier niveau de roulage principal pour le fond. On détermine ainsi l'ossature générale par la division suivante n° 10 N° 14 N-18 N-20 et N 22 soient 5 niveaux principaux couvrant tout le gisement.

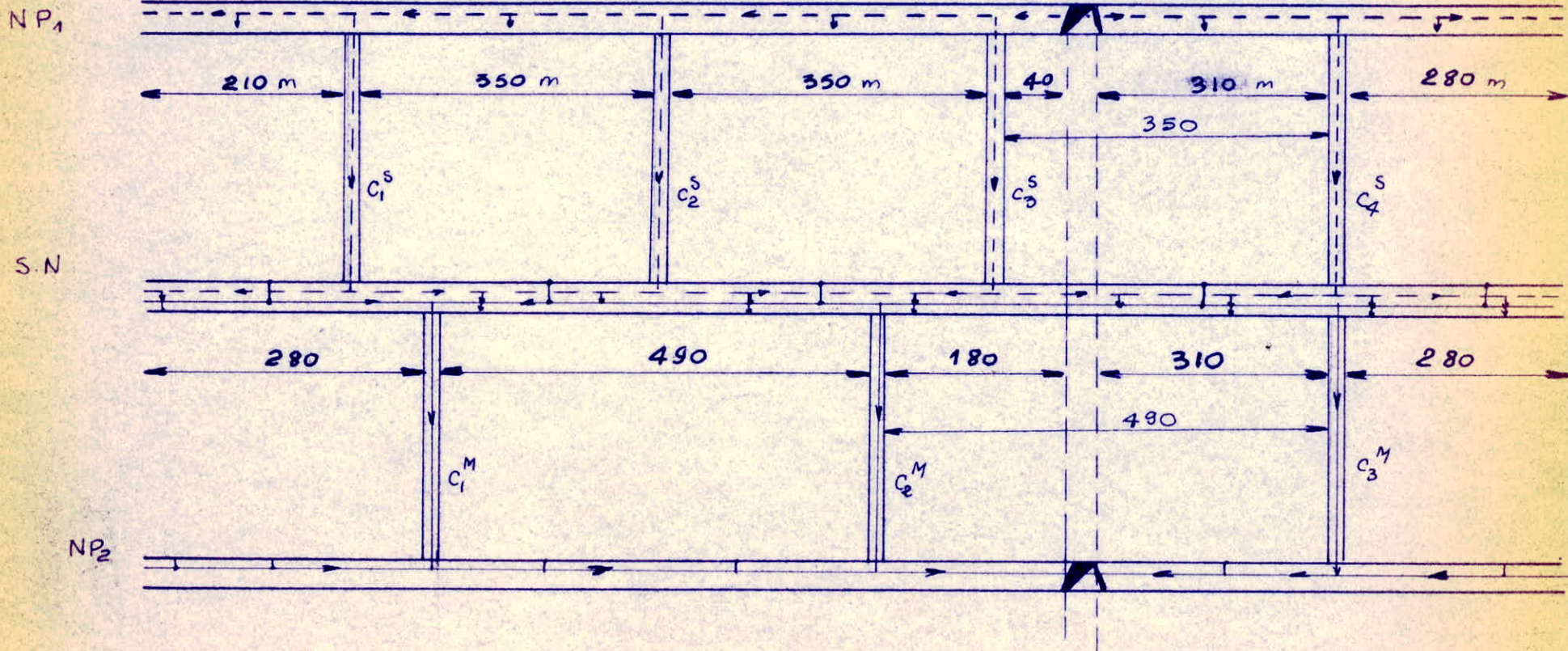


COUPE TRANSVERSALE DU FILON.
PRINCIPE DE DÉCOUPAGE

schéma de répartition des cheminées dans un ETAGE

- - - - - chemin du stérile
 ——— chemin du remblai

C_x^S stérile
 C_x^M Minerais



N.P (Niveau principal)

S.N (sous-niveau)

Travers Bancs :

A chaque niveau principal un travers banc est tracé pour relier le puits au gisement . Sa section est déterminée par graphique suivant l'encombrement compte tenu de l'intensité du roulage. Sa section est de 11,8 m² et sera équipé d'une double voie . On utilisera le soutènement métallique sur la plus grande longueur et le soutènement en béton sur 15 m de la recette

Galeries principales de roulage. :

Ce sont des galeries qui sont tracés en direction dans le filon, elles délimitent un étage et servent dans un premier temps comme galerie pour le transport du minerai et dans un deuxième temps pour le transport du remblai. La galerie de tête de l'étage sert pour le transport du remblai et la galerie de base pour le déblocage du minerai. Leur section a été déterminé suivant l'encombrement elle est de 8,5 m² le soutènement est en bois et la distance entre cadre peut être de 1,5 m.

Galeries de sous-niveau.

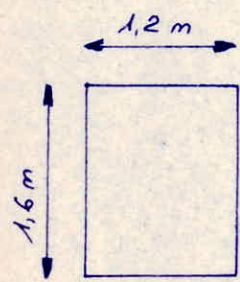
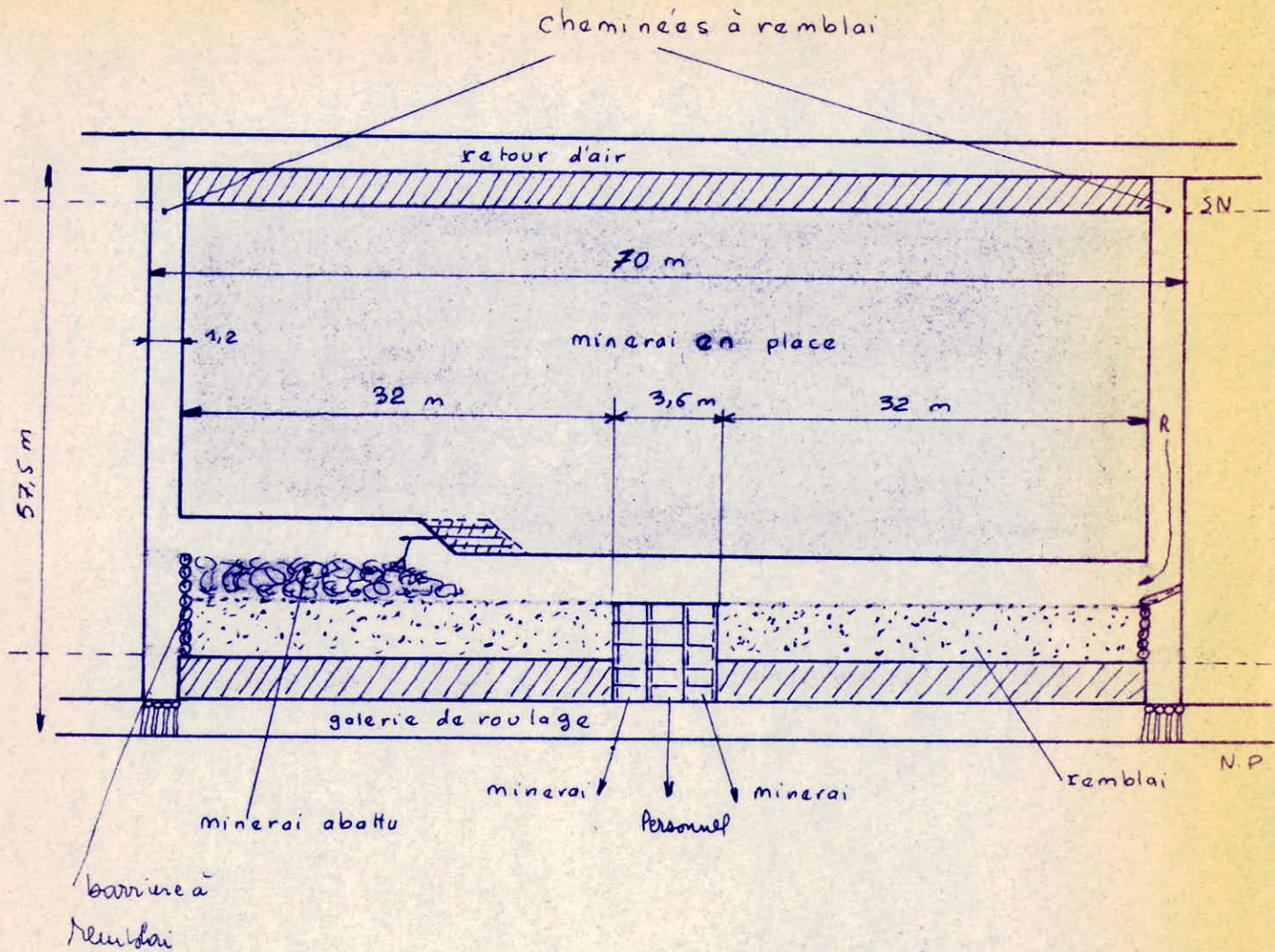
Ce sont des galeries de même section que les précédentes qui partagent en étage en deux sous-étages identiques de 50 m de haut. Les galeries principales sont reliées aux galeries de sous niveau par des cheminées réparties uniformément en direction sur toute l'étendue de l'étage. Les section sont de 1,6 x 2,8 pour celles qui servent au déblocage du minerai (C_1^M , C_2^M , C_3^M) et 1,6 x 2,4 pour le remblai (C_1^S et C_4^S) et 1,4 x 2,8 pour le remblai et la descente du matériel (C_2^S , C_3^S) .

La répartition des cheminées est obtenue suivant les étendues à remblayer pour celles servant au remblayage et suivant l'étendue de la zone de déblocage de minerai pour les cheminées à minerai.

Cheminées de retour d'air.

Pour les besoins de l'aérage il est nécessaire d'avoir deux retour d'air/. On a choisi deux cheminées aux coéfins du gisement dont l'une à l'Est et l'autre à l'ouest. Suivant les difficultés d'exécution le choix s'est porté sur une section minimum de 3,2 m² soit 1,6 x 2. Leur position est déterminée comme suit à 680 m à l'Est et 405 à l'Ouest. à l'Est elle part du niveau I4 (-49,5) dans le filon à la cote (+130,5) soit une hauteur inclinée de 208 m et une hauteur verticale de 180 m. à l'Ouest jusqu'à la côte (+ 172,5) soit 257 m de hauteur inclinée d'ou 222 m d'hauteur verticale.

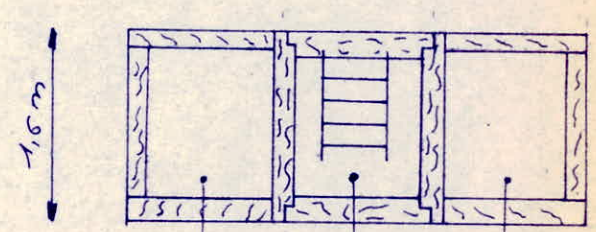
Caractéristiques - dimensions d'une chambre



cheminée pour le remblayage

cheminée centrale

3,6 m



descente du minerai

cheminée pour Personnel

descente du minerai

2. Choix de la méthode d'exploitation.

Ce choix a été guidé par le type même de gisement. Nous avons un filon de puissance 1,6 m et de pendage 60° N. La méthode choisie doit convenir aux travaux d'exploitation en dressant, elle doit en outre présenter toutes les conditions de sécurité requises. De plus elle doit répondre aux conditions de production, c'est à dire qu'on doit pouvoir extraire par cette méthode 500 tonnes de minerais par jour dans les conditions les plus économiques.

Une autre condition s'ajoute à ce choix celle d'utiliser une méthode par remblayage du vide laissé par l'exploitation.

Nous opterons pour une méthode d'exploitation par chambre montantes, remblayées (gradin renversé), qui semble présenter les caractéristiques nécessaires.

3. Méthode d'exploitation.

L'unité d'exploitation est constituée par un panneau compris en hauteur entre un niveau principal et un sous niveau soit une dénivelée de 50 m et la direction entre deux cheminées., à remblai; distantes de 70 m. La hauteur inclinée est 57,7 m, au dessus de la voie de base on laisse ^{un} stot de protection d'environ 3 m et en dessous de la voie de tête un stot de 2 m. Les produits sont évacués par une cheminée centrale au moyen de treuil de raclage. Cette cheminée à trois compartiments dont un pour le personnel.

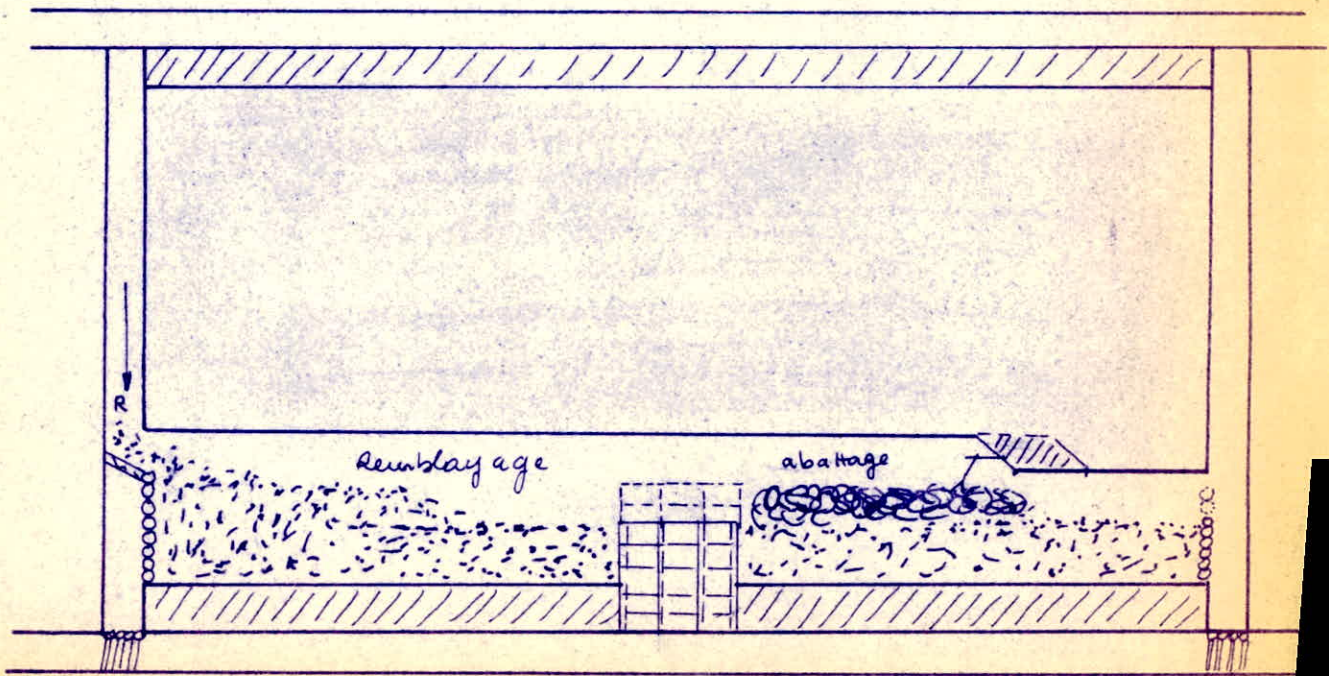
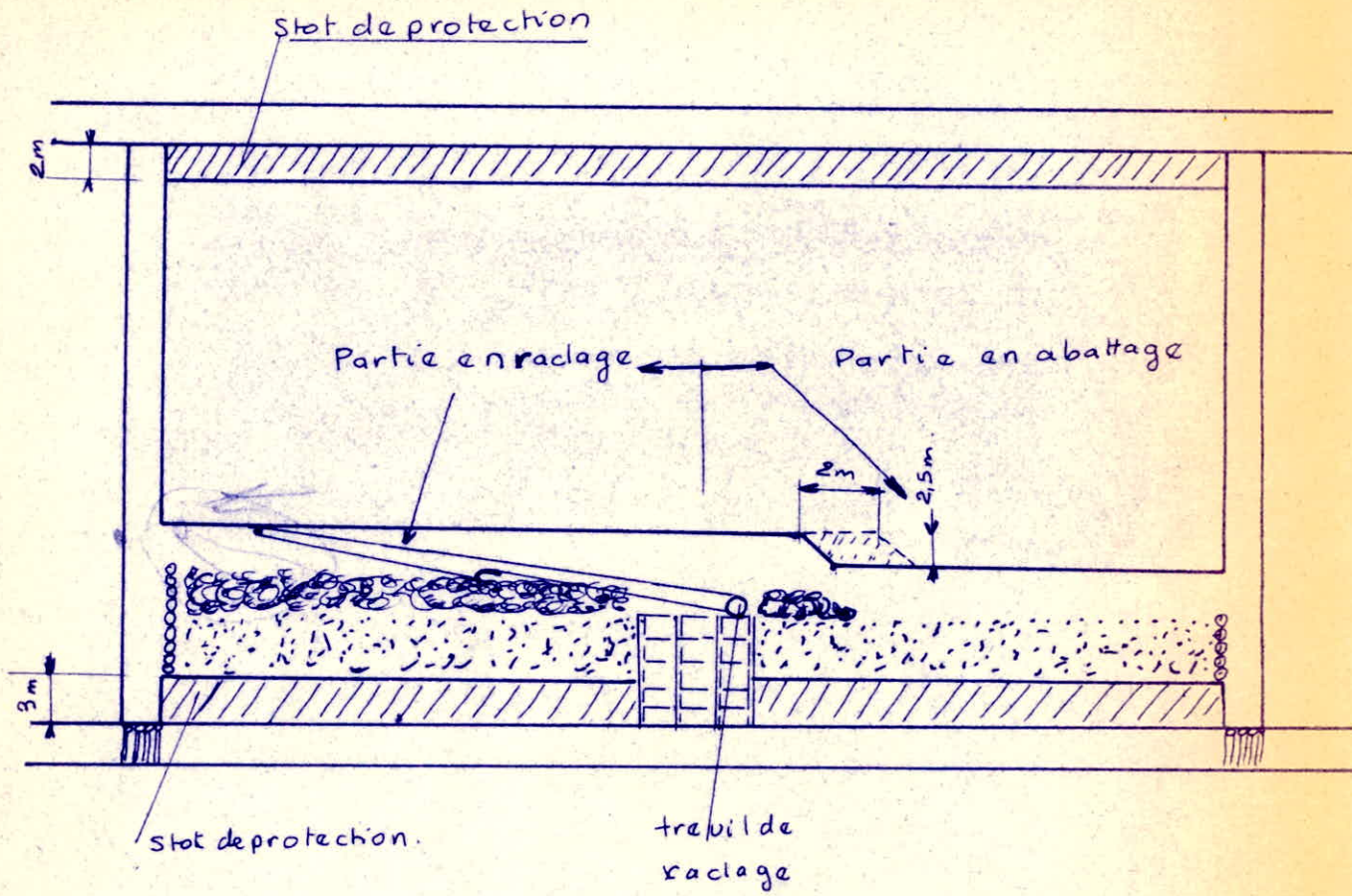
Les travaux d'abatage ont lieu à partir d'une galerie de base tracée sur le stot de protection.

L'abatage commence à partir d'une cheminée de remblayage et va vers la deuxième cheminée. Le déblayage ne commence ^{lorsque} que l'on a abattu la tranche sur une longueur dépassant la moitié de la chambre. Pendant ce temps l'abatage progresse dans l'autre moitié de la chambre. Le remblayage a lieu après raclage complet du minerai abattu dans la première phase.

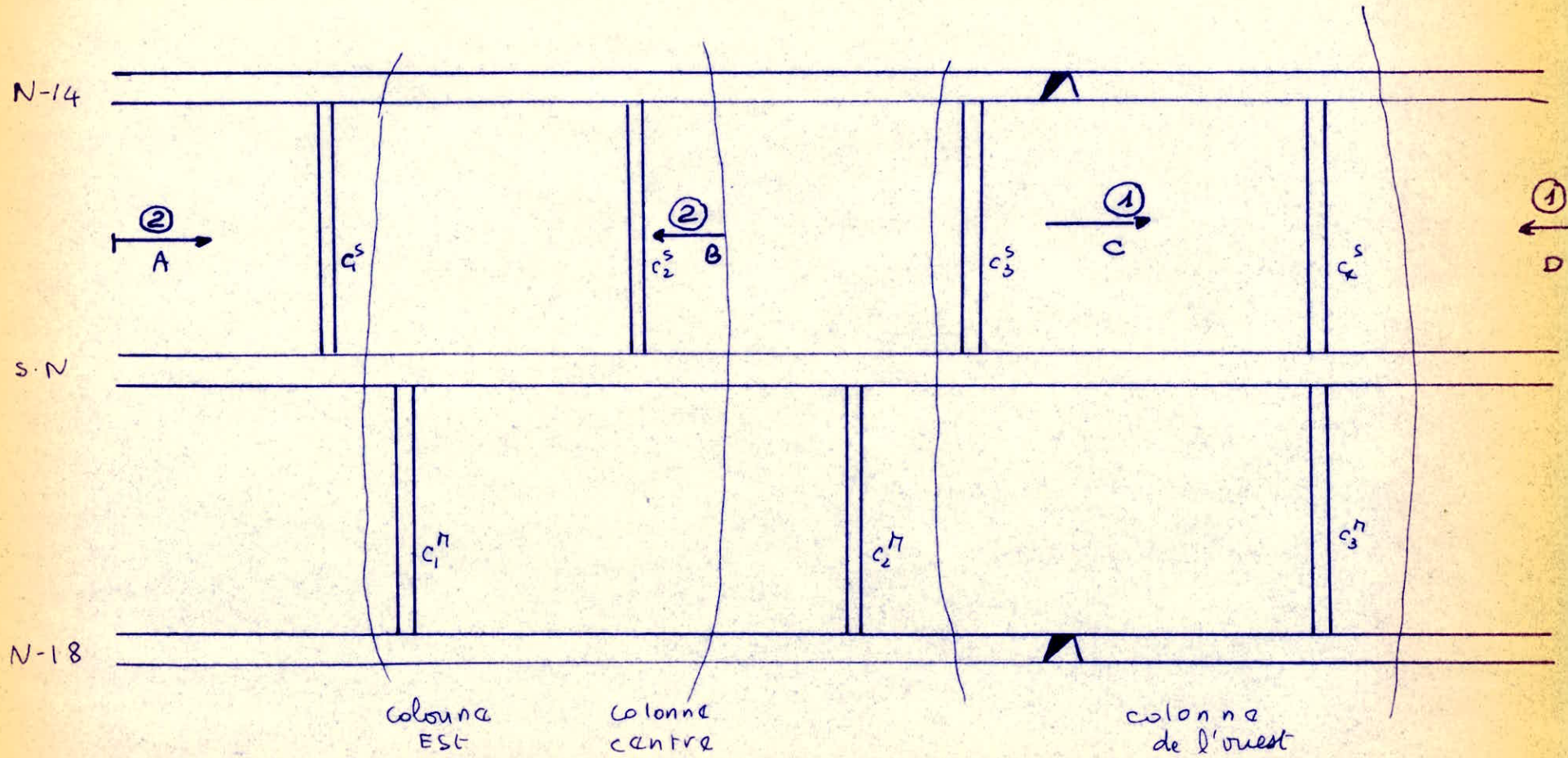
TRAVAUX Préparations d'Exploitation.

Les travaux préparatoires sont simples et limités. Dans un panneau délimité on perce deux cheminées de section 1,6 x 1,2 creusées dans le minerai elles sont séparées par une distance de 70 m. ont une dénivelée de 54,7 m. Au centre de ce panneau, on perce une cheminée centrale de section 3,6 x 1,6, boisée et partagée en trois compartiments dont deux latéraux pour la descente du minerai et le central pour le personnel. De cette cheminée on trace une galerie dite galerie de départ au dessus du stot de protection.

