

9/88

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التعليم العالي
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR

2BA

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT: Mines & Metallurgie

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

S U J E T

Projet de découverte, de préparation du
champ minier, de système d'exploitation
et de la technologie dans la taille
souterraine de la couche
(Gisement de LAOUNI)

Proposé par :

Étudié par :

Dirigé par :

M.A. BACHAR

M. MERBAH

D^r M.A. BACHAR

M.R. CHENNOU

PROMOTION : janvier 88

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT: mines et metallurgie

PROJET DE FIN D'ETUDES

S U J E T

Projet de découverte, de préparation du
champ minier, de système d'exploitation
et de la technologie dans la taille
souterraine de la couche.

(Gisement de LAOUNI)

Proposé par :

M.A.BACHAR

Etudié par :

M.R.CHENNOU

M.MERBAH

Dirigé par :

M.A.BACHAR

PROMOTION **janvier 1988**

-oOo- DEDICACES -oOo-

Je dedie ce modeste travail à :

-Mon père

-Ma mère

-Mes frères et soeurs

-toute ma famille

-tous mes amis ainsi qu'à tous ceux qui ont
contribue a ma formation .

M.R.CHENNOU

DEDICACES

Je dedie ce modeste travail à :

- Mon Chier père
- Ma Chère mère
- Mes Frères et Sœurs
- Tous ceux qui me sont chers.

M. MERBAH

-oOo- REMERCIMENTS -oOo-

Nous remercions vivement notre promoteur D^r MOHAMED AGUID BACHAR pour la direction attentive qui a accordé à notre travail .

Nos remerciements sont adressés :

-A M^r SAADA, chef de département Mines et Metallurgie pour sa compréhension et son sincère devouement .

-A tous les enseignants et particulièrement à ceux du département Mines et Metallurgie, qui ont contribué à notre formation .

-Aux responsables de la bibliothèque de l'E.R.E.M d'el harrach .

-A notre collègue BRAHIMI ABDERRAHMANE pour la frappe qu'il nous a accordé .

-INTRODUCTION	1
I-CONDITIONS GEOLOGIQUES TECHNIQUES MINIERES	
I-1 LA COMPOSITION GEOLOGIQUE	2
I-2 DESCRIPTION MINERALOGIQUE	4
I-3 STRUCTURE DU GISEMENT	6
I-4 HYDRO-GEOLOGIE	7
I-5 CALCUL DES RESERVES	9
I-6 CONDITIONS TECHNICO-ECONOMIQUES MINIERES	11
II- DETERMINATION DES PARAMETRES ESSENTIELS ET DU REGIME DE TRAVAIL DE LA MINE	
II-1 DETERMINATION DES RESEVES INDUSTRIELS DU CHAMP MINIER	14
II-2 DETERMINATION DE LA PUISSANCE ET LA DUREE DE LA MINE	15
II-3 DETERMINATION DE LA PRODUCTION JOURNALIERE	16
II-4 LE REGIME DE TRAVAIL DE LA MINE	16
II-5 DETERMINATION DES PARAMETRES GEO-MECANIQUES SELON LA DURETE DE LA ROCHE	17
II-6 DETERMINATION DE LA SECTION DES GALERIES DE ROULAGE	19
II-7 ETAT DES CONTRAITES DE ROCHES SUR LE CONTOUR DE LA GALERIE ET STABILITE DES OUVRAGES SANS SOUTENEMENT.	21
III-ANALYSE ET FONDEMENT DU SYSTEME D'OUVERTURE LA MINE	
III-1 DETERMINATION DU SCHEMAS RATIONNELS D'OUVERTURE ET DE PREPARATION DU CHAMP MINIER	24
III-2 SCHEMA GENERAL DE VENTILATION	33

IV-ANALYSE ET FONCTIONNEMENT DU SYSTEME D'EXPLOITATION

IV-1 INTRODUCTION	37
IV-2 METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRE MAGASIN.....	38
IV-3 TRAVAUX DE TIR ET DE FORAGE DES EXCAVATIONS	41
D'EXPLOITATION	
IV-4 VENTILATION DU CHANTIER DE L'EXCAVATION	47
IV-5 CHARGEMENT ET EVACUATION DES MINERAIS ABATTUS	52
IV-6 MESURE DE TECHNIQUE DE SECURITE ET DE PROTECTION..	53
IV-7 ORGANISATION DE TRAVAIL DANS LA TAILLE	55
D'EXPLOITATION	
V- CONCLUSION	63

Dans notre projet on va établir le mode d'ouverture du gisement de laouni ,le système d'exploitation et la technologie dans la taille à partir des caractéristiques de ce gisement .