EXÉCUTION DES TRAVAUX dans une chambre



ORDRE D'EXPLOITATION



colonne
EST

colonne
centre

colonne
de l'ouest

A + D en rabattant
B + C en chassant

(A + C) 3 chambres ensemble
(B + D) " "

Sa section peut être $2,5 \times 1,6$ ou $3 \times 1,6$ elle sert à absorber une partie du foisonnement du minerai. La cheminée à remblai est à 32 m de la cheminée centrale

TRAVAUX d'exploitation :

Comme nous l'avons indiqué les travaux d'exploitation commencent à partir de la galerie de départ sur stot. On amorce l'abattage à partir d'une cheminée à remblai. La tranche a une hauteur de 2,5 m et le gradin est incliné de 45° à 50° . L'engin de foration repose par la suite sur le minerai abattu. Les trous de foration ont une longueur de 2 m et sont horizontaux.

Volume abattu par volée :

$$2,5 \times 1,8 \times 1,6 = 7,2 \text{ m}^3/\text{volée soit}$$

si la densité du minerai est de 3,1 on obtient tonnage par volée

$$3,1 \times 7,2 = 22,3 \text{ tonnes}$$

Le schéma de ~~tit~~ comporte 11 trous de 2 m et un bouchon de 1,5 m. d'où une longueur totale de 23,5 m soit 2350 cm.

Si on choisit ~~une vitesse~~ de foration égale à 25 cm/minute ~~vue ladu reté de~~ minerai très siliceux.

Temps de foration

$$\frac{2350}{25} = 94 \text{ minutes.}$$

Si on compte 1,5 ^{minute} pour le déplacement du ~~marteau~~ en passant d'un trou à l'autre on aura $11, \times 1,5 = 16,5$ minutes.

Au total on aura environ 112 minutes.

d'où la répartition suivante :

- Foration	112 minutes
- bourrage	30 minutes
- tit + attente	30 minutes.

172 minutes.

Donc on voit que l'on peut en un poste de 6 heures soit 360 minutes faire 2 volées

Tonnage abattu

$$22,3 \times 2$$

44,6 tonnes/Postes

soit sensiblement

89 tonnes /jour et par chambre

Consommation de l'explosif.

On a 11 trous par volée la longueur du trou est égale à la longueur abattue soit 1,8 m plus 0,2 m ce qui donne un trou de

$$L = 1,8 + 0,2 = 2 \text{ m.}$$

On considère deux cas extrême : celui du chargement de $l = 0,5 \times L$ soit 1 m de trou.

Si on prend des cartouches de 10 cm pesant 100g chacune ce qui donne 1Kg/trou mine.

Il faut donc 11 kg /volée soit environ 0,5 kg/t.

Si on charge $l = 0,7 \times L$ soit 1,4 m on aura 1,4 kg /trou soit 0,69 kg/t

On prendra en moyenne 0,6 Kg/tonnes de minerai.

Consommation de détonateurs :

On a 11 trous /volée donc 11 détonateurs ce qui donne 0,5 Det/tonnes.

Consommation du bois.

L'utilisation du bois est limité à la montée des cheminées centrales de chambre ainsi qu'à la barrière de remblai, au cas où deux chambres travaillent en parallèle et où l'on utilise une cheminée de remblayage pour les deux.

soit

$$4 \times 1,6 = 6,4 \text{ m et}$$

$$3,6 \times 2 = 7,2 \text{ m au total}$$

13,6 m de bois pour encadrer la cheminée pour les barrières à remblais si on considère une hauteur de 2 m avec des bois de 20 cm de diamètres

On aura $10 \times 1,6 + 10 \times 1,6 = 32 \text{ m.}$

Dans le cas où la cheminée sert à deux chambres la consommation sera seulement de 16 m. d'où au total si on monte la cheminée de 2 m par tranche.

1,30

$13,6 \times 10 + 16 = 152 \text{ m de bois/ tranche}$

Détermination du nombre de chambres que l'on doit mettre en exploitation

Dans le cas que nous avons choisis l'abattage d'une tranche comprend à

a) volume de la tranche

$1,6 \times 2,5 \times 67,6 = 270 \text{ m}^3$

b) tonnage :

$3,1 \times 270 = 840 \text{ t/}.$

Etant donné que la production doit être de 500 tonnes par jours soit 250 t par postes on aura suivant les possibilités techniques le raclage au moins 3 demi-chambre en déblayage.

soit 250
 $\frac{\quad}{3} = 83,5 \text{ tonnes/postes et par chambres}$

Nous allons déterminer le temps d'abattage et de raclage d'une demi tranche.

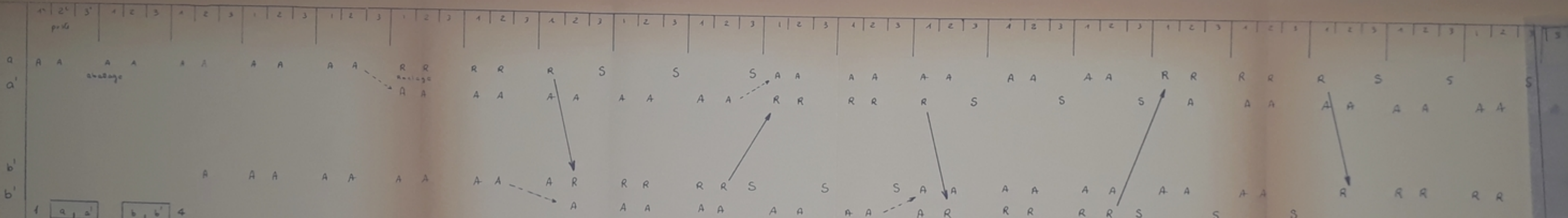
abattage : $\frac{420}{44,6} = 10 \text{ postes}$

raclage : $\frac{420}{83,5} = 5 \text{ postes}$

remblayage

Si l'on considère que le volume de vide crée doit être comblé à 500 t de mines rai correspond un volume de $\frac{500}{3,1} = 162 \text{ m}^3$

Le volume d'une demie tranche est de $\frac{420}{3,1} = 135 \text{ m}^3$



- 1 a, a' b, b' 4
- 2 a, a' b, b' 5
- 3 a, a' b, b' 6

détermination du nombre de chambres à exploiter en même temps
 Cas de l'abattage dans une chambre par front unique et raclage par demi-chambre

Le volume de remblai nécessaire pour 3 demi-chambre sera de $3 \times 135 = 405 \text{ m}^3$

Le remblayage ayant lieu dans ce poste seulement il faudra donc

$$\frac{405}{162} = 2,5 \text{ P pour remblayer}$$

Le vide crée.

d'où l'on déduit le graphique de succession des opérations énumérées et de cela on conclut qu'il faut mettre 6 chambres en exploitation et une réserve.
Etude de l'évacuation du minerai de la chambre;

Pour le déblayage nous avons choisi un treuil de raclage (servant aussi au remblayage). Le minerai est raclé vers la cheminée centrale donnant sur la galerie d'où il est repris par wagon.

La ^{Production} distance étant de 83,5 /tP et par chambre le volume du minerai étant de $83,5 \times 2 = 54 \text{ m}^3$

3,1.

Le temps de raclage étant de 5 heures.

Ce qui donne un débit horaire de $q = \frac{54}{5} = 10,8 \text{ m}^3/\text{h}$

Le débit de l'installation de raclage est donné par la formule.

$$Q = \frac{K \cdot C \cdot V \cdot 3600}{2L} \quad (K = 0,6)$$

2 L

C : capacité du godet en m³

V : vitesse de raclage en m./s

L : distance de raclage

Si on choisit une vitesse de raclage de 1,8 /s on déduit la capacité du godet étant de

$$C = \frac{Q \times 2 \times L}{K \cdot V \cdot 3600} = \frac{10,8 \times 2 \times 36}{0,6 \times 1,8 \times 3600} = 0,2$$

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

Si on choisit un godet de 0,9 m de large et de capacité avec une vitesse de raclage de 1,8 m/s.

La charge utile sera de

$$0,2 \times 3,1 = 0,310 \text{ t soit } 310 \text{ kg.}$$

Si on choisit un godet de poids à vide de 300 kg
La puissance de ~~travail~~ sera donnée par la formule.

$$N_t = \frac{(P_V + P_u) f \cdot V}{75 \times 0,75}$$

P_V = Poids à vide

P_u = charge utile

f = Coefficient de frottement égal à 1^e unité.

V = Vitesse en m/s.

$$\text{d'où } N_t = \frac{610 \times 1,8}{75 \times 0,75} = 19,5 \text{ ch}$$

Avec 50 % de réserve de puissance on aura

30 ch

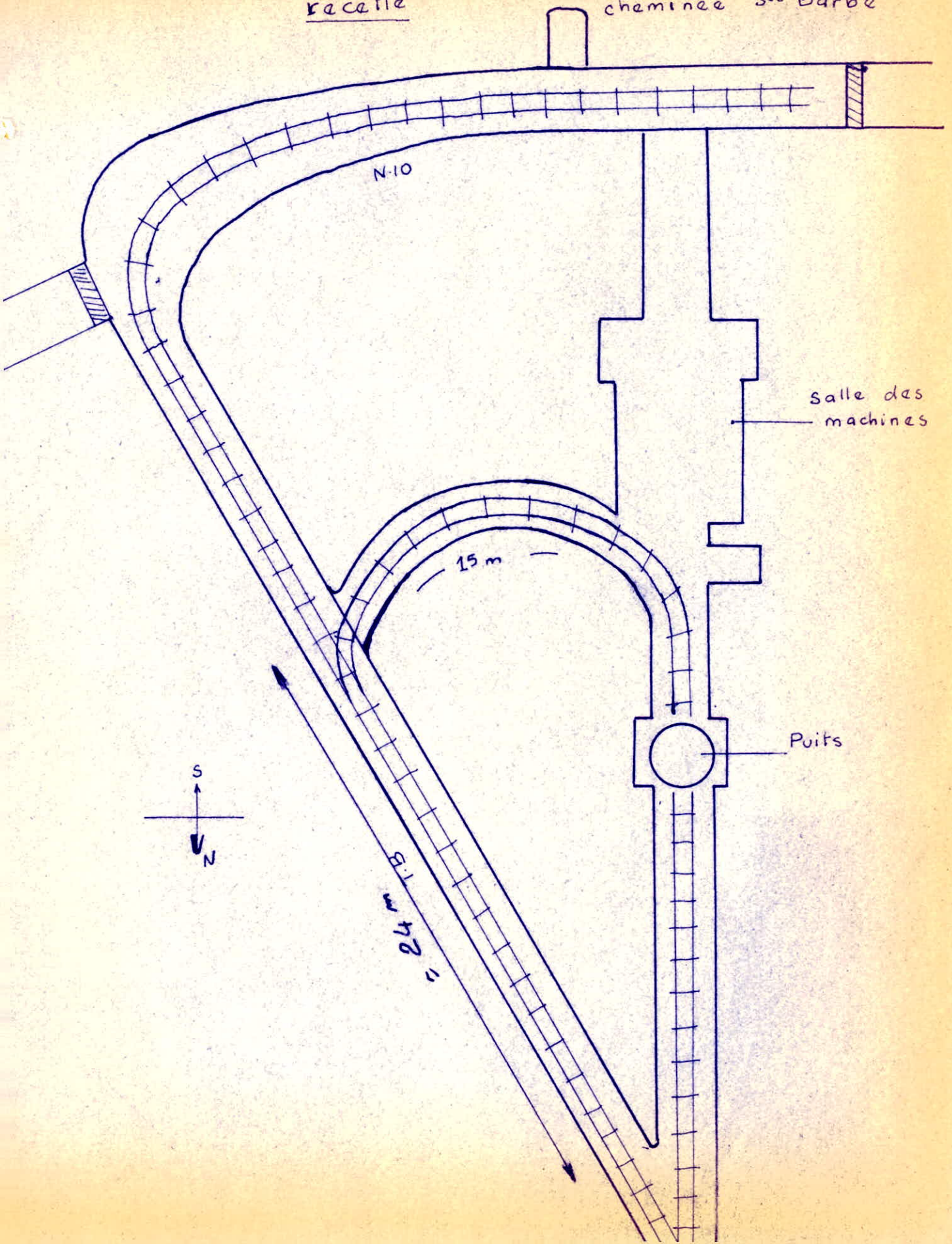
ou 22 KW

aménagement de la

Ech: 1/20

receite

cheminée "ste Barbe"



TRAVAUX PREPARATOIRES

PLANNING DE DECOURPAGE ET D'EXPLOITATION

Fonçage du Puits.

Le puits à un diamètre de 2,71 m ^{et} une section de 5,77 m², la profondeur actuelle est de 130 m. La profndeur de fonçage de 265 m, Nous choisirons un avancement de 30 m/mois ce qui donne une durée de

$$\frac{265}{30} = 9 \text{ mois}$$

on ajoute 3 mois pour le guidage et 5 mois pour la préparation à l'extraction soit au total 17 mois

Le fonçage du puits et son équipement l'exécution des travaux de découpage e la ~~préparation~~ à l'exploitation.

La succession des travaux est donnée par. le planing

on a choisi les avancements par postes suivant :

pour le travers banc	1,8 m/P	soit	3,6m/j
pour les galeries	1,8 m/P		3,6m/j
pour le cheminées	1,4 m/P		2,8 m/j

Evolution de la production et détermination du tonnage de minerai venant des travaux préparatoires.

La section des galeries est de 8,5 m²
dans un front on obtient si l'avancement ^{est} de 1,8 M/P

$$8,5 \times 1,8 = 15,3 \text{ m}^3$$

$$\text{d'où } 15,3 \times 2 = 30,6 \text{ m}^3 / \text{jour.}$$

Si l'on admet que l'on récupère 40 % de minerai on obtient

$$12,2 \times 3,1 = 38 \text{ tonnes/jour et par front.}$$

Pour les cheminées. On obtient en moyenne : ,

$$2 \times 1,6 \times 2,8 \times 3,1 = 27,7 \text{ t/jour.}$$

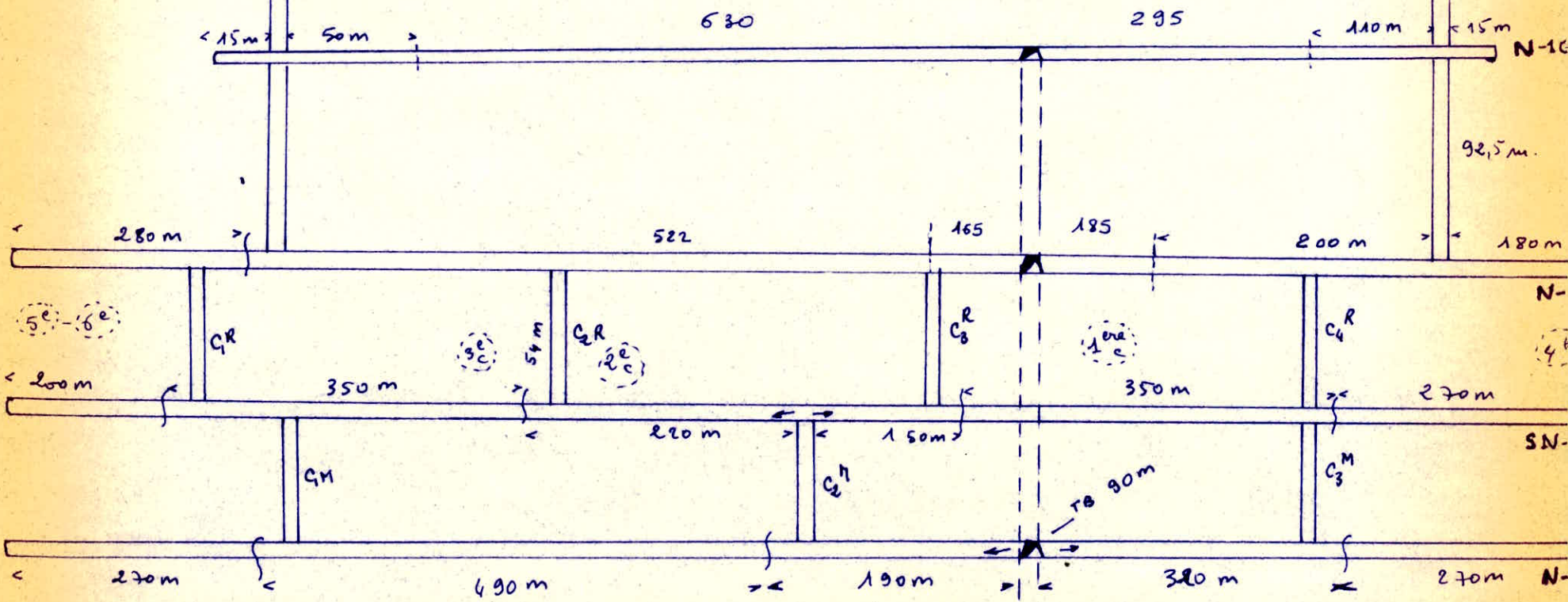
(E)

(W)

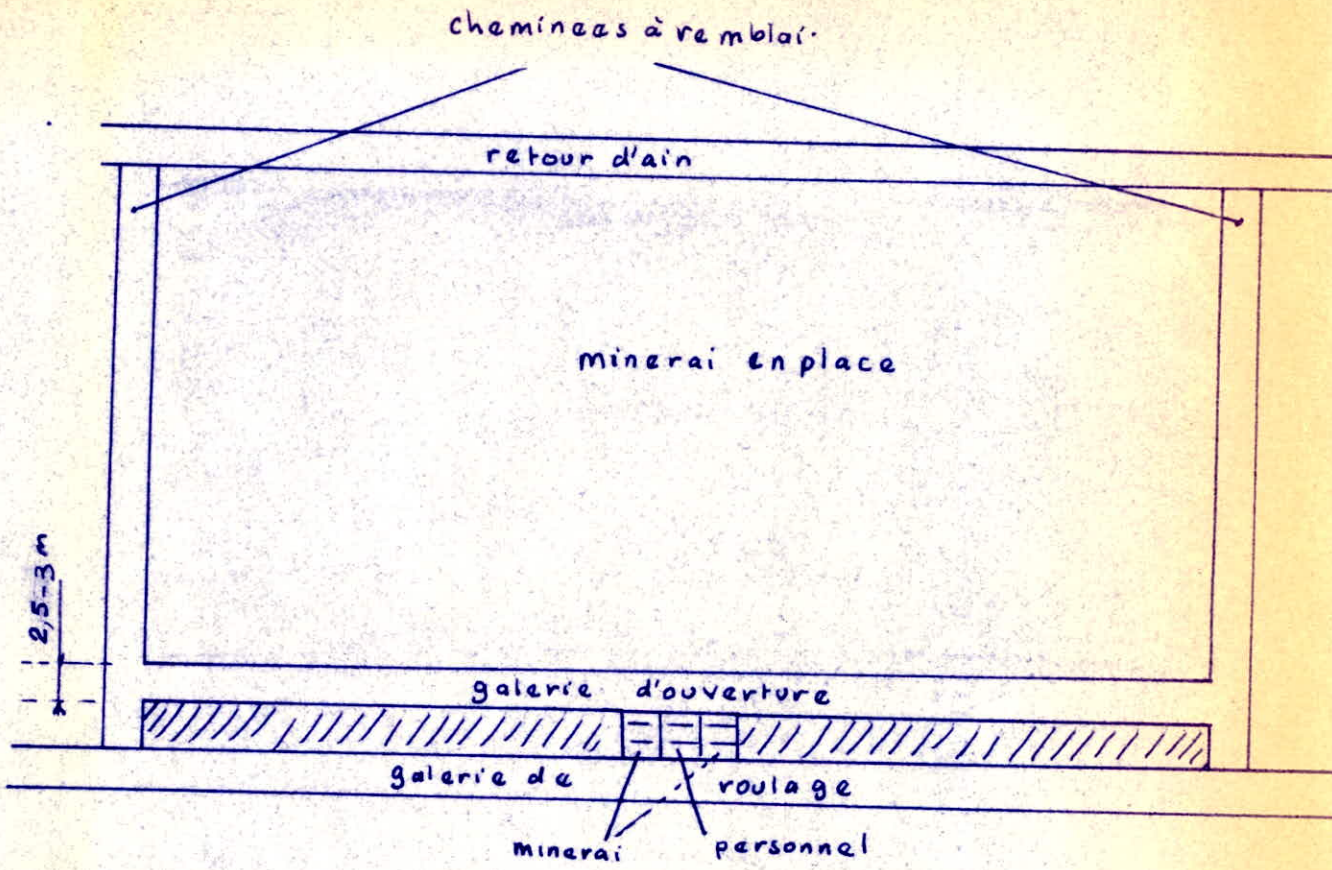
Ca(E)
+130,5
cheminée de retour d'air
115,5 m.

Ca(W)
+172,5
cheminée de retour d'air

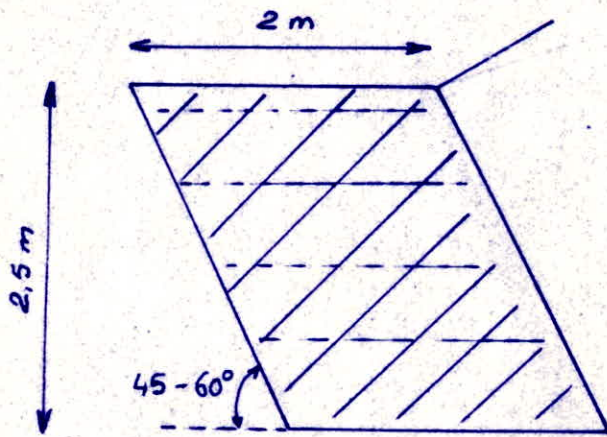
TRAVAUX DE DÉCOUPAGE ET PRÉPARATOIRES à l'exploitation



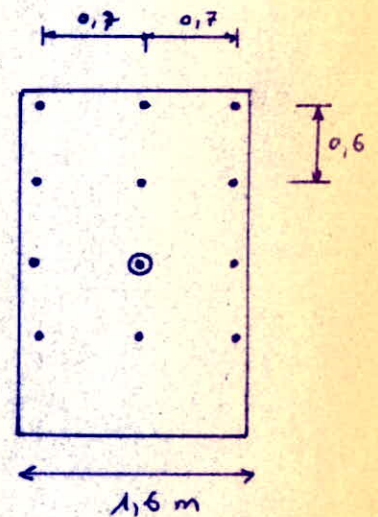
Fouage de puits sur 265 m



TRAVAUX de préparation d'une chambre.



bloc élémentaire
d'abattage en cours
d'exploitation



Front d'abattage
schéma de tir

Préparation d'une chambre.

Pour la préparation on exécute deux cheminées latérales la cheminée centrale et la galerie de départ soit le tonnage total.

Cheminée de remblayage.

$$54,7 \times 1,6 \times 1,2 \times 3,1 \times 2 = 652 \text{ Tonnes}$$

Galerie

$$1,6 \times 67,6 \times 3,1 \times 2,5 = 840 \text{ tonnes}$$

soit au total

1492 Tonnes

Temps d'exécution

$$\frac{54,7}{1,4 \times 2} = 20 \text{ jours /cheminée}$$

32 = 9 jours par demi-galerie

3,6

Avec l'utilisation de deux fronts ^{en} parallèles on peut exécuter les travaux au maximum en deux mois.

Ce qui donne un tonnage journalier de 30 tonnes /chambres.

Tonnage mensuel : évolution de la production

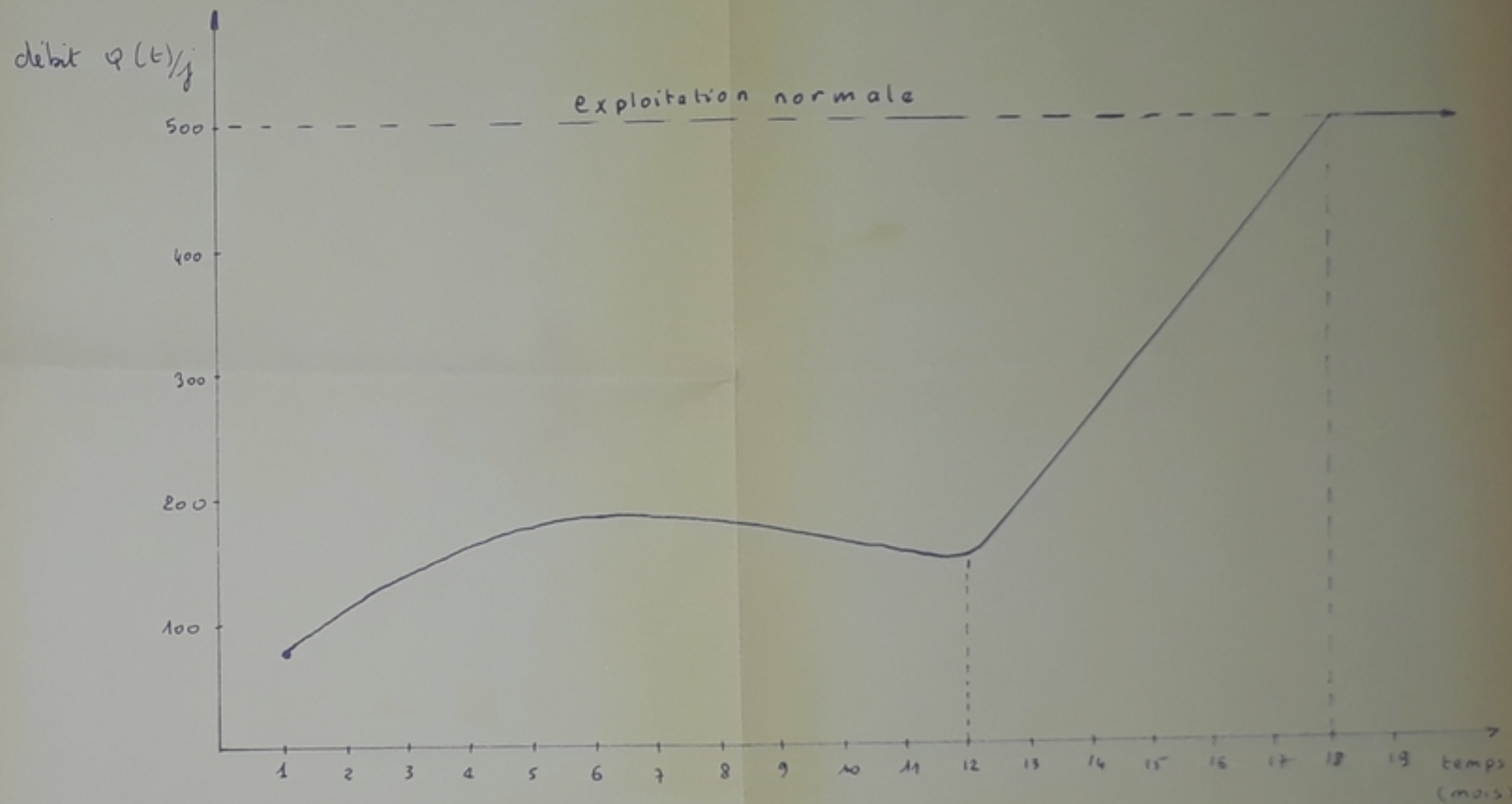
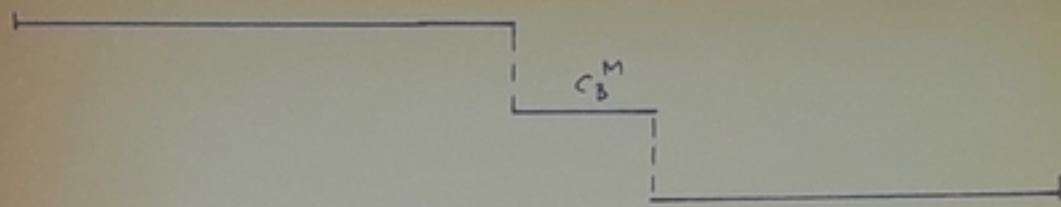
1er mois	: 76 t/ jour
2e mois	: 152 t/ jour
3e mois	: 152 t/ jour
4e mois	: 131,4 t/jour
5e mois	: 228 t/jour
6e mois	: 217 t/jour
7e mois	: 169 t/jour

8e mois	179,7	t/ jour
9e mois	190	t/ jour
10e mois	152	t/ jour
11e mois	171,7	t/ jour
12e mois	163,7	t/ jour

Delà on déduit la courbe moyenne de l'évolution de la production.

On remarque que l'on peut atteindre la production normale demandée au bout de 18 mois après la préparation du puits.

N-18	w	R ₁	320	8,5	bois	3x3	80	3,6
	w	C ₃ ^M	4,7	4,5	"	1,6x2,8	70	1
	w	R ₂	270	8,5	"	3x3	90	3



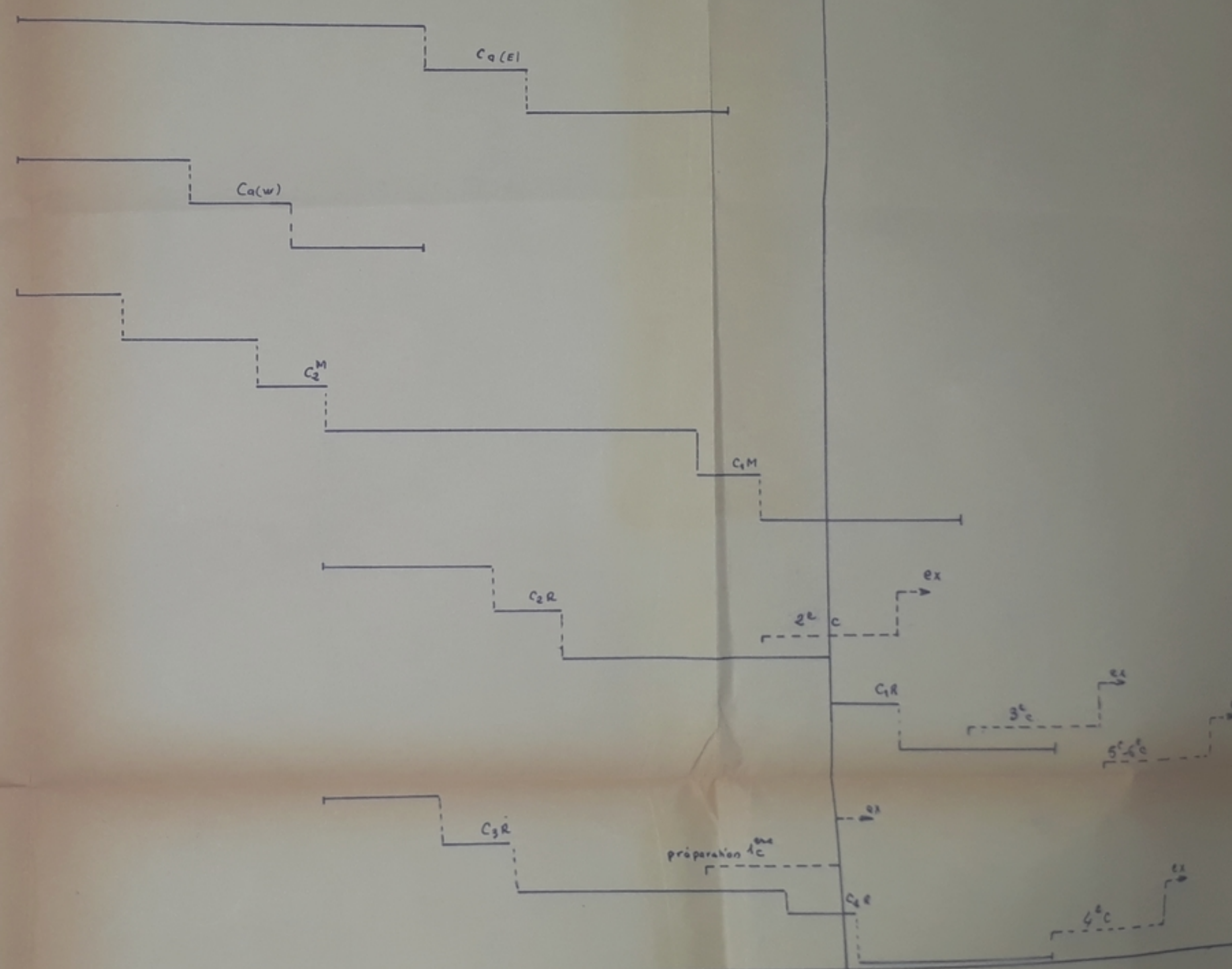
Courbe de l'évolution de la Production.

Planning des Travaux préparatoires à l'exploitation

PL00370
avant p. 49 (2)

Niveau	N°	Caractéristique	Longueur (m)	section m ²	Support	Dimension	Avancement / m en	durée mois	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19
N-10	E		65	6,5	bois		90	1																			
N10	W		135	6,5	"		"	1,5																			
N-10	E	Ca	115,6	3,2		2x1,6	70	1,7	} l'exécution de ces travaux est sans influence sur les suivants qui ne sont abordés qu'après le fongage du puits																		
N-10	W	Ca	164,5	3,2		"	"	2,4																			
N-14	E	R ₁	522	8,5	bois	3x3	90	5,8																			
	E	Ca	92,5	3,2		2x1,6	70	1,32																			
	E	R ₂	280	8,5	bois	3x3	90	3,12																			
N-14	W	R ₁	220	8,5	"	"	"	2,44																			
	W	Ca	92,5	3,2		2x1,6	70	1,32																			
	W	R ₂	180	8,5	bois	3x3	90	2																			
N-18	T.B		90	11,8	métalli que	3,9x3,3	60	1,5																			
	E	R ₁	190	8,5	bois	3x3	90	2,12																			
	E	C ₂ ^M	54,7	4,5	"	1,6x2,8	70	1																			
		R ₂	490	8,5	"	3x3	90	5,45 m																			
		C ₁ ^M	54,7	4,5	"	1,6x2,8	70	1																			
		R ₃	270	8,5	"	3x3	90	3 m																			
S-N	E	R ₁	220	8,5	"	"	"	2,44 m																			
		C ₂ ^R	54,7	4,5	"	1,6x2,8	70	1																			
		R ₂	350	8,5	"	3x3	90	3,9 m																			
		C ₁ ^R	54,7	3,84	"	1,6x2,4	70	1																			
		R ₃	200	8,5	"	3x3	90	4,3																			
S-N	W	R ₁	150	8,5	"	"	"	1,7																			
		C ₃ ^R	54,7	4,5	"	1,6x2,8	70	1																			
		R ₂	350	8,5	"	3x3	90	4																			
		C ₄ ^R	54,7	3,84	"	1,6x2,4	70	1																			
		R ₃	270	8,5	"	3x3	90	3																			

→ l'exécution de ces travaux est sans influence sur les suivants qui ne sont abordés qu'après le fongage du puits



TRANSPORT

Dans l'étude du transport, nous distinguerons plusieurs phases

- 1) le transport du minerai dans le sous-niveau
- 2) le transport principal
- 3) le transport du remblai.

L'analyse est faite pour le 1er étage mis en exploitation limité par le N-1 et le N 18.

I Etude du transport dans le sous niveau.

Le transport à lieu entre la cheminée centrale d'une chambre et la cheminée d'évacuation reliant le sous-niveau au niveau principal de roulage, étant donné la faible distance nous avons choisi pour la traction des wagons un treuil placé près de la cheminée d'évacuation.

Dans le cas le plus défavorable la distance moyenne est de

$$\frac{245 + 175}{2} = 210 \text{ m}$$

On aura dans ce cas à évacuer le produit de 2 chambres soit 167 t/poste. Nous considérons une durée effective de transport égale à 5 heures.

d'où un rendement horaire de $\frac{167}{5} = 33,5$ t/h la charge utile d'un wagon est de 1,42 tonne

$$\text{soit } \frac{33,5}{1,42} = 24 \text{ wagons /heure}$$

Si la vitesse de traction est de 1,25 m/s la distance à parcourir étant de $210 \times 2 = 420$ m en moyenne.

d'où le temps de parcours.

$$\frac{420}{1,25} = 336 \text{ secondes soit } = 6 \text{ minutes}$$

Durée d'un cycle.

Si on considère que le temps de manœuvre est de 3 minutes on aura au total $6 + 3 = 9$ minutes.

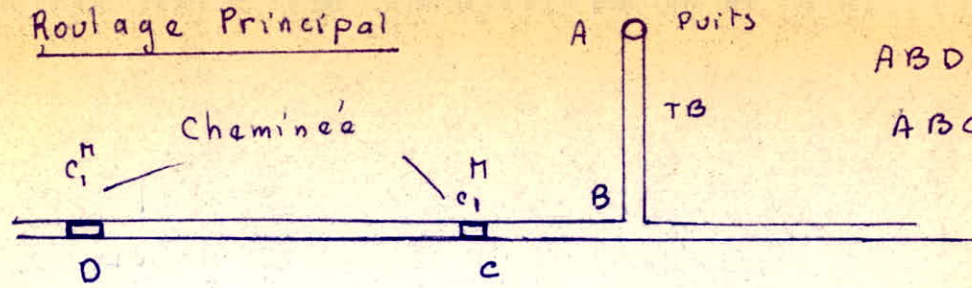
d'où un nombre de cycle égale à 6 cycles /heures donc on aura un train formé par 4 Wagons.

Le nombre de cycles par heure est :

$$n = \frac{3600}{t_c} = \frac{3600}{9} = 400$$

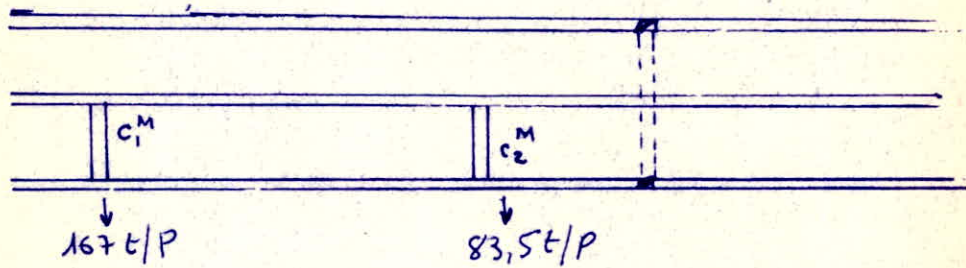
$$n = \frac{3600}{t_c} = \frac{3600}{9} = 400$$

Roulage Principal



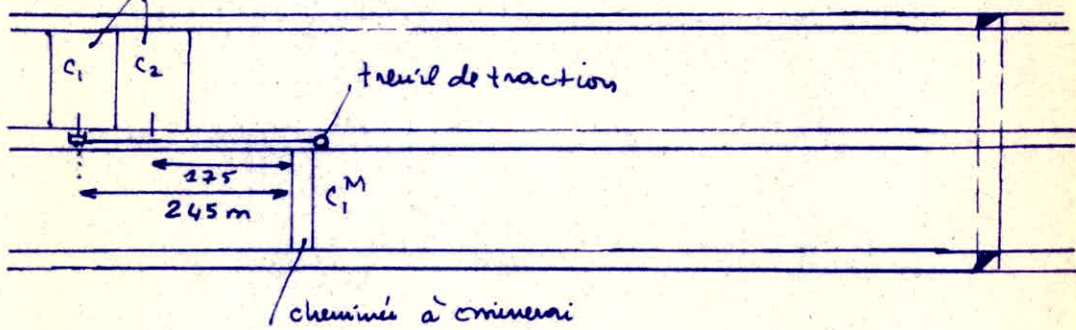
$$ABD = 760 \text{ m}$$

$$ABC = 270 \text{ m}$$

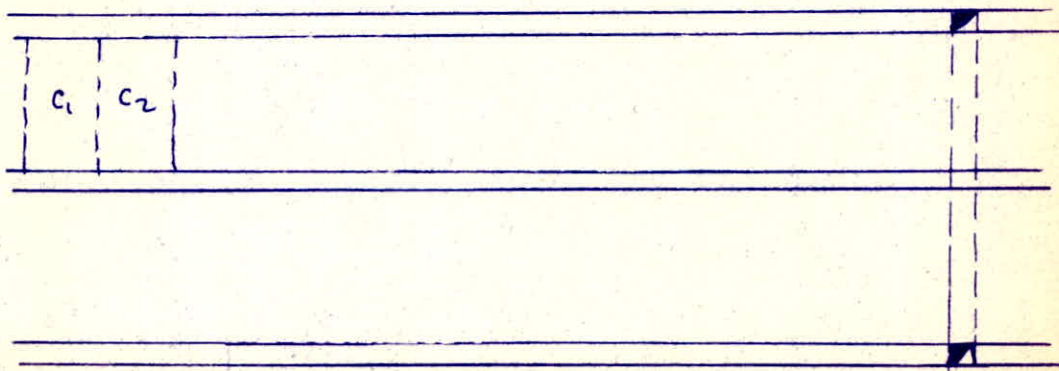
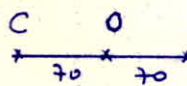


Cas du roulage dans le sous-niveau.

chambre en exploitation



Cas du ramblage



A Puits

B

$$ABC = 995 \text{ m.}$$

$$ABO = 995 - 70 = 925 \text{ m.}$$

Puissance du treuil de traction.

Elles est donnée par la formule

$$N_t = \frac{F_t \times V}{75 \times 0,75} \quad \text{où } F_t = \text{force de traction}$$

$$V = \text{Vitesse de traction}$$

$$F_t = \left(\frac{T}{1000} \right) (P + P_0) + (S \sin \alpha + f_c) L q_c$$

dans le cas

$$\alpha = 0$$

$$T = 10$$

$$P + P_0 = 2,02 \text{ t}$$

$$f_c = 0,5 \text{ (frottement)}$$

$$L = 245 \text{ m.}$$

$$q_c = 1,5 \text{ kg/m de cable.}$$

P = charge utile 1,42 t

P₀ = poids de la berline 0,6 t.

$$F_t = \frac{10}{1000} \times 2020 \times 4 + 0,5 \times 245 \times 1,5$$

$$F_t = 2641,3 \text{ kg}$$

Puissance :

$$N_t = \frac{264,3 \times 1,25}{75 \times 0,75} = \underline{6 \text{ ch}} \quad \underline{4,42 \text{ KW}}$$

Etant donné que nous avons 3 chambres en raclage, nous équiperons la deuxième cheminée servant à l'évacuation du minerai d'un même treuil.

Détermination du nombre de berlines nécessaire pour le transport dans un sous niveau.

Cycle complet d'un train:

chargement de 4 wagons 2 minutes

déchargement de 4 wagons 2 minutes

manoeuvre 3 minutes

parcours 6 minutes.

soit au total 13 minutes - donc un train fait $\frac{60}{13} \approx 4$ voyages/heures Soit 16 Wagons/heu.

Pour deux chambres il nous faut charger

167 = 118 Wagons en 5 heures soit
1,42

24 Wagons/heure

On déduit qu'un train peut être chargé 4 fois/h soit 20 fois en 5 heures
au total on aura 80 Wagons chargés en 5 h ce qui est insuffisant donc il nous faut
un 2e train

soit au minimum 8 berlines

On ajoute 1 train au point de chargement de la 1ere chambre

1 train à la 2e chambre

1 train au point de déchargement

d'où au total 8 + 12 = 20 berlines.

Pour la 3e chambres

On considère 1 train en mouvement

1 train au point de chargement

1 train au point de déchargement

soit au total 12 Berlines

En prenant quelques berlines de réserves on aura 40 Berlines

2. TRANSPORT PRINCIPAL

La traction dans le niveau principal se fait par locomotive diesel/

Nous allons déterminer le nombre de berline pouvant former un train avec les
caractéristiques suivantes :

Charge utile d'une berline	1,42 t
Poids à vide	0,6 t
Poids de la locomotive	5 t
vitesse en charge	8 km/heure soit 2,22 m/s
vitesse à vide	10 km/h soit 2,78 m/s.

Une première analyse montre que si l'on choisit un train de 20 wagons soit un
tonnage de $20 \times 1,42 = 28,4$ tonnes/train

En sachant que la durée de transport est de 5 heures le nombre de cycle sera
 si la durée d'un cycle est de 25 minutes, $\frac{300}{25} = 12$ Cycles.

25

On voit d'après le résultat que le tonnage transporté est suffisant puisqu'il nous faut seulement 250 t/P

LIMITATION DU NOMBRE DE BERLINES POUVANT FORMER UN TRAIN

Nous allons étudier deux conditions

- 1/ Dans le cas du train vide en montant
 le nombre maximum est donné par la formule.

$$N_v < \frac{1000 f P_L - P_L (T + a + i + C)}{P_o (T + i + a + C)}$$

- f : coefficient de frottement 0,15
- P_L : Poids de la locomotive 5 t
- T : Coefficient de traction 5 t
- a : accélération
- i : pente en nombre de millièbre 4
- c : influence des courbes 4
- P_o : poids d'une berline vide 0,6 t

$$a = \frac{V^2}{100} \times 100 \quad (\text{distance d'accélération } 50 \text{ m})$$

V = 10 km/h soit 2,78 m/s ce qui donne a = 7,7 cm/s²

$$N_v < \frac{1000 \times 0,15 \times 5 - 5 (5 + 7,7 + 4 + 4)}{0,6 (5 + 4 + 7 + 7,7 + 4)}$$

$N_v < 51$ Wagons.

2) Dans le cas d'un train plein en descendant :

V = 8 km/h (2,22 m/s)

a = 4,95 cm/s²

Np < $\frac{1000 \times 0,15 \times 5 (5 + 4,95 - 4 + 4)}{2,02 (5 - 4 + 4,95 + 4)}$

Np < 34 wagons

Donc on voit d'après ces deux conditions que si l'on choisit un train de 20 Wagons nous resterons dans les limites admises.

Calcul de la puissance de la locomotive.

On distinguera deux cas

I) cas d'un train vide ~~en~~ montant

V = 2,78 m/s.

La puissance est donnée par la formule suivante :

N_L = $\frac{V}{75} [(T + a + i + c) P_o n + (T + a + i + C) P_L]$

T = 5

- a = accélération 7,7 cm/s²
i = pente 4
c = influence des courbures 4
Po = Poids d'une berline vide 0,6 tonnes
PL : poids de la locomotive 5 tonnes
n 20 wagons.

N_L = $\frac{2,78}{75} (5 \times 7,7 + 4 + 4) 0,6 \times 20 + (5 + 7,7 + 4 + 4) 5$

NL = 17,5 ch.

2) train plein en descendant :

$$V = 2,22 \text{ m/s}$$

$$\alpha = 4,95 \text{ cm/s}^2$$

$$P = \text{charge utile } 1,42 \text{ t}$$

$$P + P_0 = 2,02 \text{ t}$$

$$N_L = \frac{2,22}{75 \times 0,75} \left[(5 + 4,95 + 4 - 4) 2,02 \times 20 + (5 + 4,95 - 4 + 4) 5 \right]$$

$$N_L = 17,9 \text{ ch.}$$

On pourra choisir d'après cela une locomotive d'une puissance de 20 ch.

Calcul de la limite supérieure de la puissance :

La puissance à ne pas atteindre est donnée par la formule.

$$N_L \leq \frac{1000 f P_L \cdot V}{75 \times 0,75}$$

On considérant les deux cas

$$1/V = 10 \text{ km/h. } (2,78 \text{ m/s}$$

$$N_L \leq \frac{1000 \times 0,15 \times 5 \times 2,78}{75 \times 0,75}$$

$$N_L \leq \underline{37 \text{ ch.}}$$

$$2/ V = 2,22 \text{ m/s}$$

$$N_L \leq \frac{1000 \times 0,15 \times 5 \times 2,22}{75 \times 0,75}$$

$$N_L \leq \underline{29 \text{ ch.}}$$

Donc après ces conditions le choix d'une locomotive de 20 ch est raisonnable

Détermination du nombre de berlines nécessaires au transport principal

Pour la détermination du nombre de wagons nous allons étudier pour cela le cycle complet d'une berline depuis le déchargement à la base de la cheminée d'évacuation de la cheminée jusqu'au point de déchargement du jour.

On considère deux cheminées d'évacuation C_1^M et C_2^M distantes respectivement du puits de 760 m et 270 m.

Le temps d'un cycle est donné par la formule

$$t'_L = \frac{L}{60} \left(\frac{1}{V_P} + \frac{1}{V_V} \right) + t_d + t_{ch}$$

Le temps réel est $t_L = \frac{t'_L}{0,85}$

L : distance de roulage

V_p : vitesse à plein

V_v = vitesse à vide

t_d temps de manoeuvre au point de déchargement

t_{ch} : temps de manoeuvre au point de déchargement.

Dans le cas de la cheminée C_1^M on a $L = 760$ m.

$$t'_L = \frac{760}{60} \left(\frac{1}{2,22} + \frac{1}{2,78} \right) + 5' + 5' = 21 \text{ minutes}$$

$$t_L = \frac{21}{0,85} = 25'$$

Dans le cas de la cheminée C_2^M la durée du cycle est de

$$t'_L = \frac{270}{60} \left(\frac{1}{2,22} + \frac{1}{2,78} \right) 5' + 3' = 14 \text{ minutes.}$$

$$t_L = \frac{14}{0,85} = 17 \text{ minutes}$$

La durée d'un cycle de l'extraction est de 160 secondes soit environ 3 minutes.

Etude du transport dans le travers banc

Si le temps de chargement et déchargement d'une berline est de 0n5 mn

dans le 1er cas

$$10 + 25 + 2 \times 27 + 32 + 10 = \underline{131} \text{ minutes?}$$

dans le 2e cas

$$10 + 17 + 2 \times 27 + 32 + 10 = \underline{123} \text{ minutes.}$$

Vue le cycle théorique d'un train de berlines, on peut admettre une limite supérieure égale au moins à 180 minutes. Si le temps de roulage est de 5 heures (300 minutes) donc un train fait 2 voyages / postes.

Dans le 1er cas de la cheminée C_1^M : *Si un train transporte $1,42 \times 20 = 28,4 t$*
il nous faut $\frac{157}{28,4} = 6$ trains

dans le 2e cas C_2^M
 Il nous faut $\frac{83}{28,4} = 3$ trains

Donc au total il faut charger 9 trains/Poste d'où l'on déduit le nombre de wagons.

en sachant qu'un train est utilisé deux fois /poste

4 trains utilisés	chacun 2 fois	8 trains
1 train	utilise 1 fois	1 train
<hr/>		<hr/>
5 trains.		T. = 9 trains.

Donc au minimum on prendra

$$5 \times 20 = 100 \text{ wagons.}$$

De plus on prendra un certain nombre de wagon réserve

- 0,5 train à la cheminée C_1^M
- 0,5 train à la cheminée C_2^M
- 0,5 train à la recette fond
- 0,5 train à la recette jour
- 0,5 train au point de chargement au jour

soit _____

2,5 trains donc 50 Wagons

Au total le nombre de wagons nécessaire sera de 150 wagons

Le coefficient d'utilisation d'une berline sera de .

si le nombre de wagons chargés par jour est de $\frac{500}{1,42} = \underline{352}$ wagons

$$C_T = \frac{352}{150} = 2,35$$

ETUDE du Remblayage Détermination du nombre de Berlins nécessaire

Dans le 1er stade de l'exploitation le remblayage a lieu par le niveau I4 et se fait au 3e poste.

La profondeur d'extraction est de 80 m.

La durée d'une cordée est $t_d = 2,5 \times 80 = 23$ secondes
temps d'engagement 6 s.

Déplacement de la cage 4 s.

Ce qui donne une durée de cycle égale à

$$t'_L = (6 + 4 + 6 + 23) \times 2 = 78 \text{ secondes}$$

Si on prend un coefficient d'irrégularité de 0,85

$$t_L = \frac{t'_L}{0,85} = 92 \text{ secondes}$$

Dans le cas le plus défavorable la distance maximum de remblayage est de 995 m dans le cas où on a deux chambre à remblayer la distance moyenne sera de

$$995 - 70 = 925 \text{ mètres.}$$

I) durée d'un cycle dans le cas du remblayage de deux chambres.

$$t'_L = \frac{925}{60} \left(\frac{1}{2,22} + \frac{1}{2,78} \right) + 5' + 5' = 23 \text{ minutes}$$

$$t'_L = \frac{23}{0,85} = 27 \text{ minutes}$$

Durée d'un cycle dans le cas d'une chambre.

$$t'_L = \frac{140}{60} \left(\frac{1}{2,22} + \frac{1}{2,78} \right) + 5' + 5' = 13 \text{ minutes}$$

$$t_L = \frac{13}{0,85} = 16 \text{ minutes}$$

Cycle complet d'une berline : (d'un train)

Temps de déchargement	15	minutes
Temps de déchargement	10	minutes
temps d'extraction	15	minutes.

Cas du remblayage extrême :

$$10 + 32 + 15 \times 2 + 27 + 15 = \underline{114} \text{ minutes}$$

Cas du remblayage ; le plus proche.

$$10 + 32 + 15 \times 2 + 16 + 15 = \underline{103} \text{ minutes}$$

En sachant que la **volume** du remblai nécessaire par jour (au 3e poste) est de 162m3
Si le coefficient de remplissage est de 0,9 d'un wagon de 1 m3

$$\text{On aura au total } \frac{162}{0,9} = 180 \text{ wagons}$$

Chargés

Il faut 12 wagons pour les deux chambres extrêmes et 60 wagons pour la chambre plus proche.

Si l'on considère que la durée du remblayage est de 4 heures vue que le 3e poste **sert** aussi à la descente du matériel.

Si l'on considère qu'en 4 h un train fait 2 voyages dans ce cas on aura

1°/ Cas du remblayage extrême.

1 train fait 2 voyages $2 \times 20 = 40$ wagons.

d'où l'on déduit qu'il faut 3 trains.

2°) Cas du remblayage le plus proche :

1 train fait 2 voyages ce qui donne $2 \times 20 = 40$ Wagons

1 train fait 1 voyage = 20

Il faut Donc 2 trains 60 wagons.

Au total on aura au minimum $5 \times 20 = 100$ wagons en prenant 0,5 trains dans chaque point.

comme réserve on aura 150 Wagons

$$\text{Coefficient d'utilisation d'une berlibe } C_t = \frac{180}{150} = \underline{1,2}$$

AERAGE

Détermination des besoins en air:

Si l'on considère que le personnel au poste le plus chargé sera de 90 personnes et si les besoins sont de $3 \text{ m}^3/\text{m}^3/\text{mn}$ / personne

Les besoins seront : $90 \times 3 = 270 \text{ m}^3/\text{mn}$.

De plus les besoins pour la dilution des fumées de locomotive sont de $3 \text{ m}^3/\text{ch}$. sa puissance étant de 20 ch.

d'où les besoins $20 \times 3 = 60 \text{ m}^3 / \text{mn}$.

au total on aura

$$270 + 60 = 330 \text{ m}^3 / \text{mn} + 50 \%$$

De réserves ce qui donne = $500 \text{ m}^3 / \text{mn}$ au minimum.

La répartition entre les différentes exploitations nous montre que la vitesse devient presque nulle au chantier, ce qui nous amène à admettre d'autres conditions et prendra la limite supérieure en tenant compte de la vitesse maximum de l'air dans travers -banc soit 6 m/s .

Le section étant de $3,5 \text{ m}^2$ le débit sera de

$$Q = V \times S = 6 \times 3,5 = 21 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$Q = 1260 \text{ m}^3/\text{mn}$$

On se limite à ce résultat pour le calcul de puissances des ventilateurs et la distribution d'air.

Si on considère que les besoins pour aérer la salle des treuils sont de $Q_1 = 3 \text{ m}^3/\text{s}$ ($180 \text{ m}^3 / \text{mn}$)

que les pertes par le travers banc du niveau I4 sont de $Q_2 = 1,5 \text{ m}^3/\text{s}$ ($90 \text{ m}^3/\text{mn}$) à l'est et de $Q_2 = 1,5 \text{ m}^3/\text{s}$ ($90 \text{ m}^3/\text{mn}$) à l'Ouest.

Il reste donc pour les chantiers d'exploitation $1260 - 360 = 900 \text{ m}^3/\text{mn}$ ($15 \text{ m}^3/\text{s}$)

Cheminée Est

schéma d'aérage de la mine

Cheminée s^{te} Barbe

Cheminée
Ouest

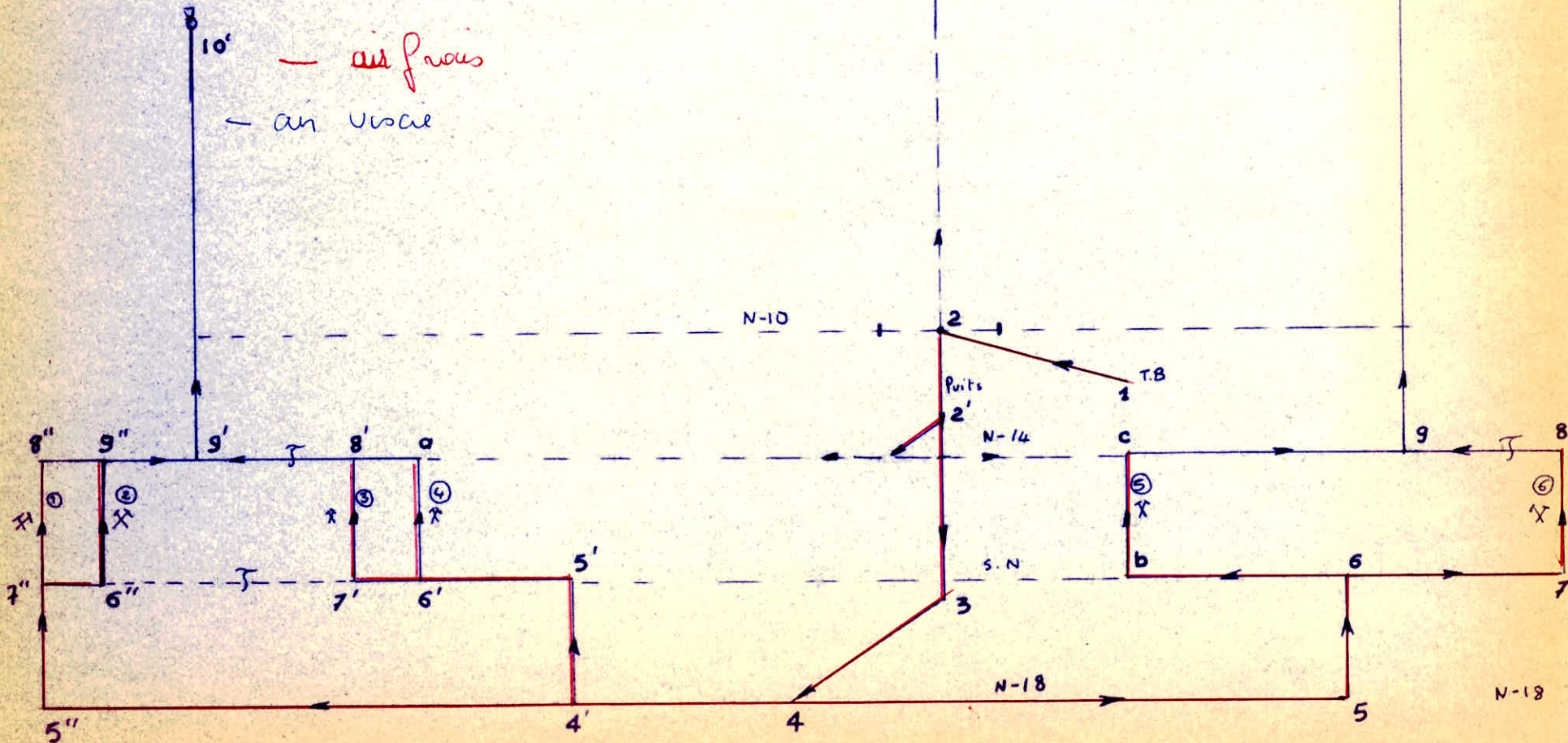
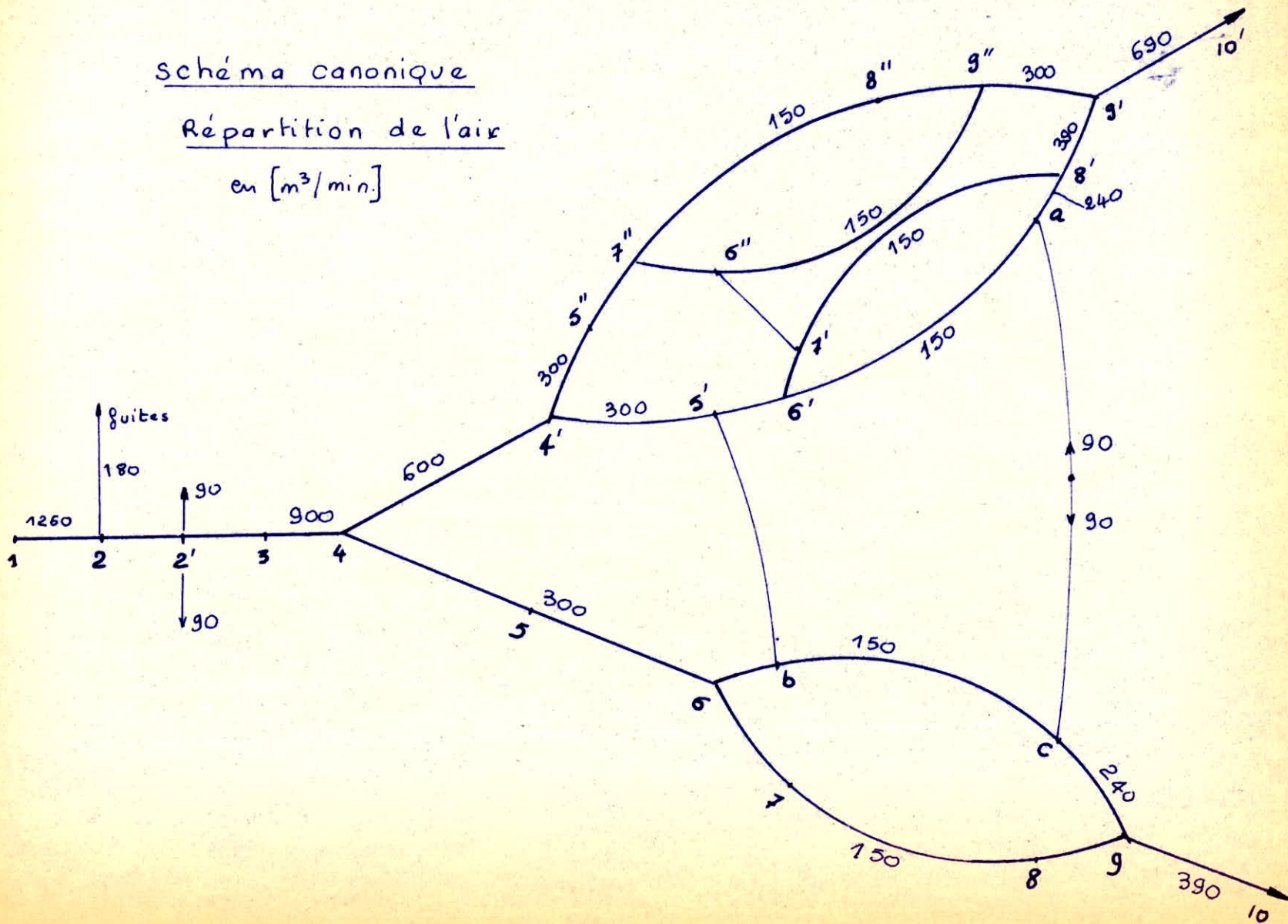


schéma canonique
Répartition de l'air
 en $[m^3/min.]$



d'où la répartition par chambre

$$\text{de } \frac{900}{6} = 150 \text{ m}^3/\text{mn} \quad (2,5 \text{ m}^3/\text{s})$$

Jb

Dans ce cas la vitesse atteinte sera d'environ

$$V = \frac{Q}{S} = \frac{2,5}{3,2} = 0,78 \text{ m/s ce qui est acceptable.}$$

CALCUL DE LA PUISSANCE DES VENTILATEURS.

D'après les formules usuelles du calcul d'aéragé on détermine successivement

-les coefficients de pertes de charge α pour chaque ouvrage

-Les résistances spécifiques par unité de longueur.

$$r_s = \alpha \frac{B}{S^3} 10^5 \text{ Murgés /100 m}$$

B : Périmètre de l'ouvrage (m)

S : Section (m²)

α Coefficient de pertes de charges

- Résistance spécifique

$$R_s = \alpha \frac{B l}{S^3} \text{ MURGES}$$

- La résistance correspondante au volume normale.

$$R_n = R_s \frac{w_0}{w} \text{ (Murgés)}$$

w = poids spécifique de l'air

w₀ = poids spécifique de l'air dans les conditions normales

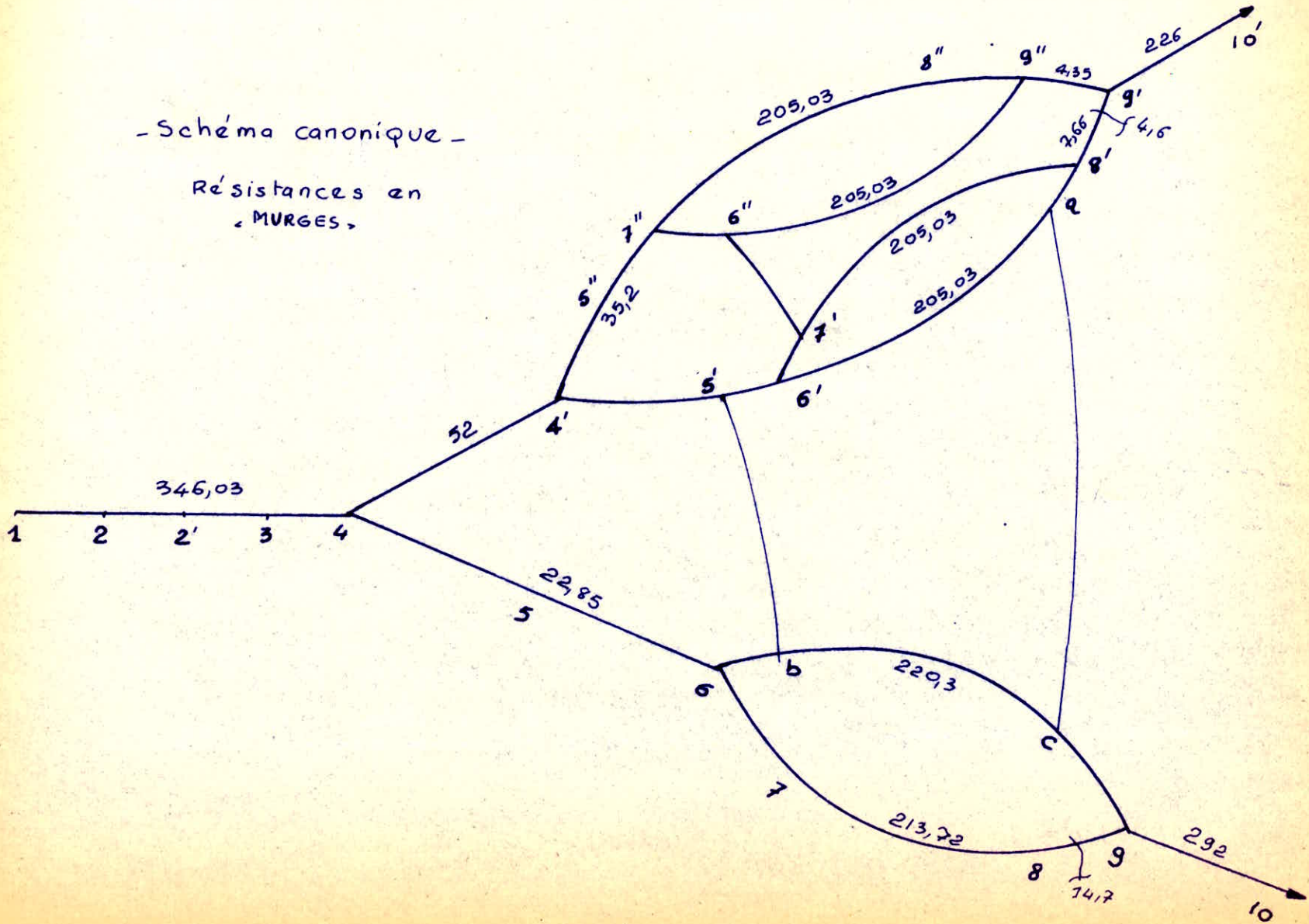
Puis en kilomurgés pour les calcul des pertes de charges.

Somme des pertes de charges le long d'un circuit

$$\sum \Delta X = \sum R_n Q^2 \text{ en Kg/m}^2 \text{ ou mn d'eau;}$$

- Schéma canonique -

Résistances en
< MURGES >



Calcul de la puissance du ventilateur à l'Est (débit 690 m³/mn)
(11,5 m³ /s)

On fait la somme des pertes de charge le long d'un circuit.

On considère les branches suivantes

Branches	ΔX
I - 2	131,87
2 - 2'	4,284
2' - 3	2,94
3 - 4	0,216
4 - 4'	0,487
4' - 5''	0,5
5'' - 7''	0,326
7'' - 8''	1,19
8'' - 9''	0,119
9'' - 9'	0,102
9' - 10	28,5

$$\Sigma \Delta X = 170,534 \text{ Kg/m}^2$$

Puissance

$$N = \frac{E \cdot H \cdot Q}{75 \times 0,75} = \frac{170,534 \times 11,5}{75 \times 0,75} = 35 \text{ ch.}$$

$$75 \times 0,75 = 26 \text{ kW}$$

Branches N°	α	B (m)	S (m ²)	S ³	r_{ob} M/100	L (m)	R _s M	ω_m	R _n M	Q_n m ³ /s	$R_n Q_n^2$	Q_n^2 m ³ /s	Q_n^2
1-2	1,5	7,3	3,5	43	25,4	1200	305	$\frac{E I_0}{L^3} = 1,04$ $\frac{E I_0}{L^3} = 0,97$	317	20,4	131,87	21	416
2-2'	2,5	7,9	5	125	15,8	80	13,5		14	17,5	4,284	18	306
2'-3	2,5	7,9	5	125	15,8	1000	15,8		14	14,5	2,94	15	210
3-4	1,5	12	11,8	1640	1,1	90	0,99		1,03	14,5	0,216	15	210
4-4'	1,5	11,4	8,5	615	2,78	180	5		5,2	9,7	0,487	10	94
4'-5'	2,5	8,8	4,5	90	24,4	55	13,4		14	4,85	0,328	5	23,5
5'-5'	1,6	11,4	8,5	615	2,78	175	4,86		5,05	4,85	0,121	5	23,5
6'-7'	1,5	11,4	8,5	615	2,78	70	1,95		2,03	2,42	0,119	2,5	5,85
7'-8'	5	7,2	3,2	33	109	179	195		203	2,42	1,19	2,5	5,85
6'-a	5	7,2	3,2	33	109	179	195		203	2,42	1,19	2,5	5,85
a-8'	1,5	11,4	8,5	615	2,78	70	1,95		2,03	3,88	0,021	4	10,5
8'-9'	1,5	11,4	8,5	615	2,78	269	7,36		7,66	6,3	0,13	6,5	39
4'-5''	1,5	11,4	8,5	615	2,78	735	20,5		21,3	4,85	0,5	5	23,5
5''-7''	2,5	8,8	4,5	90	24,4	54,5	13,3		13,9	4,85	0,326	5	23,5
6''-7''	1,5	11,4	8,5	615	2,78	70	1,95		2,03	2,42	0,119	2,5	5,85
7''-8''	5	7,2	3,2	33	109	179	195		203	2,42	1,19	2,5	5,85
8''-9''	1,5	11,4	8,5	615	2,78	70	1,95		2,03	2,42	0,119	2,5	5,85
6''-9''	5	7,2	3,2	33	109	179	195		203	2,42	1,19	2,5	5,85
9''-9'	1,5	11,4	8,5	615	2,78	150	4,17		4,35	4,85	0,102	5	23,5
9'-10'	1,5	7,2	3,2	33	109	208	2,7		226	11,2	28,5	11,5	126
4-5	1,5	11,4	8,5	615	2,78	310	8,6		8,95	4,85	0,21	5	23,5
5-6	2,5	8,8	4,5	90	24,4	54,5	13,3		13,9	4,85	0,326	5	23,5
6-7	1,5	11,4	8,5	615	2,78	245	6,8		7,1	2,42	0,041	2,5	5,85
7-8	5	7,2	3,2	33	109	179	195		203	2,42	1,19	2,5	5,85
8-9	1,5	11,4	8,5	615	2,78	125	3,48		3,62	2,42	0,021	2,5	5,85
6-b	1,5	11,4	8,5	615	2,78	245	6,8		7,1	2,42	0,041	2,5	5,85
b-c	5	7,2	3,2	33	109	179	195		203	2,42	1,19	2,5	5,85
c-9	1,5	11,4	8,5	615	2,78	355	9,85		10,2	3,88	0,107		10,5
9-10	1,5	7,2	3,2	33	109	257	280		292	6,3	11,4		39

avant P 141 Non Scandi.
- PLO0370.

Calcul de la puissance du ventilateur de l'Ouest.

Le débit d'air est de 390 m3/mn (6,5 m3/S)

par un calcul anamogue on calcul

0 X	I- 2	
	2- 2'	139,31
	2' 3	
	3-4	
	4- 5	0,21
	5- 6	0,326
	6- 7	0,041
	7- 8	1,19
	8- 9	0,107
	9-10	11,4
		<hr/>
		152,584 Kg/m2

$$d'où N = \frac{152,584 \times 6,5}{75 \times 0,75} = 17,7 \text{ ch. } \underline{13 \text{ KW}}$$

Jusqu'ici les calculs effectués n'ont pas tenu compte de la force aérométrice naturelle, que nous allons étudier dans les deux cas de saison, l'été et l'hiver.

avec les conditions suivantes température été 40° c

température hiver 5°c.

On calcul ainsi les températures en chaque point à l'aide des conditions suivantes

$$T_a = T_a + \frac{H}{gr}$$

Te : température d'entrée

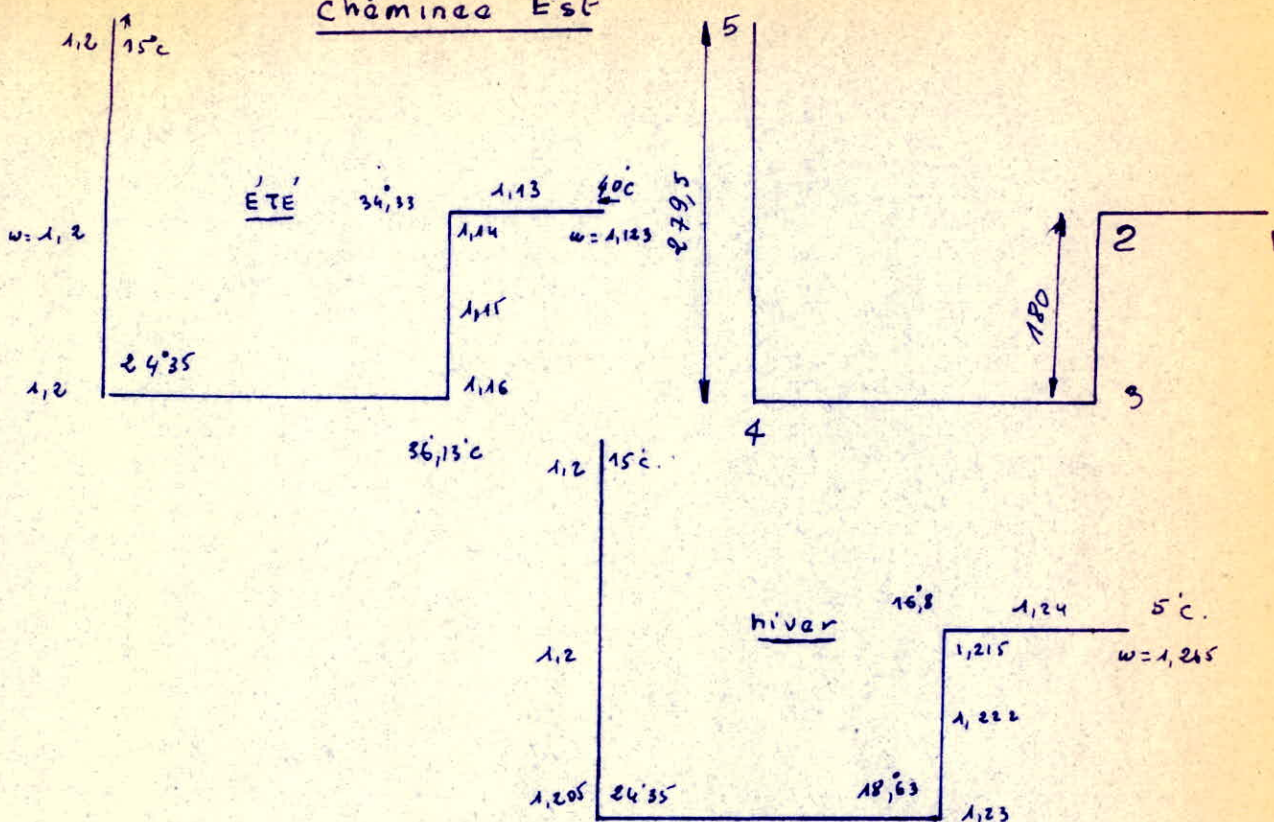
Ta : température de l'air

H : profondeur

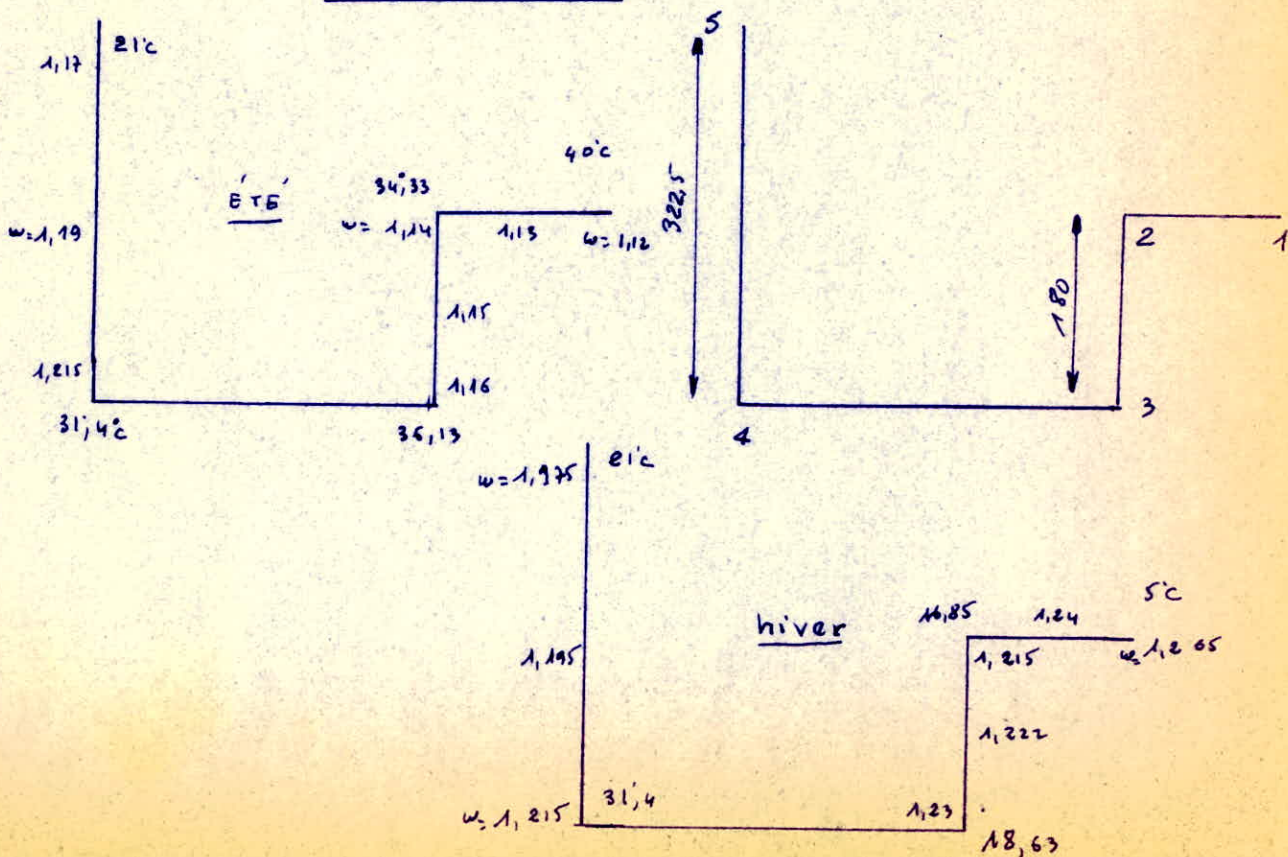
gr : 100 m

Determination de la force aeromotrice naturelle

Cheminée Est



cheminée OUEST



De plus on suppose que la température de l'air à la base du puits de retour d'air est égale à celle des terrains

$$T_s = t_t = t_m + \frac{H}{G} \quad t_m = 15^\circ\text{C}$$

G : degré géothermique
30 m.

De même que l'on calcul le poids spécifique de l'air d'après la formule suivante

$$W = 0,462 \cdot \frac{P}{273 + t} \quad \text{avec } P = P_1 + w \cdot \Delta Z$$

Calculs effectués pour le cas de la cheminée à l'Est.

Cas de l'été

On fait la somme des pertes de charge $\Delta X = R Q^2$

$$\int_1^5 w_{1,5} dz = w_{1,5} (z_5 - z_1) = 1,121 \times 111,5 = 125$$

$$\int_5^4 w_{4,5} dz = w_{4,5} (z_4 - z_5) = 1,2 (-279,5) = -335$$

$$\int_3^2 w_{2,3} dz = w_{2,3} (z_2 - z_3) = 1,15 \times 180 = + 207$$

$$\int_2^1 w_{1,2} dz = w_{1,2} (z_1 - z_2) = 1,13 (-12) = -13,6$$

Total = -16,6 K/m²

Un calcul analogue donne

Pour le cas de l'hiver.

$$RQ^2 = + 9,1 \text{ kg/m}^2$$

Cas de la cheminée à l'Ouest

Cas de l'été

On calcul de même, RQ^2

et on obtient

$$RQ^2 = - 21,05 \text{ kg/m}^2$$

Calcul de l'hiver : un analogue donne

$$RQ^2 = + 11,1 \text{ kg/m}^2$$

D'après ces résultats on voit que l'on doit apporter des corrections en ce qui concerne la puissance des ventilateurs à installer.

Ventilateur à la cheminée Est.

On voit que le cas le plus défavorable correspond à l'été où l'on a un renversement du sens de l'aériage.

$$\text{correspondant à } RQ^2 = - 16,6 \text{ Kg/m}^2$$

Ce qui correspond à un supplément de puissance de

$$N = 16,6 \times 11,5 = 3,4 \text{ ch.}$$

$$\frac{75 \times 0,75}{2,5} \text{ KW}$$

Ventilateur à la cheminée OUEST :

Le cas le plus défavorable correspond à l'été soit

$$RQ^2 = -21,05 \text{ kg/m}^2$$

Ce qui correspond à un supplément de puissance de

$$N = \frac{21 \times 6,5}{75 \times 0,75} = 2,4 \text{ ch}$$

$$= 1,8 \text{ KW}$$

d'où la puissance du ventilateur.

$$13 + 1,8 = 14,8 \quad \underline{15 \text{ KW}}$$

Détermination du Personnel nécessaire

On distinguera pour la main-d'œuvre deux grandes parties, la main d'oeuvre pour le fond et le jour.

1°/ Main d'oeuvre fond

a) Exploitation : 2 postes

	ouvriers	ouvrier par jour.
1°/ Foreur	6	12
2°/ aide	6	12
3°/ boiseur	6	12
4°/ boute feux	3	6
5°/ air comprimé-eau	6	12
6°/ racleur + aide	6	12
7°/ Chef sous-niveau Est Ouest	2	4
8°/ Chef sous niveau	1	2
	36	72

b) transport : 2 postes

transport principal

1°/ base cheminée	1	8
2°/ machiniste + aide	2	4
3°/ signaliste (Recette)+ Aide	2	4
4°/ chef du transport	1	2
	9	18

Transport sous niveau 2 postes

1°/ - 1°/ chargement	6	12
2°/ treuilliste	2	4
3°/ déchargement	2	4
4°/ chef du transport	1	2
	11	22
c) Service d'entretien : 2 postes	1	
1°/ Magasinier	1	2
2°/ Mécanicien	1	2
3°/ Exhaure	1	2
4°/ Electricien	1	2
5°/ Entretien	6	12
	10	20
d) 3e Postes		
1°/ signaliste + aide	2	2
2°/ machiniste + aide	2	2
3°/ remblayeur	9	9
4) -entretien		
-matériel		
-exhaure	10	10
	23	23

2°/ Main d'oeuvre au jour : 2 postes

ouvriers/P

Ouvrier/j

1°/ recette	2	4
2°/ signaliste	1	2
3°/treuilliste	1	2
4°/ machiniste (loco) + aide	2	4
5°/ déchargement	1	2
	<hr/>	<hr/>
	7	14
6) Station de compression	1	2
7) Préparation du remblai	6	12
8) traitement	10	20
	<hr/>	<hr/>
	17	34
Main d'oeuvre 3e poste		
1°/recette	4	4
2°/chargement remblai	1	1
3°/aide	1	1
4°/machiniste + aide	2	2
5°/traitement	10	10
	<hr/>	<hr/>
	18	18

<u>Autres services</u>	<u>par jour</u>
1°/Aide chimiste	1
2°/échantillonneur	1
3°/Service mécanique électricité	10
4°/Service transport	10
5°)Service administratif	6
6°)Cadres : aides	2
Ingénieur fond	2
Géologue	1
Géomètre	1
Ingénieur laverie	1
Ingénieur en chef	1.
	<hr/>
	36

Ce qui donne au total un personnel au travail de 257 personnes l'effectif total inscrit en ajoutant les 15 % ce qui donne 296 personnes.

ENERGIE.

Détermination de la consommation d'air comprimé: puissance du compresseur.

Comme matériel utilisant l'air comprimé nous avons

- les marteaux perforateurs
- les treuils de raclage
- les treuils de traction

matériel	nombre travaillant en parallèle	consommation m ³ /mn	Total m ³ /mn
marteau P	6	3,5	21
treuils de raclage	3	30	90
treuils de traction.	2	10	20
			131

La consommation total étant de 131 m³/mn on ajoute 20 % de perte ce qui donne environ 160 m³/m n.

Si on admet un coefficient de simultanéité de 0,7

On obtient un débit de $Q = 112 \text{ m}^3/\text{mn}.$

$$= 1,87 \text{ m}^3/\text{S}.$$

Puissance de transformation

L'énergie nécessaire à la compression de 1m3 d'air est donnée par la formule.

$$L_{is} = 2,3 P_1 V_1 \log \frac{P_2}{P_1} \quad (\text{J /M3})$$

P_1 : pression initiale en Pascal.

$$V_1 = 1 \text{ m3}$$

$$P_1 = 1 \text{ atmosphère.}$$

$$= 10^5 \text{ Pascal}$$

P_2 = Prèssion finale

$$P_2 = 7 \text{ atmosphères.}$$

$$\text{d'où } L_{is} = 2,5 \times 10^5 \times 0,845 = 1,945 \text{ } 10^5 \text{ Joule /m3.}$$

La puissance est donnée par la formule.

$$P = \frac{L_{is} \times V}{0,75} \quad (\text{W})$$

V = débit en M3/S

ce qui donne

$$P = \frac{1,945 \text{ } 10^5 \times 1,87}{1000 \times 0,75}$$

$$P = 485 \text{ KW.}$$

Le ϕ du tuyau sera donné par la formule

$$d = 20 \sqrt{V}$$

V : débit en m3/mn

$$d = 20 \sqrt{112} = 212 \text{ mm.}$$

1. u *

La quantité d'eau pour le refroidissement est en générale de

3 - 5 l/m³ d'air.

Consommation d'énergie.

Durée de la foration 224 minutes/P

Durée du raclage 300 minutes/P

Durée de la traction 300 minutes/P

Ce qui donne une durée moyenne de 275 minutes. Si le coefficient de simultanéité est de 0,7.

On aura approximativement une durée effective de 193 minutes.

ce qui correspond à 386 minutes par jour

soit = 6 h30

Consommation d'énergie.

$$485 \times 6,5 = 3160 \text{ KW h/j.}$$

$$\text{soit par tonne } \frac{3160}{500} = 6,32 \text{ KW h/t}$$

Energie consommée par ventilation

On a deux ventilateurs l'un à l'Est l'autre à l'Ouest.

de puissance respective 28,5 KW et 15 KW.

au total on a 43,5 KW

L'énergie sera de $43,5 \times 24 = 1044$ KW h/j.

soit la consommation par tonne de

2,09 KW h/t.

Energie consommée par l'exhaure :

La puissance de la pompe est de 37,6 KW.

d'où $37,6 \times 11 = 413,6$ KW h /j

0,9 x 0,95

Ce qui donne

0,88 KW h/t.

ENERGIE CONSOMMEE PAR L'EXTRACTION

Cas de l'exploitation de l'étage compris entre le niveau I4 et le niveau I8.

On considère la position A $\gamma = I$

Profondeur 130 m.

$$V = 10 \text{ m/s}$$

a) Forces statiques

(Charges montantes - charges descendantes)

$$F_s = P + C_u \cdot p \cdot 130 - C_p - p \cdot 50.$$

$$F_s = 3800 + 2840 + 6 \times 130 - 5220 - 6 \times 50 = 1900 \text{ kg.}$$

b) Forces de frottement.

$$F_f = 1900 \times 0,2 = 380 \text{ kg.}$$

c) Forces dynamiques :

$$F_d = P_0 \frac{\gamma}{g} = (P_t + P_r) \frac{\gamma}{g}$$

$$P_t = 2840 + 3800 + 6 \times 130 + 5220 = 12940$$

$$P_r = \frac{P_t}{2} = 6470$$

$$P_0 = 19410 \quad \text{d'où} \quad F_d = \frac{19410}{9,81} = 1980 \text{ kg.}$$

Calcul des couples correspondants. :

$$F_t = 1900 + 380 + 1980 = 4260 \text{ kg.}$$

Couple total :

$$4260 \times 1,2 = 5112 \text{ m.kg.}$$

Puissance Correspondante correspondante.

$$W = \frac{Ct \Omega}{75} = \frac{5112 \times 8,35}{75} = \frac{570 \text{ ch.}}{418 \text{ Kw}}$$

Cas de remblayage par le niveau I4.

Dans ce cas la puissance maximum atteinte correspond à la montée du contre poids. dans ce cas la cage servira de contre-poids à celui ci.

a) Forces statiques : la charge utile d'une berline est de 1 tonne de remblai.

$$5220 + 6 \times 130 - 3800 - 2000 - 50 \times 6 = -100 \text{ kg.}$$

b) Forces de frottement

$$-100 \times 0,2 = -20 \text{ kg.}$$

c) Forces dynamiques.

$$F_d = (P_t + P_r) \frac{\gamma}{g} \quad P_t = 2000 + 3800 + 6 \times 130 + 5220 = 12.100 \text{ kg.}$$

$$\text{d'où } F_d \frac{10150}{9,81} = 1850 \text{ kg}$$

$$F_t = 1850 - 20 - 100 \rightarrow 1730 \text{ kg.}$$

Compte total

$$1730 \times 1,2 = 2080 \text{ m .Kg.}$$

d'où la puissance correspondante.

$$W = \frac{2080 \times 8,35}{75} = 239 \text{ ch.}$$

$$170 \text{ KW.}$$

En sachant que l'extraction dure 10 heures par jour prenons 2 heures pour le personnel ce qui donne 12 heures de marche avec un coefficient d'utilisation de 0,8 on obtient un temps effectif d'environ 10 heures.

d'où la consommation d'énergie.

$$418 \times 10 = 4180 \text{ KW/h.}$$

qui ne représente pas la consommation réelle puisque celle-ci est très variable durant le déplacement de la cage elle est maximum puis elle s'annule grâce au contre poids qui apparaissent les couples de freinages.

donc nous prendrons seulement 50 % de cette valeur soit

$$2090 \text{ KW/h.}$$

Dans le cas du remblayage

On considère 5 heures d'utilisation
soit $170 \times 5 = 850 \text{ KW h.}$

en prenant de la même façon 50 % de cette énergie on obtient

$$425 \text{ KW h.}$$

soit au total pour l'extraction

$$2515 \text{ KW h/j.}$$

Ce qui donne une consommation de

5 KW h/t de tout venant

Eclairage

Si on considère que la puissance pour l'éclairage est de 30 kw et que le temps effectif d'éclairage est de 16 heures.

La consommation d'énergie sera de /.

$30 \times 16 = 480 \text{ KWh/j}$ ce qui correspond.

à 480 = C. . . .
———— = 0,96 KW h/t.
500;

Consommation de matériel :

Explosif 0,6 kg/t.

détonateurs 0,5 d /t.

bois 0,156 m/t.

La consommation de fleuret admise comme étant de 1,82 pièce /1000 t.

consommation du carburant : par les locomotives diesels.

On a 3 locodiesels en circulation par jour.

une au fond, au niveau principal de roulage

Une au niveau de remblayage (3e poste).

Une: au travers (jours). (travers-banc) jour

-au travers banc la locomotive travaille pendant 3 postes soient 15 heures?

--au fond - Une locomotive travaille pendant 2 postes soient 10 heures.

-une autre travaille au 3e poste soient 5 heures.

au total on a 30 heures de fonctionnement si le coefficient d'utilisation est de 0,8
on aura un temps effectif de

$$30 \times 0,8 = 24 \text{ heures pour le transport du minerai et du remblai.}$$

On ajoutera 6 heures qu'on utilisera pour la transport du matériel pour les 3 postes.

au total on a 30 heures.

La consommation d'une locomotive est approximativement de 180 g/chh.

On a une énergie correspondante à une puissance de 20 ch.

$$20 \times 30 = 600 \text{ ch h/j.}$$

d'où la consommation de carburant

$$180 \times 600 = 108\ 000 \text{ g} = 108 \text{ kg.}$$

La densité du fuel étant de 0,86

donc on aura 126 litres par jour.

Ce qui revient à (0,252 l/t.

ENERGIE CONSOMMEE PAR LES INSTALLATIONS DE TRAITEMENT.

Etant donné que pour connaître avec précision l'énergie consommée il faudrait étudier dans les détails toutes les installations. Nous nous contenterons de prendre une puissance en comparaison avec des unités de traitement déjà existantes.

On choisit une puissance consommée comme étant de 1212 KW.

Se répartissant comme suit

250 KW pour l'installation de concassage et 962 KW pour les installations de broyage, flottation et autres.

Energie consommée par le concassage.

Le concassage a lieu pendant 16 heures avec un coefficient d'utilisation de 0,8

$$16 \times 250 \times 0,80 = 3200 \text{ KW h.}$$

Energie consommée par les autres installations.

$$24 \times 962 \times 0,8 = 18470,4 \text{ KW h.}$$

Nous ajoutons 450 KW h/j pour les installations annexes.

au total on aura

$$22120,4 \text{ KW h/j.}$$

$$44,25 \text{ KWh/j.}$$

PUISSANCE DU TRANSFORMATEUR.

Matériel	Puissance (KW)	Puissance installé.
1°/Usine de traitement	1212	
2°/Compresseur	485	
3°/Exhaure	37,6	
4°/Ventilation	43,5	
5°/Eclairage	30	
6°/Extraction	580	
	2388,1	

on ajoute 20 % de réserve de puissance
ce qui donne
= 2866 Kw.

Puissance du transformateur

$$N = \frac{P \text{ installées}}{\eta_{\text{moteur}} \times \cos \phi \cdot D} \times K_{\text{cherch}} \quad \left(\begin{array}{l} \text{cherch.} \\ K=0,6 \end{array} \right)$$

$$N = \frac{2866}{0,95 \times 0,80 \times 0,9} \times 0,6 = \underline{\underline{2550 \text{ KVA}}}$$

Indices technique	Unités	Nombres	Observations
<u>Réserves et production</u>			
réserves géologiques	1000 t'	1 393,3	
réserves exploitables	1000 t	1 253,8	
épaisseur des couches	m	1,6	
débit d'eau	m ³ /h	20	
<u>Teneur des métaux.</u>			
Cu	%	2,33	
Pb	%	0,15	
Zn	%	0,6	
FeS ₂	%	15	
Ag	g/t	60.	
<u>Réserves métal net (exploitables).</u>			
		Techoexport	KRUPP
Cu	1000 t	27,75	26,77
Pb	1000 t		1,74
Zn		5,5	14,37
FeS ₂		1080	188
Ag	t	81,6	51,49
<u>Production brut</u>			
	t/an	140.000	
	t/j	500	

<u>Travaux de découpage.</u>		
Jusqu'à la fin de la construction.		
Longueur du puits	m	265
Longueur des T.B.		90
Longueur des galeries		3242
Longueur des cheminées.		7 38,5
<u>INFRASTRUCTURE.</u>		
Bâtiment administratif	m3	800
Bâtiment Social		1500
Bâtiment industriel		1200
<u>Indices de l'exploitation</u>		
nb de chantier		6
nombre de postes d'exploitation		2
Poste de remblayage		1
Production par chantier	t/p	83,5

<u>Main-d'oeuvre</u>		
-par chantier d'exploitation	H8/j /3	12
-ensemble des chantiers		72
en dehors des quartiers d'exploitation		83
-ensemble fond		155
-ensemble jour		88
-ensemble des ouvriers de la mine		243
-Personnel Administratif		6
-Technicien Ingénieur		8
-total au travail		257
-total inscrit (+ 5 %)		296
<u>Indices de rendement</u>		
rendement front	t/H P	9,25
rendement quartier		6,96
rendement fond + jour		2,06
rendement total		1,94
<u>Consommation de matériel</u>		
bois	m.t	0,156
explosif	kg/t	0,6
détonateur	det/t	0,5
énergie électrique	KWh.t	15,25
air comprimé	m3/t.	87

PRINCIPES DE TRAITEMENT.

L'historique de la mine a montré que les exploitants ont été gênés principalement par le traitement des minerais d'où ils ne pouvaient séparer plomb, zinc et stibicivre. Ce n'est qu'après qu'on eut l'idée d'utiliser la flottation.

D'après un rapport datant de février 1939 des essais ont été effectués par la Société Minière et Métallurgique de Fenarroya et le problème a été complètement résolu au laboratoire ; on arrive à une séparation correcte : blende, galène, cuivre et pyrite avec un rendement de 90 %.

Après la reprise de la recherche en 1965-1966 des essais au laboratoire ont été effectués.

La société Bulgare Technoexport a présenté les résultats suivants

Un concentré de cuivre et un concentré de pyrite par contre la société KRUPP a présenté les résultats suivants.

Un concentré de Cu/Pb, un concentré de Zn et un concentré de pyrite.

Nous voyons donc combien les résultats sont différents les uns des autres, il semble que seuls les essais industriels de flottation donneront le schéma définitif permettant si possible de séparer chaque élément du minerai.

Les études faites sur le minerai de Kef Oum Theboul ont montré l'existence des minéraux suivants.

1°) Pyrite (15 %) est le constituant le plus répandu on trouve des grains de ,

0,02 - 0,2 mm.

2°) Blende : sous forme de nids veinulles on trouve des cristaux allant de 1 à 3 mm.

3°) Chalcopyrite : 0,1 - 1 mm.

4°) Galène on trouve des nids de 2 x 2 mm.

et des cristaux de 3 x 3 mm.

Suivant les possibilités de séparation des éléments nous nous proposerons de donner les principes d'un schéma classique de flottation pour obtenir la séparation en 4 produits Pb - Zn-Cu- Pyrite.

PROFIL SCHEMATIQUE D'UNE USINE de TRAITEMENT.

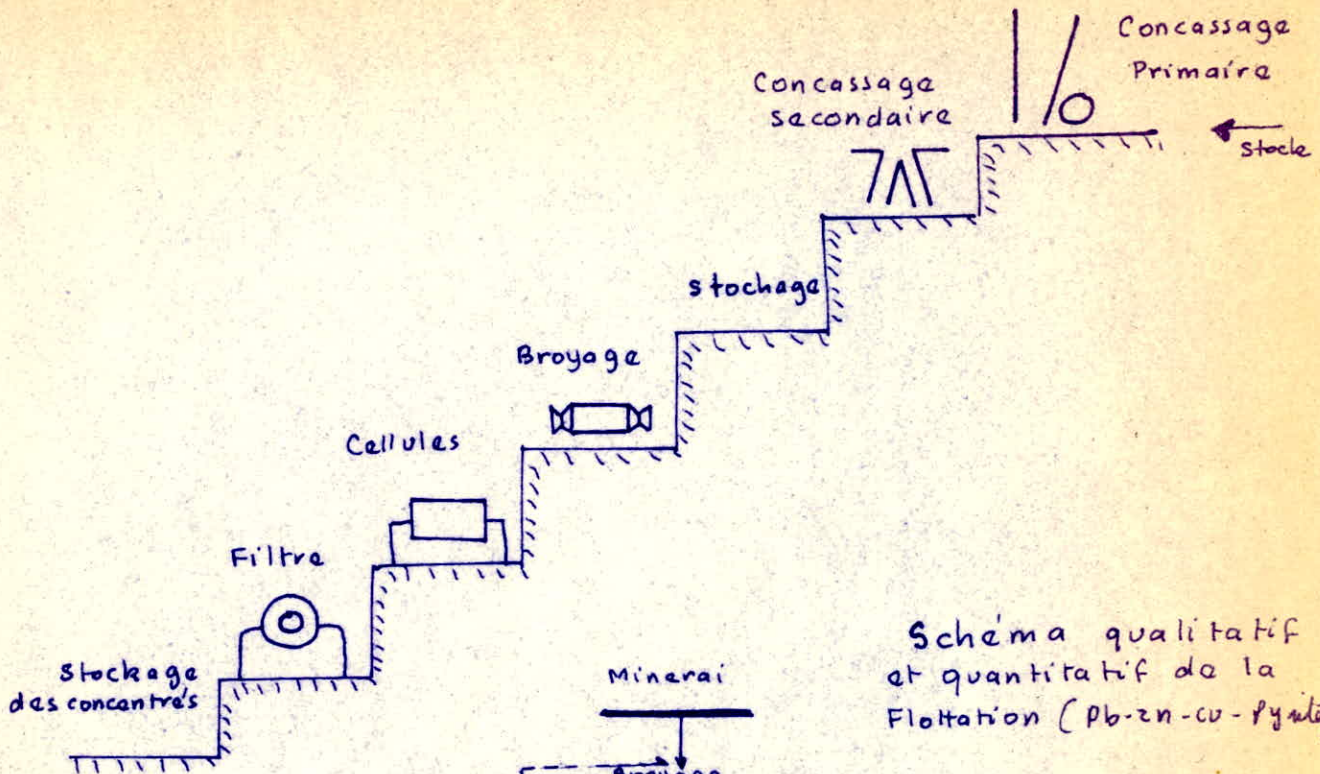
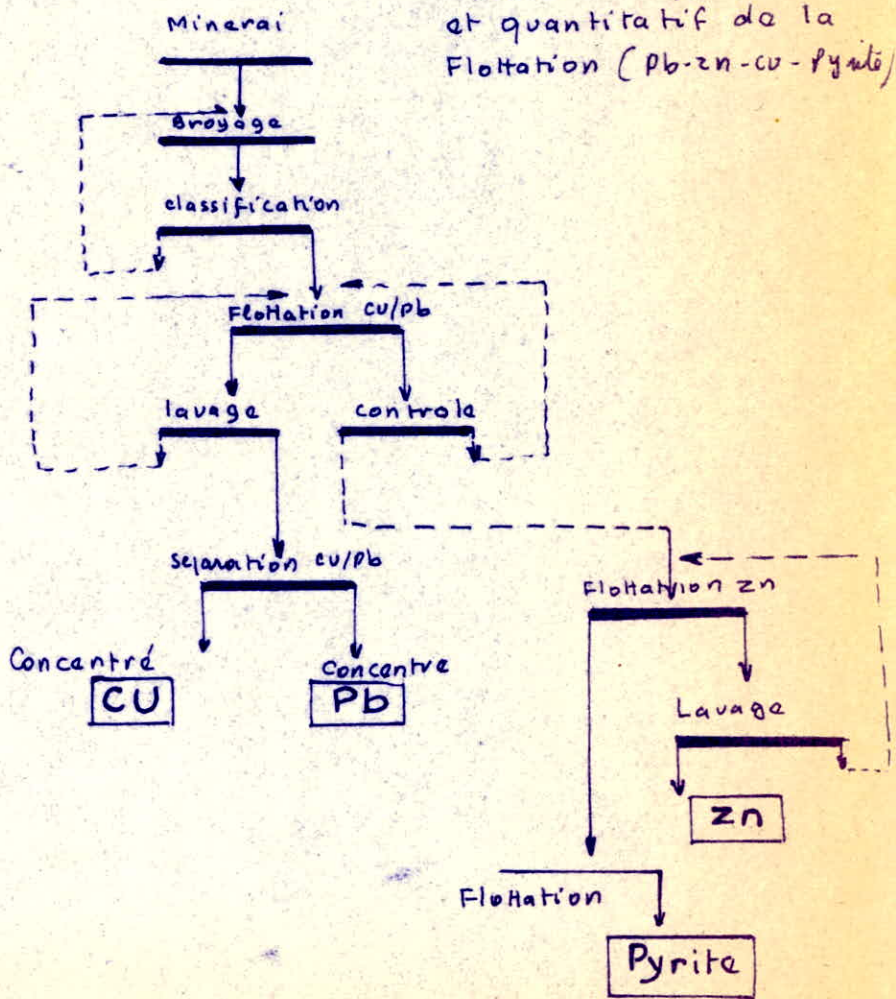


Schéma qualitatif et quantitatif de la Flottation (Pb-Zn-Cu-Pyrite)



PRINCIPES.

- 1°) On peut penser à la flottation d'un préconcentré de Pb/Cu avec dépression de zinc et la pyrite.
- 2°) S'il y a possibilité d'obtention d'un concentré de Pb on peut retraiter ce préconcentré avec flottation du cuivre et dépression du Pb.
- 3°) on opère à la flottation du Zn avec dépression de FeS_2

Flottation Pb/cu.

La dépression du Zn et FeS_2 est obtenue par le mélange au broyeur de

- sulfate de Zn
- Bisulfite de Soude
- Cyannure de soude.

de

On ajoute aussi des doses variables du carbonate de Soude, régulateur P.H.
La flottation est obtenue en ajoutant de l'éthylxanthate ajouté en plusieurs points du circuit.

on utilise l'huile comme moussant.

dans le cas où il y a possibilités d'obtenir un concentré de Pb
Séparation Pb-Cu.

Dépression de la galène par le mélange bichromate de soude, dextrine.

Flottation du Zn. :

Précédé d'un conditionnement avec SO_2 Cu et de la chaux.
Flottation avec l'éthyl xanthate en tête et Amy à l'épuisage.
le P H = 10-II est maintenu à l'aide de la chaux.

MATERIEL -Equipement

Tous les travaux sont en général liés au fonçage du puits et à son équipement. vue l'acidité des eaux, pour palier à cet inconvénient nous utilisons un guidage en bois pour la cage.

Il est réservé pour le personnel un compartiment équipé de paliers et d'échel-
les.

Pour l'exploitation de l'étage délimité par le niveau I4 et I8 nous équiperons le puits seulement sur 195 m à partir du niveau IO.

Il faudra :

$$195 \times 2 = 390 \text{ m de guidage.}$$

les mises ont 2,5 m de long. Si la distance entre moises est de 3 m nous aurons

$$\frac{195 \times 5}{3} = 325 \text{ m.}$$

3

nous choisirons des guidages de 35 kg/m et des moises de 40 kg/m.

si nous choisissons une distance entre palier égale à 6 m (valable pour la réglementation en vigueur) nous aurons environs 30 piliers.

Pour envisager l'exploitation, le matériel nécessaire est réparti de la façon suivante.

Dans chaque chambre en exploitation nous avons un marteau perforateur et un treuil de raclage.

Les cheminées d'évacuation du produit entre un sous niveau et le niveau principal de roulage sont équipées de treuil de traction.

Pour le transport principal nous avons une locomotive dans le niveau I8, une dans le niveau I4 (remblayage) et une dans le T.B. "Ste Barbe".

les berlines sont réparties entre le niveau I8, le sous-niveau le niveau I4 et le niveau IO (T.B.) au total nous avons environ 340 Wagons.

TRANSPORT EXTERIEUR.

Dans le transport extérieur nous distinguerons deux cas, le transport de la mine à la laverie et le transport de laverie au port d'embarquement.

Transport de la mine à la laverie.

Du puits à l'extérieur le transport est assuré par le travers-banc "Ste-Barbe" à l'aide de locomotive diesel. Etant donné le niveau relativement bas (+18,5) de l'embouchure du T.B. , du point de déchargement à l'usine de traitement (qui ne peut être construite que dans les environs immédiats) le transport du minerai pourrait être assuré à l'aide de convoyeurs à bande.

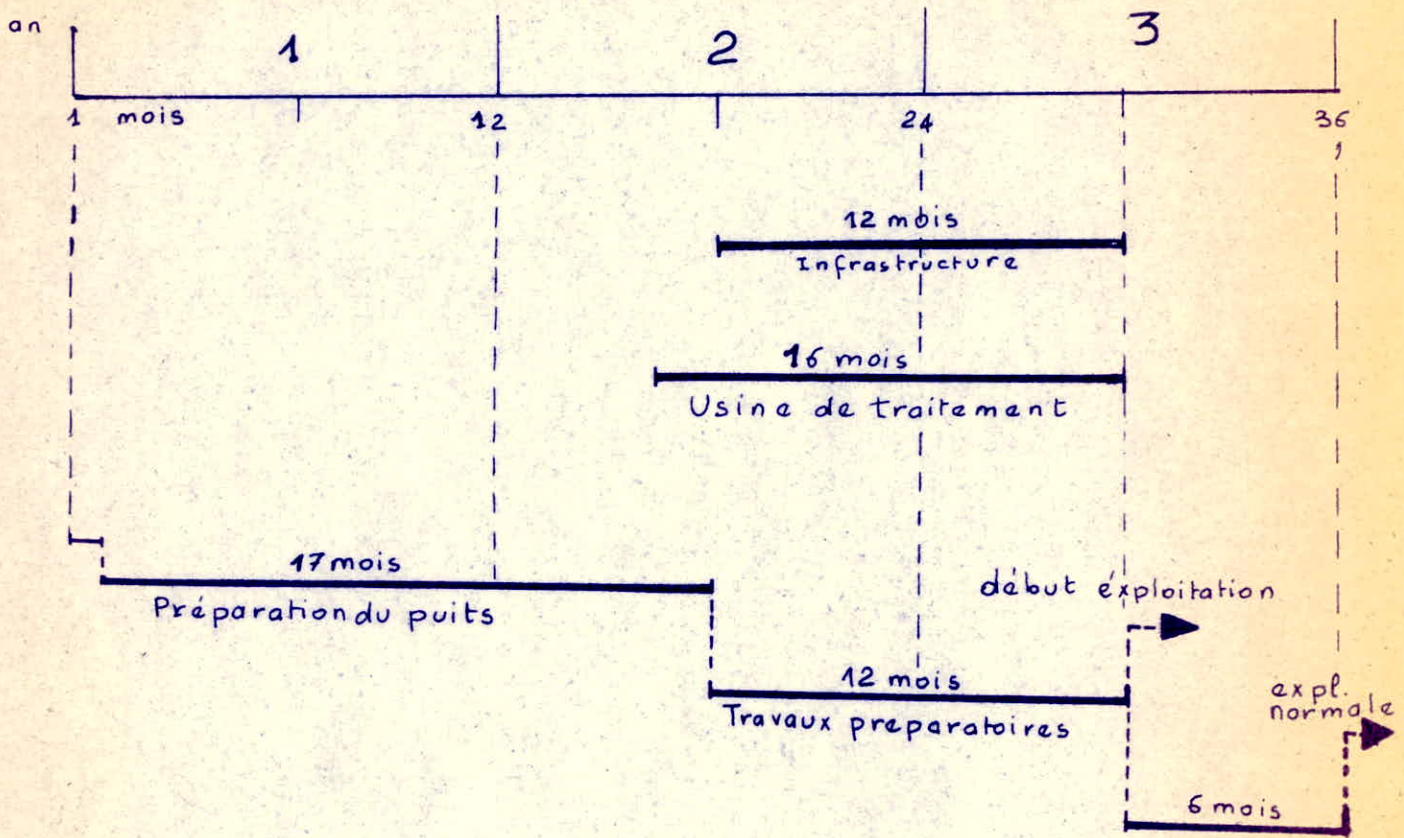
Transport des concentrés.

Les concentrés obtenus ne peuvent dans l'immédiat qu'être dirigés sur le port d'Annaba. La distance séparant OUM THEBOUL du lieu d'embarquement est d'environ 125 km.

Nous avons environ 120 tonnes de concentrés à transporter par jour, en utilisant des camions de 10 tonnes il faudra 12 voyages donc si un camion fait deux voyages par jour.

Il faudrait au minimum 6 camions en ajoutant un comme réserve on aura 7 camions nécessaires affectés au transport des produits obtenus.

Planning général de Construction



Avant de procéder à l'analyse économiques nous allons déterminer la valeur des différents concentrés susceptibles d'être obtenus par le traitement du minerai extrait.

La base de nos calculs est donnée par les cours pratiqués sur le marché international.

Le prix du cuivre étant de	6600 DA/t
Le prix du plomb étant de	1142 DA/t
Le prix de l'Argent étant de	268 DA/t
Le prix du zinc étant de	1350 DA/t

Aux valeurs des concentrés obtenus nous retrancherons les pertes, les frais de fusion et de raffinage suivant les éléments contenus et évalués.

Nous ferons deux analyses distinctes l'une liée aux résultats de laboratoire donnés par la Société Technoexport et l'autre par la Société Krupp.

Des valeurs ainsi obtenues nous prendrons une moyenne qui servira de base à notre analyse économique.

Données-économiques-Intérêt de mise en marche.

Pour les données économiques nous nous baserons sur deux analyses de laboratoire et essais de concentration, fournis par la société Bulgare "Technoexport" et fournis par la Société "Krupp" Il est à signaler que jusqu'ici les essais industriels de concentration n'ont pas eu lieu et que les résultats obtenus au laboratoire peuvent s'éloigner de la réalité.

Concentrés obtenus au laboratoire (mission bulgares)

	Cuivre	Zinc	soufre	Argent
				g/t
1°/ <u>Concentré cuivre</u>	25	4,96		600
Récupération	95,1			
2°/Concentré de pyrite	%	%	%	g/t
	0,285	0,31	46,09	81

Concentrés obtenus au laboratoire (KRUPP)

	Cuivre	Plomb	Zinc	Soufre
	%	%	%	%
1°/ Concentré Cu/pb	26	1,7	1,1	
2°/ concentré Zn	5,5	0,1	45	
3°/ Pyrite	0,4	0,1	0,4	50

La récupération du cuivre est de 92 % et la concentré **Cu/pb** contient 500g/t d'argent.

ANALYSE BASEE SUR LES ESSAIS DE LABORATOIRE TECHNOEXPORT.

	Réserves Géologiques	Réserves exploitables	Teneur en cuivre	Tonnage métal brut en cuivre	Tonnage métal net Récupération 95 %	Tonnage concentré Cu à 25%
	(t)	(t)	2,33 %	(t)	(t)	(t)
Tonnage total	1.393.311	1.253 799		29213,5	27 752,8	111011,2
Tonnage annuel		135-140.000		3262	3096 ,8	12 387,2
Tonnage journalier		500		11,65	11,06	44,24

On récupère 15 % de pyrite soit au total 188 069,8 tonnes

donc environ 21 000 tonnes par an

75 tonnes par jour

ainsi que 600 g d'argent par tonne de concentré de cuivre.

ANALYSE BASEE SUR LES ESSAIS DE LABARATOIRE (KRUPP)

	Réserves géologi- ques	Réserves exploita- bles 10% de pertes	Teneur en cuivre	Tonnage métal brut en cuivre	Tonnage métal net récupération 92 %	Tonnage conc centré cuivre à 25 %
	(t)	(t)	2,33 %	(t)	(t)	(t)
Tonnage total	1.293.211	1.253.799		292 13,5	26 776,4	102.980
Tonnage annuel		135-140.000		3262	2998,8	11536
Tonnage journalier		500		11,65	10,71	41,2

On récupère de même 500g d'argent par tonne de concentré de cuivre.

ANALYSE BASEE SUR LES ESSAIS DU LABORATOIRE (KRUPP)

	Réserves géologiques	Réserves exploitables 10% de pertes	Teneur en Zinc	Tonnage métal brut	Tonnage métal net récupération 86%	Tonnage concentré de Zinc à 45 %
	(t)	(t)	0,6 %	(t)		
Tonnage total	1.393.311	1253.799		7522,8	6469,6	14377
Tonnage annuel		135-140.000		840	722,4	1604,4
Tonnage journalier				3	2,58	5,73

Les récupérations de la pyrite sont les mêmes

21 000 tonnes par an

75 tonnes par jour.

Intérêt de mise ne marche Valeurs
des Concentrés, susceptibles d'être obtus.

A- D'après les analyses de laboratoire (KRUPP)

Concentré Cu/Pb : dans ce concentré; font l'objet d'une évaluation, le cuivre, le plomb et l'argent.

Cuivre.

On a un concentré de 26 % on retranche 1,3 % dues aux pertes par scorification.

$$\text{Il reste} \quad 26 - 1,3 = 24,7$$

Le prix du cuivre étant de 6600 DA/t

d'où la valeur du concentré.

$$\frac{24,7 \times 6600}{100} = 1630 \text{ DA/t de concentré.}$$

Pb : on a une teneur de 1,7 %, on déduit 1,3 unités pour les pertes ce qui donne.

$$1,7 - 1,3 = 0,4$$

Le prix du plomb étant de 1142 DA/t

d'où la valeur du concentré

$$\frac{0,4 \times 1142}{100} = 4,7 \text{ DA/t de concentré.}$$

Ag. on récupère 500g/t d'où l'on déduit 50 g/t pour les pertes il reste 500-50 = 450 g/t.

Le prix de l'argent étant de 268DA/kg

d'où la valeur du concentré

$$0,45 \times 268 = 120 \text{ DA/t de concentré.}$$

Valeur du concentré Cu/Pb.

$$1630 + 4,7 + 0,20 = 1754,7 \text{ DA/t de concentré}$$

à cette valeur il faut retrancher les frais métallurgiques et les frais de raffinage.

- Frais métallurgique/t de concentré 212 DA

-Raffinage par tonne de cuivre payée 750 DA

-Pour l'argent par kg d'argent payé 9,38 DA

-Raffinage du cuivre

$$750 \times 0,247 = 180 \text{ DA/t de concentré}$$

-Raffinage de l'argent

$$9,38 \times 0,45 = 4,2 \text{ DA/t de concentré}$$

-Frais métallurgique 212 DA/de concentré

ce qui donne au total 396,2 DA/de concentré

En définitif la valeur de la tonne de concentré de Cu/Pb est de

$$1754,7 - 396,2 = 1358,5 \text{ DA/t}$$

Evaluation du concentré de Zn.

Font l'objet d'une évaluation, le cuivre et le zinc.

Zn

Pour le zinc compte tenu des pertes la valeur est de 85 % du contenu analytique du zn.

$$\text{d'où la teneur } 45 \times 0,85 = 38,25$$

Le prix du zinc étant de 1350 DA/t

d'où la valeur du concentré

$$\frac{1350 \times 38,25}{100} = 516 \text{ DA/t de concentré.}$$

100.

Cu on a une teneur de 5,5 % déduction de 1,3 unités il reste

$$5,5 - 1,3 = 4,2.$$

d'où la valeur

$$\frac{6600 \times 4,2}{100} = 277 \text{ JA/t de concentré}$$

100

d'où la valeur d'une tonne de concentré de Zn.

$$516 + 277 = 793 \text{ DA/t de concentré}$$

à cette valeur il faut retrancher les frais

-frais métallurgique par tonne de concentré de Zn 264 DA/t

- frais de raffinage (cuivre) cuivre 750 DA/t de cuivre payée?

$$0,042 \times 750 = 31,5 \text{ DA /t de concentré.}$$

on dernier lieu la valeur de la tonne de concentré de zn sera de

$$793 - 295,5 = 497,5 \text{ DA/t de concentré.}$$

B - D'après les analyses de laboratoire (TECHNOEXPORT)

Evaluation du concentré de cuivre.

Font l'objet d'une évaluation

le Cu - Zn - Ag.

Cuivre la teneur est de 25 % on déduit 1,3 unités pour les pertes.

il reste $25 - 1,3 = 23,7$

d'où la valeur $\frac{6600 \times 23,7}{100} = 1562 \text{ DA/t. de concentré}$

Zn : à la valeur de 85 % du concentré analytique du zn

$\frac{1350 \times 4,22}{100} = 570 \text{ DA/t de concentré.}$

Ag : 600 g/t on déduit 50 g/t pour les pertes il reste 550 g/t

d'où la valeur $268 \times 0,55 = 147,2 \text{ DA/t de concentré}$

Valeur de la tonne de concentré de cuivre.

$1562 + 57 + 147,2 = 1766,2 \text{ DA/t.}$

on déduit 212 DA/t de concentré pour les frais métallurgiques

raffinage de Cu : 750 DA/t de cuivre payée

-raffinage de l'Ag 9,38 DA/kg d'argent payé.

$750 \times 0,237 = 178 \text{ DA/t de concentré}$

$9,38 \times 0,55 = 5,55 \text{ DA/t de concentré.}$

d'où la valeur finale :

$1766,2 - 395,55 = 1370,65 \text{ DA/t.}$

Evaluation de la vente journalière des
produits.

A.- D'après les analyses de laboratoire (KRUPP)

Nous obtenons 3 produits

-Tonnage de concentré **Cu/Pb** 41,2 t/j

-Tonnage de concentré **Zn** 5,73 t/j

-Tonnage de concentré pyrite 75 t/j.

Valeur du concentré Cu/Pb

$$13585 \times 41,2 = 55\ 970,2 \text{ DA/j}$$

Valeur du concentré de Zn

$$5,73 \times 497,5 = 2\ 842 \text{ DA/j}$$

Valeur de la pyrite. :

$$75 \times 50 = 3\ 750 \text{ DA/j}$$

Ventes journalières

62562,2 DA/j

Ce qui représente la valeur de

125,12 DA/t de minerai T.V.

B- En se rapportant aux analyses de laboratoires (Techexport)

On obtient deux produits .

Tonnage cuivre 44,24 t/j

Tonnage Pyrite 75 t/j

Valeur du concentré de Cu

$$1370,65 \times 44,24 = 60637,5 \text{ DA/j}$$

Valeur de la pyrite :

$$50 \times 75 = 3750 \text{ DA/j}$$

Vente journalière 64 387,5 DA/j

Ce qui représente la valeur de

127,37 DA/t de minerai T.V.

Nous voyons que nous obtenons des valeurs très proches pour les besoins de l'analyse économique nous prendrons la valeur moyenne de

126 DA/t de minerai T.V.

ANALYSE ECONOMIQUE.

Durant l'étude que nous nous sommes proposés de faire nous avons montré quelles étaient les perspectives minières de la région du point de vue des réserves et de la valeur des produits susceptibles d'être mis sur le marché.

Nous avons après cela abordé par étape l'étude technique qui nous avons mené successivement au dénoyage du puits et des anciens travaux, au raval du puits et à son équipement, au découpage et travaux préparatoires à l'exploitation. Nous avons pu aussi nous rendre compte de l'importance des investissements à apporter pour cette première phase.

Nous allons maintenant essayer d'analyser successivement les investissements nécessaires aux travaux énumérés, ainsi qu'aux travaux d'infrastructures bâtiment-équipement matériel, usine de traitement...

Après avoir déterminé les dépenses nécessaires à l'exploitation, au traitement et les charges, nous aborderons alors l'étude de rentabilité par laquelle nous essayerons de conclure en l'opportunité de l'investissement à faire pour l'ouverture de la mine.

Nous allons d'abord essayer de déterminer les dépenses liées à l'exploitation au traitement ainsi que les autres frais.

Dépenses occasionnées par l'exploitation. :

On distinguera successivement les dépenses pour la main-d'oeuvre, l'énergie et le matériel.

I°/ Main-d'oeuvre. :

Nous considérons deux groupes, les ouvriers fond payés à une moyenne de 25 DA/j et les chefs fond payés à une moyenne de 40 DA/Jour.

a) ouvrier fond

$$25 \times 143 = 3575 \text{ DA}$$

b) Chef de fond

$$40 \times 12 = 480 \text{ DA}$$

4055 DA

d'ou les dépenses rapportées à la tonne.

$$\frac{4055}{500} = \frac{0,11 \text{ DA/t}}{\text{}} + 70 \% \text{ de charges sociales}$$

Ce qui donne $8,11 + 5,67 = \underline{13,78 \text{ DA/t.}}$

2°) Energie :

D'après les analyses déjà faites, nous avons

a) air comprimé

La consommation d'air comprimé est de 6,32 KW h/t.

Si la valeur du KW h est de 0,15 DA.

Nous avons les dépenses suivantes rapportées à la tonne de minerai.

$$0,15 \times 6,32 = \underline{0,95 \text{ DA/t.}}$$

b) Ventilation : 2,09 KW h/t

$$0,15 \times 2,09 = \underline{0,32 \text{ DA / t}}$$

c) Ekhaure : 0,88 KW h/t.

ce qui donne

$$0,15 \times 0,88 = \underline{0,13 \text{ DA/t.}}$$

d) Extraction : l'énergie consommée est de 5 KW h/t.

$$0,15 \times 5 = 0,75 \text{ DA/t.}$$

e) Eclairage

$$0,15 \times 0,96 = \underline{0,14 \text{ DA/t.}}$$

Au total nous avons 2,3 DA/t.

3°) Consommation du matériel

a) Explosifs :

La consommation étant de 0,6 kg/t, si le prix du kg d'explosifs est de 5,5 DA

Les dépenses seront de :

$$5,5 \times 0,6 = \underline{3,3 \text{ DA/t.}}$$

b°) détonateur : 0,5 d/t sachant que 100 détonateurs coutent 132DA

les dépenses sont de :

$$\frac{132 \times 0,5}{100} = \underline{0,66 \text{ DA/t.}}$$

e) Bois : la consommation de bois est de 152 m par tranche si on considère que l'abat-tage, ~~raclage~~ et remblayage total durent 12 jours et qu'après ce temps la chemi-née et la barrière du remblai montent de 2 m. environ ce qui donne une consomma-tion journalière de

$$\frac{152}{12} = 13 \text{ m/j. chambres.}$$

donc au total nous avons,

$$13 \times 6 = 78 \text{ m de bois/j.}$$

Dépenses :

$$6 \times 78 = \underline{468 \text{ DA/t.}}$$

ce qui donne environ

$$\underline{1 \text{ DA/t.}}$$

d) Consommation de carburant : Nous avons déjà calculé la consommation des locomotives soit 0,26 l/t.

ce qui donne en sachant que le litre de fuel revient à 0,65 DA.

$$0,65 \quad \times \quad 0,26 \quad = \quad \underline{\underline{0,17 \text{ DA/t.}}}$$

e) Consommation de fleuret.

On admet pratiquement que la consommation est de 1,85 pièces /1000 t en sachant qu'un jeu de trois fleurets vaut 150 DA

d'où les dépenses

$$\begin{array}{r} 150 \quad \times \quad 1,85 \\ \hline 3 \end{array} \quad = \quad 92,5 \text{ DA/t.1000 t.}$$
$$= \quad 0,093 \text{ DA/t.}$$

on admet que pour les pièces de rechanges pour matreaux on aura les dépenses approximatives suivantes 0,70 DA/t.

Pour les flexibles nécessaires à l'air comprimé et l'eau.

on aura 0,16 DA/t.

On admet globalement pour les pièces de rechanges les huiles lubrifiant une consommation de

$$\underline{\underline{1,5 \text{ DA/t.}}}$$

Dépenses occasionnées par le traitement

Nous distinguerons la même répartition, on analysera successivement les dépenses pour la main d'oeuvre, l'énergie et le matériel.

1°/ Main d'oeuvre :

a) Ouvrier

20 x 27

540 DA

b) Chef

35x 3

105 DA

645 DA.

Les dépenses rapportées à la tonne seront de

$$\frac{645}{500} = 1,29 \text{ DA/t} \quad + 70 \% \text{ de charges sociales}$$

d'où l'on déduit les dépenses $1,29 + 0,91 = \underline{2,2 \text{ DA/t.}}$

2°) Energie : comme nous l'avons déterminé la consommation est de 44,25 KW h.t.

d'où les dépenses rapportées à la tonne de minerai

$$0,15 \times 44,25 = 6,64 \text{ DA/t.}$$

3°) Consommation de matériel :

Pour déterminer la consommation nous nous sommes basés sur des données de laveries existantes.

Pratiquement on admet les dépenses approximatives suivantes.

a) Réactifs : 5 DA/t.

b) produits de graissage 0,2DA/t.

c) Pièce d'usure mécanique 4 DA/t.

d) pièces de rechange électrique 0,8 DA/t.

e) divers. 1 DA/t. soit au TOTAL 11 DA/t.

Autres dépenses : concernant la main d'oeuvre au jour, et le transport.

1°) Main d'oeuvre :

a) Ouvrier

$$20 \times 51 = 1020$$

b) Chef

$$35 \times 7 = 245$$

c) Administration

$$30 \times 6 = 180$$

d) Cedres : n

$$65 \times 8 = 520$$

1965 DA

Ce qui correspond aux dépenses, rapportées à la tonne
de 3,93 DA/t.

2°) Transport extérieur :

Représenté principalement par le transport du concentré nous avons déjà montré que l'on avait 120 t de concentré à transporter par camion de 10 tonnes ce qui donne 12 voyages donc 24 fois la distance Annaba Oum Thèboul qui est d'environ 125 km. Nous avons donc $125 \times 24 = 3000$ km à effectuer si la consommation de carburant est de 20 l/100 km. (suivant les données pratiques).

La consommation serait de :

$$20 \times 30 = 600 \text{ litres /jour.}$$

Le prix du carburant étant de 0,66 DA/l d'où les dépenses pour le carburant

$$0,66 \times 600 = \underline{396 \text{ DA/j.}}$$

Les dépenses rapportées à la tonne seront d'environ

$$\frac{396}{500} = \underline{0,8 \text{ DA/t.}}$$

Consommation de lubrifiant et pneus.

Sur la base de données pratiques nous avons les dépenses suivantes.

Lubrifiant	0,016	DA/km
Pneus	0,041	DA/km.
	<hr/>	
au total	0,057	DA/km.

Ce qui donne 171 DA/jour

d'où les dépenses rapportées la tonne

$$\frac{171}{500} = \underline{\underline{0,34 \text{ DA/t.}}}$$

Frais d'entretien

~
~
Pour les frais d'entretien

pour les frais d'entretien par an nous considérons qu'ils représentent la valeur de 10 % du prix d'achat

nous avons 6 camions utilisés dont la valeur est de 6×80.000 (le prix d'un camion étant d'environ 80.000 DA).

480.000 DA.

Les frais d'entretien sont de :

$$480000 \times 0,1 = 48000.$$

soit environ la somme de 160 DA/jour.

d'où la valeur rapportée à la tonne

$$\frac{160}{500} = \underline{\underline{0,32 \text{ DA/t.}}}$$

500

Frais d'embarquement :

Ils sont d'environ 5 DA/t de concentré
nous avons donc $5 \times 120 = 600$ DA/j ce qui correspond rapporté à la tonne de
minerai à

$$\frac{600}{500} = 1,2 \text{ DA/t de T.V.}$$

Les dépenses occasionnées par la main-d'œuvre sont au total de
 $8,11 + 1,29 + 3,93 = 13,33$ DA/t.

on ajoute à ces dépenses 70 % de charges sociales
soient $13,33 \times 0,7 = 9,33$ DA/t.

au total nous avons

$$13,33 + 9,33 = 22,66 \text{ DA/t pour la main-d'oeuvre.}$$

DEPENSES OCCASIONNEES PAR L'EXPLOITATION RAPPORTEES A LA TONNE DE
MINERAI.

	DA/t	DA/t.
I°) Main d'oeuvre	8,11	
charges sociales	5,67	
	<hr/>	
	13,78	13,78
2°) Energie		
<hr/>		
a) air comprimé	0,95	
b) ventilation	0,32	
c) exhaure	0,13	
d) extraction	0,75	
e) éclairage	0,14	
	<hr/>	
	2,29	2,29
3°) Matériel		
<hr/>		
a) explosifs	3,3	
b) détonateurs	0,66	
c) bois	1	
d) carburant	0,17	
e) consommation de fleuret	0,093	
f) Pièces de rechange huile- lubrifiant	1,5	
	<hr/>	
	6,73	6,73
		<hr/>
		TOTAL 22,8

Dépenses occasionnées par le traitement, rapportées à la tonne de minerai.

	DA/t	DA/t.
I/ Main d'oeuvre	1,29	
Charges Sociales	0,91	
	<hr/> 2,20	2,2
2/ Energie	6,64	6,64
3/ <u>Consommation de matériel.</u>		
a) réactif	5	
b) produits de graissage.	0,2	
c) pièces de rechange électrique	0,8	
d) Pièces d'usure mécanique	4	
e) eau-divers.	1.	
	<hr/> II.	II
		<hr/> TOTAL = 19,84
	1,2	

Autres dépenses

	DA/t	DA/t.
1°/ Main d'oeuvre	3,93	
charges sociales	2,75	
	<hr/> 6,68	6,68
2°/ Transport		
a) Carburant	0,8	
b) matériel	0,34	
c) entretien	0,32	
	<hr/> 1,46	1,46
3° Embarquement du minerai	1,2	1,2
		<hr/>
	TOTAL: =	9,34

Nous allons essayer de déterminer la part des investissements qui entrent dans le cadre de la construction et équipement de la mine.

I/ Puits d'extraction :

Nous avons vu qu'avant de procéder à tout travaux dans les puits qu'il fallait procéder au dénoyage.

Nous avons estimé les dépenses pour l'énergie comme étant de 2665 DA bien qu'en réalité elles sont plus faibles. En tenant compte de la consommation de matériel et des dépenses pour la main-d'oeuvre on peut estimer les dépenses totales comme étant de 8000 DA.

Nous devons après cela foncer le puits de 265 m. en comparaison avec les prix moyens de fonçage des puits nous prendrons 2500 DA/m.

Dépenses pour le fonçage .

$$\underline{2500 \times 265 = 662\ 500\ DA}$$

comme nous l'avons déjà signalé le puits sera équipé sur I 95 m

Equipement

a) guidage : il est en bois car il résiste mieux à l'acidité, la longueur est de 390 m.

Le prix du guidage (35 kg/m) étant de 250 DA/t.

le tonnage globale de

$$\underline{35 \times 390 = 13650\ kg} : 13,65\ tonnes.$$

d'où les dépenses.

$$\underline{250 \times 13,65 = 3425\ DA.}$$

b) Moises : on a 325 m.

Les moises pésent 40 kg/m au prix de 150 DA/tonne.

le Tonnage est de

$$40 \times 325 = 13000\ kg \quad 13\ tonnes$$

d'où les dépenses

$$\underline{150 \times 13 = 1950\ DA.}$$

C) contre poids.

La valeur du contre poids est fixée en fonction de son poids (5,22 t) et de la valeur du métal. on prendra un prix approché de 6000 DA.

d) Paliers ;

On a environ 30 paliers à raison de 60 DA l'unité.
ce qui donne $60 \times 30 = \underline{1800 \text{ DA.}}$

e) Echelles: de même que pour les paliers nous avons

30 échelles à raison de 40 DA l'unité.

$$40 \times 30 = \underline{1200 \text{ DA.}}$$

f) Machines d'extraction :

En comparaison avec des installations existantes nous prendrons la valeur de 3 200.000 DA.

g) Cages malette-cables

Nous prendrons la valeur globale de 400.000 DA.

h) Pour les installations d'aménagement des recettes au niveau IO.I4.I8 on estime la valeur à 80.000 DA.

Salle de pompage.

L'installation de la salle de pompage est estimée à
200.000 DA.

d'où les dépenses totales. :

$$4.564. 592,5 \text{ DA.}$$

auxquelles on ajoute

10 % d'imprévu soit la somme de 456 459,25 DA.

Soit au total la somme arrondie à investir 5.021. 512 DA.

Nous allons maintenant étudier les investissements aux travaux préparatoires jusqu'au début de l'exploitation.

Comme nous l'avons signalé aux cours de l'étude des travaux à effectuer nous avons 3 grandes parties .

1°) Les investissements pour les galeries. :

Nous aurons 3242 m de galeries à tracer, le prix de revient du m de galerie est approximativement de 500 DA.

d'où les dépenses effectuées :

$$500 \times 3242 = \underline{1.621.000 \text{ DA.}}$$

2°) Les investissements pour les cheminées.

La longueur total de cheminée à percer est de 738,5 m à raison de 300 DA/m d'où les dépenses

$$300 \times 738,5 = \underline{221.550 \text{ DA.}}$$

3°) Les investissements pour le T.B.

Nous avons 90 m de T.B. qui relie le puits au filon au niveau I8. La valeur au m est de 800 DA.

d'où les dépenses

$$800 \times 90 = \underline{72.000 \text{ DA.}}$$

d'où l'investissement Total à effectuer

$$1.915.550 \text{ DA.}$$

Nous nous proposons d'étudier maintenant les dépenses à l'Infrastructure
et équipements nécessaires.

à l'ouverture de la mine, puisqu'actuellement l'infrastructure est ^{est} insuffisante même
inexistante.

1°) Bâtiment administratif et social.

Le volume nécessaire est d'environ 2300 m³.

Le prix de m³ de construction dans ce cas est d'environ 200 DA/m³.

d'où les dépenses :

$$200 \times 2300 = \underline{460.000 \text{ DA.}}$$

2°) Bâtiments industriels :

Le volume nécessaire serait d'environ 1200 m³.

Les dépenses seront de $200 \times 1200 = 240.000 \text{ DA.}$

3°) Aménagement-route-voie.

On peut estimer les dépenses pour l'installation à

7.000 DA.

4°) Alimentation en eau :

On peut estimer les dépenses pour l'installation à

20.000 DA.

5°) Préparation remblai :

Consiste en une trémie à l'entrée du T.B. pour stockage du remblai. On peut
estimer les dépenses à

150.000 DA.

6°) Equipement :

Pour l'équipement du laboratoire, atelier, garage on peut estimer les dépenses

à :

200.000 DA.

7°) Installation de l'usine de traitement.

L'estimation est assez délicate dans ce cas, en nous basant sur les investissements de laverie existantes entre autre le projet de laverie d'El-Abed nous prendrons la valeur globale de

13 960.000 DA.

qui représentent les dépenses pour l'atelier de concassage de broyage et de flottation ainsi que les aires de stockage et les installations annexes.

Pour la première partie des investissements nous avons

1 077 000 DA auxquels il faut ajouter 10 % d'imprévu soit la somme de
1 077 000 DA.

d'où les investissements à faire au total

1.184.700 DA.

Nous allons maintenant essayer d'évaluer les investissements nécessaires pour l'achat du matériel nécessaire à l'exploitation et le matériel annexe. Nous distinguerons dans ce cas le matériel amorti sur une période de 10 ans et celui amorti sur 5 ans.

MATERIEL AMORTI sur une durée de 10 ans.

Matériel	Nombre	Prix unitaire DA.	Total DA.
1°) Loco-diesel	3	80.000	240.000
2°) Ventilateur (E)	1	100.000	100.000
3 3°) Ventilateur (W)	1	70.000	70.000
4°) Poste de trans formation.	1.	100.000	100.000
5°) Compresseur	1	200.000	200.000
			<hr/>
			710.000
à cette valeur on ajoute 10 % d'imprévu.			+ 71.000
d'où l'investissement total			<hr/>
		T. =	781.000

MATERIEL AMORTI sur une durée de 5 Ans.

Matériel	Nombre	Prix unitaire (DA)	Prix total (DA)
1°) Marteaux perforateur	10	2800	28.000
2°) Treuil de raclage.	7	20.000	140.000
3°) Treuil de traction.	3	4.000	12.000
4°) Wagons	340	2.000	680.000
5°) Tuyau air comprimé	1000 m	9,02	9.020
6°) Lampes à accumulateur	180	85	15.300
7°) Tuyau, eau	1000 m	9,02	9.020
8°) Explosifs	4	350	1.400
9°) Véhicules	10		700.000
			<hr/> 1 594.740
on ajoute 10 % d'imprévu			159.474
soit au total		T =	<hr/> 1. 754.214

Nous venons d'examiner successivement tous les investissements nécessaires à l'équipement de la mine tout en essayant de nous rapprocher de la réalité

Vue la difficulté d'estimation. Nous allons maintenant procéder au calcul de l'amortissement des installations pour cela nous prendrons un taux de 7 %.

Il est à signaler d'autre part la difficulté d'avoir les investissements fait jusqu'à ce jour. Nous avons néanmoins obtenu les dépenses faites pour la première compagnie de recherche soient 1600.000 DA.

CALCULS DES AMORTISSEMENTS RAPPORTES A LA TONNE DE MINERAI.

Equiment . Matériel	Investissements (DA)	durée de l'investissement (An) <i>Amortissement</i>	Annuité par DA.	Annuité d'amortissement Total DA/an	Amortissement DA/t.
1°) Puits-annexe	5.021.512	10.	0,142	713.054,704	5,1
2°) <u>Travaux préparatoires</u>	1.915.550	10.	0,142	272.008,1	1,94
3°) <u>Infrastructure</u>	1.184.700	10.	0,142	168.127,4	1,2
4°) <u>Usine de traitement/.</u>	13.960.000	10.	0,142	1.982 320	14,15
5°) <u>Matériel</u>					
a)	781.000	10.	0,142	110.902	0,79
b)	1.754.214	5	0,243	426 274	3,04
6°) Recherche	1 600.000	10	0,142	227 200	1,62
	26.216 976.				27,84

TABLEAU RECAPULATIF DES DEPENSES.

	Main-d'oeuvre (DA/t)	Energie (DA/t)	Matériel DA/t	TOTAL DA/t.
<u>Exploitation</u>	13,78	2,29	6,73	22,8
<u>Traitement</u>	2,2	6,64	II	19,84
Autres dépenses	6,68		2,66	9,34
	22,66	8,93	20,39	T = 51,98
<u>Amortissement:</u>				<u>27,84 DA/t</u>
<u>Frais généraux.</u>				5 DA/t.

Dépenses totales par tonne (hors amortissements)

51,98 DA auxquelles on ajoute 15 % d'imp. ~~prévu~~

soit la somme de 7,79 DA/t.

les dépenses s'élèvent au total à 59,770 DA/t.

A ces frais s'ajoutent les amortissements qui s'élèvent à 27,84 DA/t et les frais généraux que l'on estime à 5 DA /t.

Prix de revient de la tonne de minerai.

59,77 + 27,84 + 5 = 92,61 DA/t.

En sachant que la vente des concentrés rapporte 126 DA/t de minerai

On déduit le bénéfice annuel soit :

$(126 - 92,61) \times 140\ 000 = 4.674\ 600\ \text{DA/an}$

Bénéfice par tonne

$126 - 92,61 = 33,39\ \text{DA/t.}$

Bénéfice en pour cents.

$\frac{33,39 \times 100}{92,61} = 36\ \%$

Nous allons maintenant procéder au calcul de certains critères qui nous permettront de conclure sur la viabilité de l'investissement.

Cashflow : (Recette - dépenses hors amortissement)

Les dépenses s'élèvent à
 $59,77 + 5 = \underline{64,77\ \text{DA/t}}$

d'où le cashflow

$126 - 64,77 = \underline{61,23\ \text{DA/t.}}$

On voit que le cashflow est positif : c'est l'une des premières caractéristiques

Bénéfice annuel

$$61,23 \times 140\ 000 = 8\ 572\ 200 \text{ DA/an}$$

On déduit ainsi le bénéfice net actualisé : on prend.

un taux d'actualisation de 7 %

Bénéfice net actualisé .

$$B_a^{\text{net}} = B_a^B - I_0 = -I + \sum_1^{10} \frac{B}{(1+i)^n}$$

$$B_a^{\text{net}} = -26\ 216\ 976 + \sum_1^{10} \frac{1}{(1+0,07)^n} \times 8572200.$$

$$\begin{aligned} B_a^{\text{net}} &= -26\ 216\ 976 + 7,04 \times 8572200 \\ &= -26\ 216\ 976 + 60\ 348\ 288 \end{aligned}$$

$$B_a^{\text{net}} = \underline{\underline{34\ 131\ 312 \text{ DA}}}$$

On peut calculer ainsi le bénéfice par tonne de réserves

$$\frac{34\ 131\ 312}{1\ 253\ 799} = 27,3 \text{ DA/t de réserves}$$

On peut même calculer le temps de remboursement de l'investissement égale à K

$$26\ 216\ 976 = \sum_1^K \frac{1}{(1+i)^n} \times 8\ 572\ 200$$

d'où l'on déduit le nombre d'année

3 ans et 8 mois approximativement.

TABLEAU RECAPITULATIF DES RESULTATS DE L'ÉTUDE ECONOMIQUE.

Dépenses Totales	Amortissements	Frais généraux	Prix de revient
DA/t	DA/t	DA/t	DA/t.
59,77	27,84	5	92,61

Profit de la vente par tonne $R_t = 126$ DA:

<u>Bénéfice par tonne :</u>	33,39 (DA)
<u>Bénéfice en %</u>	36 %
<u>Bénéfice annuel :</u>	4. 674 600 (DA).

Dépenses totales	Frais généraux	Dépenses hors amortissement (D _t)
DA/t	DA/t	
59,77	5	64,77
<u>Investissement total :</u>	26 216 976 DA	
<u>Cashflow (R_t-D_t)</u>	61,23 DA/t	
<u>Bénéfice annuel</u>	8.572 200 DA	
<u>Bénéfice actualisé</u>	34.131.312 DA	
<u>Bénéfice par tonne de réserve</u>	27,3 DA	
<u>Temps de remboursement</u>	3 ans 8 mois.	

ORGANISATION DE LA MINE EN MARCHE.

Dans l'étude que nous avons faite nous avons proposé le schéma suivant.

Le niveau IO communique avec le jour pour le T.B. "Ste-Barbe".

L'exploitation commence dans l'étage délimité par le N-I4 et N-I8 .Un étage est divisé en deux sous-étage par une galerie de sous-niveau la liaison entre le niveau principal et sous niveau est assurée par des cheminées.

L'exploitation est répartie sur toute l'étendue du sous-niveau principal. Elle est chassante et raba~~ttante~~ttante.

L'exploitation a lieu en descendant dans les étages et en montant dans les chambres.

Le remblayage systématique du vide, à lieu au cours du 3e poste.

2. Postes sont réservés à l'abattage et l'extraction.

CONCLUSION.

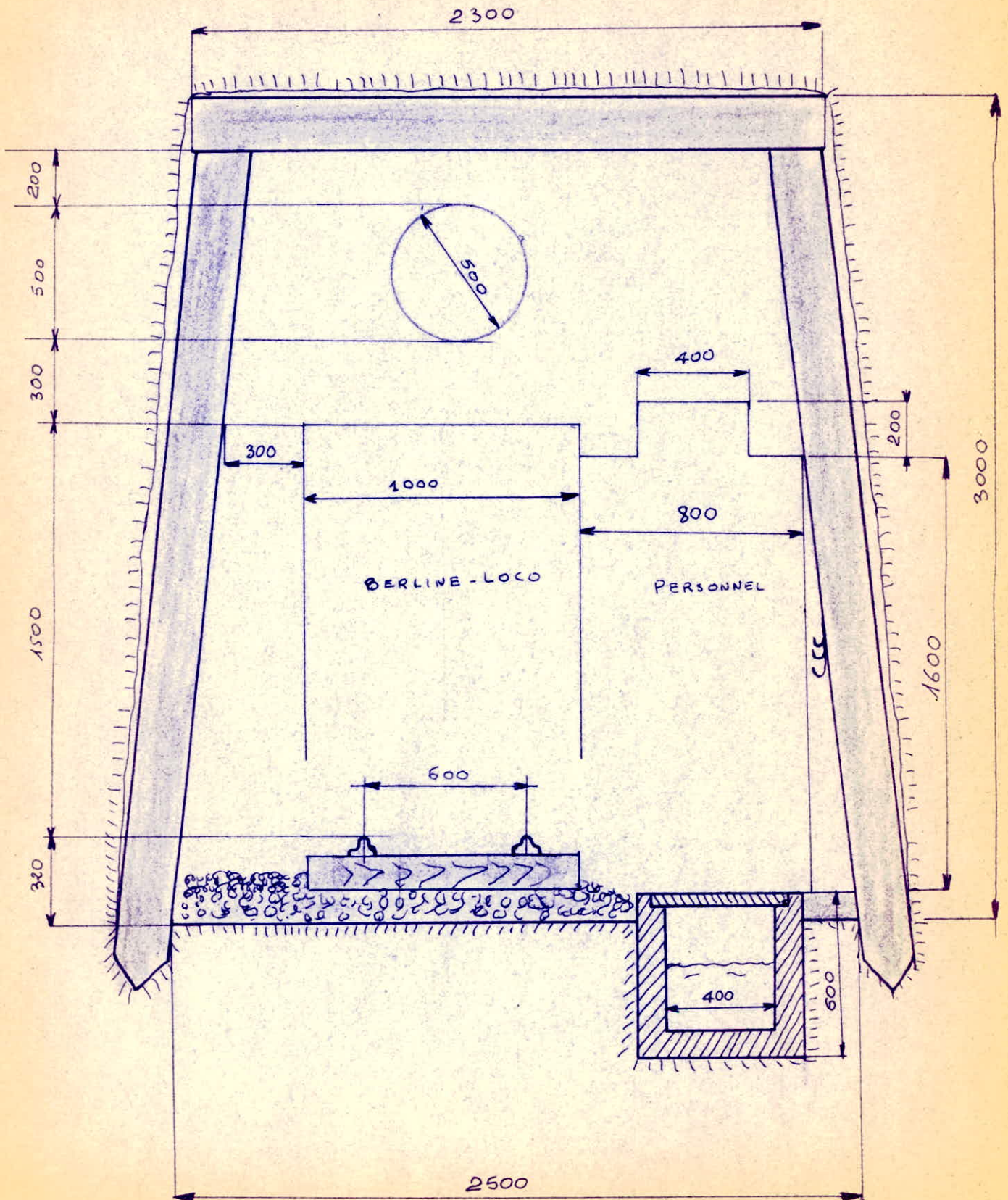
Sur la base des données existantes, l'étude a porté d'abord sur une analyse technique qui a abouti au découpage du gisement et à la préparation de l'exploitation. De même que nous avons étudié les investissements pour doter la mine d'installations nécessaires à son ouverture.

Après l'étude économique nous voyons donc que le bénéfice annuel s'élève à 4 674 600 DA et que le bénéfice total actualisé s'élève lui à 34 131 312 DA ce qui représente un bénéfice de 27,3 DA/t. de réserves. Nous avons aussi obtenu des résultats qui nous permettent de conclure. En définitive on peut dire que la mise en marche de la mine représente un intérêt certain même si des investissements complémentaires sont apportés. En dehors de cette analyse économique l'ouverture de la mine présente un intérêt social pour la région.

Galerie de roulage et de Ech. 1/20

Sous-niveau

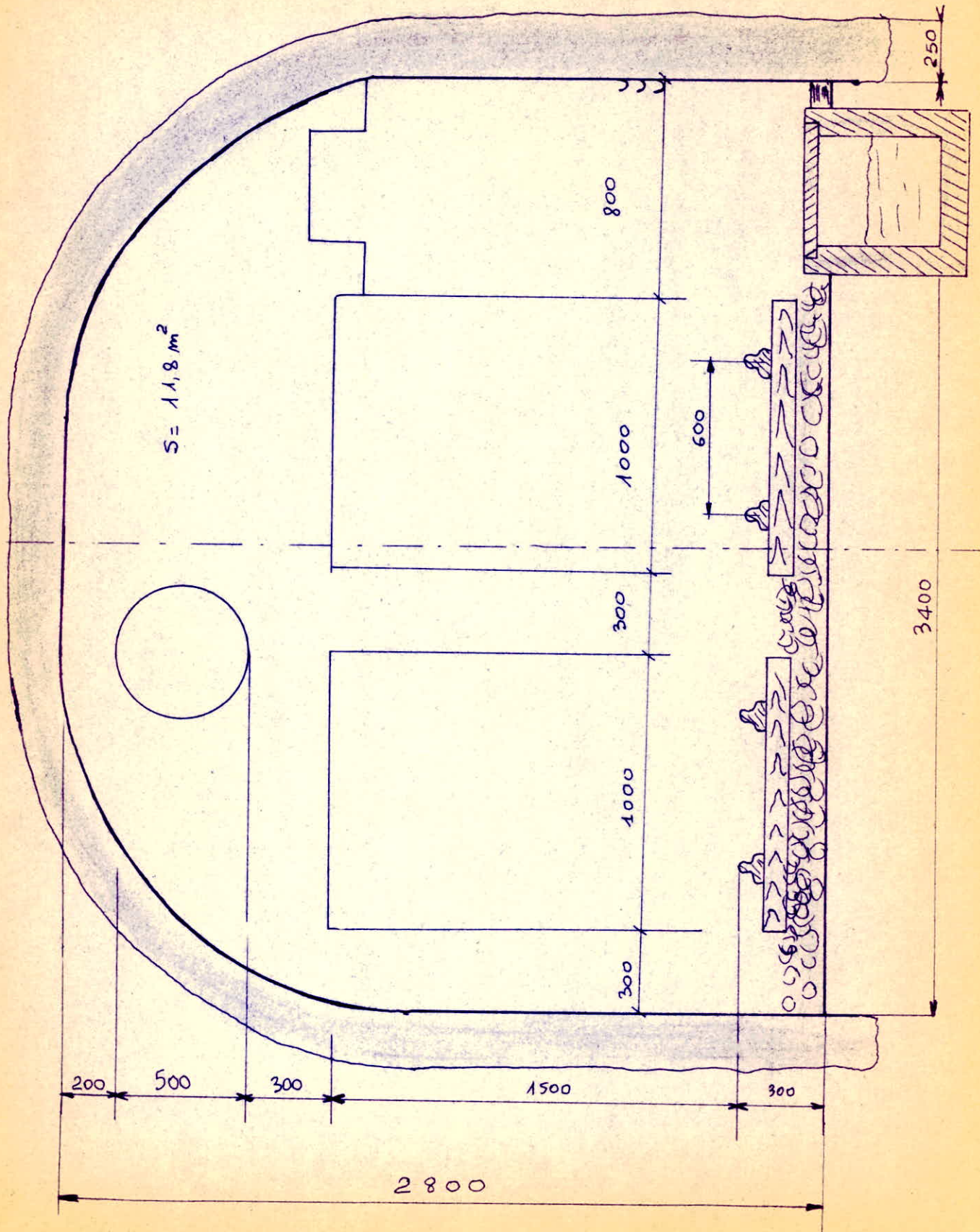
$$S \approx 8,5 \text{ m}^2$$



Section : TRAVERS - BANC

de niveau de roulage

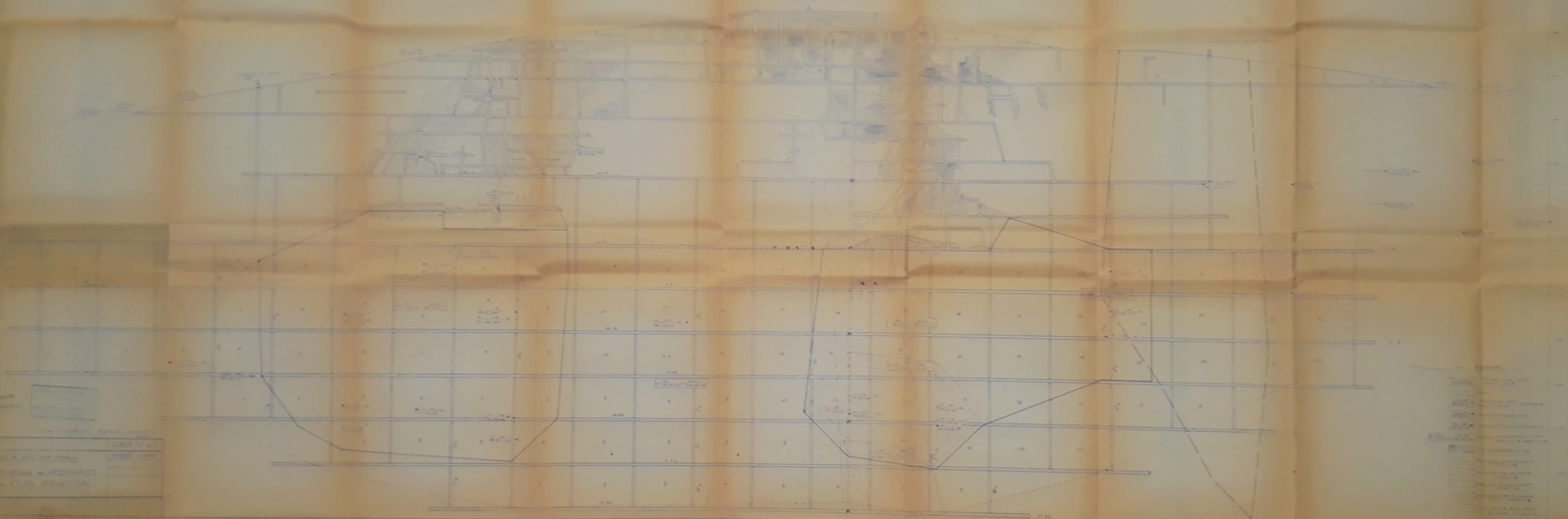
Ech = 1/20



GISEMENT KEF OUM THEBOUL

PROJET DE TRACÉ PRINCIPAL COUPE LONGITUDINALE

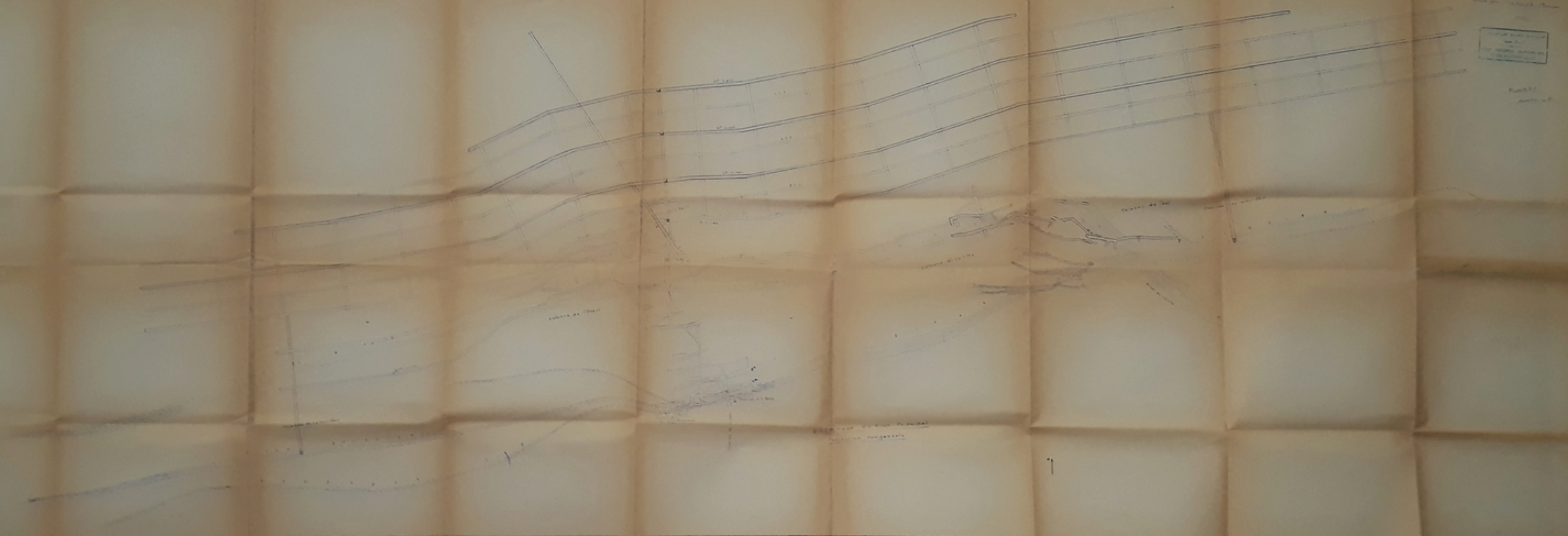
ÉCHELLE 1/2000



PROJET DE TRACÉ PRINCIPAL COUPE LONGITUDINALE
ÉCHELLE 1/2000
GISEMENT KEF OUM THEBOUL
N° 1000

PROJET DE TRACÉ PRINCIPAL COUPE LONGITUDINALE
ÉCHELLE 1/2000
GISEMENT KEF OUM THEBOUL
N° 1000

No. 1000
 Date of Survey
 Name of Surveyor
 Title of Surveyor
 Date of Survey

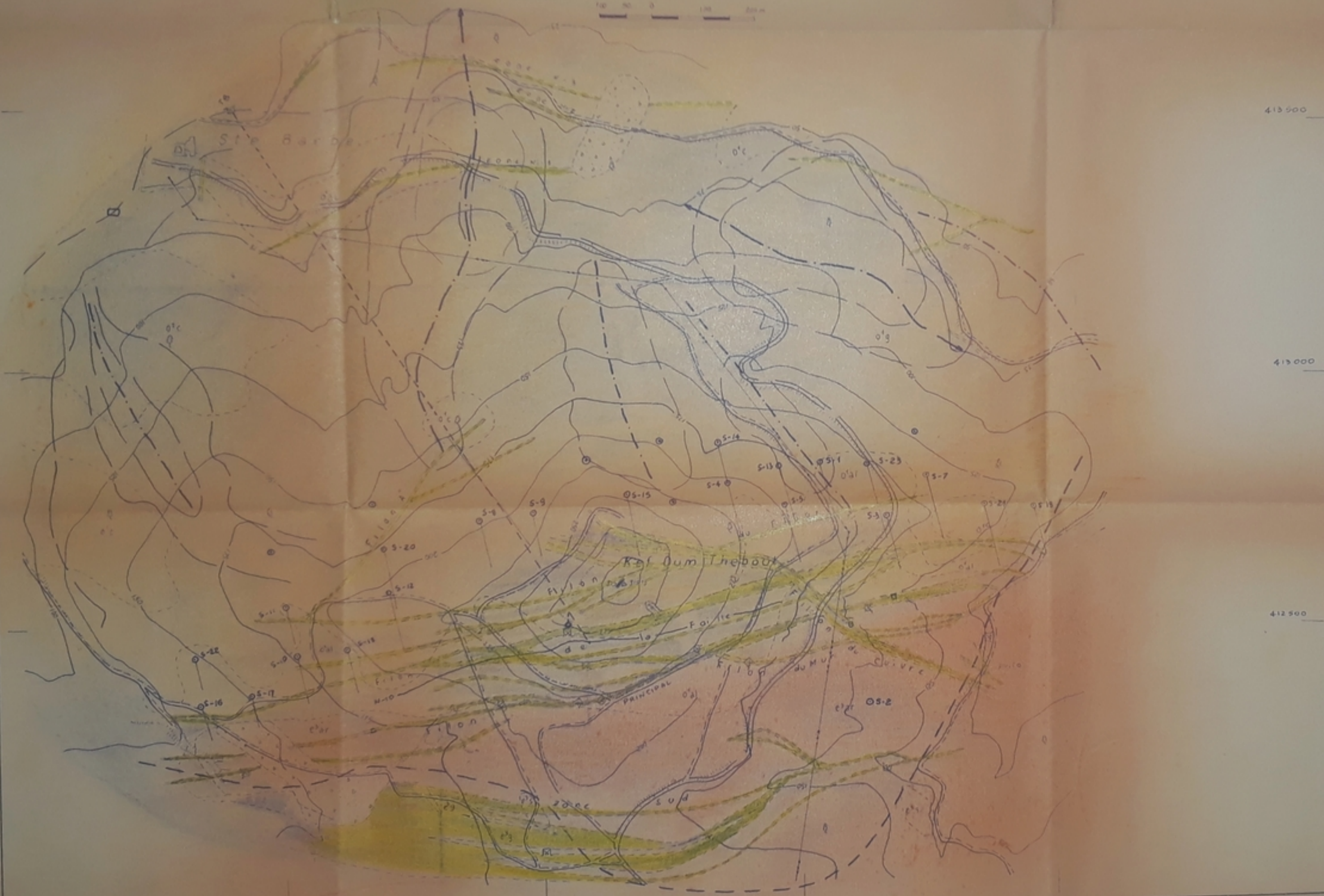
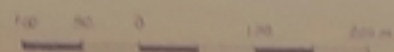


7

الجامعة الوطنية للعلوم والتقنية
 المكتبة
 ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
 BIBLIOTHEQUE

SCHEMA de STRUCTURE
 GISEMENT „KEF OUM THEBOUL“

Echelle 1 5000



414 000

413 500

413 000

412 500

412 000

- ⊔ Ancienne galerie
- ⊕ Cheminée de ventilation (Cachemere)
- ⊔ Bâtimens
- ⊔ Route goudronnée
- ⊔ Chemin de terre battue
- ⊔ Ligne électrique / de haute tension
- ⊔ Câble aérien
- ⊔ Ravins et ravines d'une largeur allant de 30 à 5m
- ⊔ Rochers
- Puits
- ⊕ Sondages
- ⊕ Sondages demandés

LEGENDE

- ⊔ Breccia
- ⊔ Couche minéralisée à sulfures
- ⊔ Cassonnetoniques à sulfures
- ⊔ Eléments de la zone minéralisée
- ⊔ Conglomérats
- ⊔ Grès
- ⊔ Micaschistes (schistes grisâtres)
- ⊔ Grès
- ⊔ Argilites
- ⊔ Schistes peu cristallins
- ⊔ Contact normal
- ⊔ Axe de synclinal
- ⊔ Axe de l'anticlinal
- ⊔ Eléments des structures de plissement
- ⊔ Point de triangulation