Le gisement de laouni est situé a environ 2000Km au sud d'Alger ,sa nature typiquement désertique ,l'infrastructure routière est presque inexistante ,sauf les quelques voies d'accès étant improvisées pour les chantiers du recherches .Ajoutées à cela ,les rudes conditions climatiques ,ce qui influent sur l'économie d'exploitation de ce gisement .

Or le cas qui nous préoccupe est la mise en exploitation de ce gisement . Avant de commencer l'exploitation ,on doit étudier son emplacement ,les caractéristiques geomecaniques du minerai et des roches encaissantes et a partir de ces données on procède aux travaux de recette qui consiste a foncée des puits et creusée des travers-bancs .

Le choix du mode d'exploitation et de la technologie dans la taille d'exploitation ont un intérêt capital .

En effet la rentabilité du gisement dépend du prix de revient du minerai extrait qui est lié à la méthode d'exploitation et du matériaux de creusement utilisés .

CHAPITRE I

I. CONDITIONS GEOLOGIQUES TECHNIQUES MINIERES

I. I - LA COMPOSITION GEOLOGIQUE :

I. I. I - LA ZONE METALLIFERE NAHDA-I ; orientée 125° (NW-SE) a une étendue de 1400m.

La structure de la zone est relativement simple dans les parties SUD-EST et centrale, elle se présente essentiellement sous l'aspect d'un filon de quartz wolframifère principal, puissant de 0,3-2,0m à pendage subvertical. L'extension du filon sur le flanc SUD-EST et sa continuité ont été confirmées jusqu'à une profondeur de 180-240m par un filon de reconnaissance.

De même l'extension verticale du filon de quartz est confirmée dans la partie centrale du gisement jusqu'à une profondeur de 240-m.

A son entrée dans le massif granitique, recoupé à 90-135m de profondeur, le filon se divise en 2 ou 3 filonnets puissants de 0,22-0,55m.

Un peu à l'ouest, on constate une transition du filon en une zone veinulée de greisen quartzifère. La puissance des plus gros filonnets quartzeux y tombe jusqu'à 10-20m.

Le flanc NORD-OUEST de la zone NAHDA-I comporte trois filons de quartz métallifères parallèles, d'une puissance de l'ordre de 0,2-0,5m.

Le plus important d'entre-eux, est le filon sud qui se poursuit jusqu'à la jonction avec la zone NAHDA-2.

Les deux autres passant plus ou moins rapidement à des filonnets de greisen quartzifères, se raccordent un peu avant à la zone NAHDA-2.

Le raccordement des filons principaux des zones métallifères NAHDA-I et NAHDA-2, se fait à 110-120m de la surface du sol.

. . / . .

On distingue dans la zone NAHDA-I un amas de minerai, long de 1200m et d'une puissance moyenne de 0,77m titrant 1,42% WO_3 en moyenne.

En profondeur, la puissance de l'amas reste pratiquement du même ordre variant de 0,35 à 0,96m.

Ceci n'est guère valable pour le flanc NORD-OUEST, où le corps de minerai a tendance à s'amincir.

I.1.2-LA ZONE METALLIFERE NAHDA-2: est orientée 115° (NW-SE) et s'étend sur une longueur de 1460m.

Elle comprend un filon de quartz complexe avec un grand nombre de petites ramifications et d'apophyses étendues.

On distingue trois amas de minerai:

L'amas de minerai occidental constitue des branches SUD-EST et NORD-OUEST de la partie centrale de la zone.

La puissance du corps de minerai oriental reste pratiquement la même sur toute la profondeur reconnue (220-320m) elle varie dans les limites de 0,34 à 0,92m.

L'amas de minerai occidental englobe la branche SUD de la partie centrale et la partie NORD-OUEST de la zone. Il est suivi jusqu'à l'extrémité SUD-EST. Les caractéristiques de l'amas sont:

longueur 890m

la puissance à la surface 0,57m

teneur moyenne 1,86% WO_3

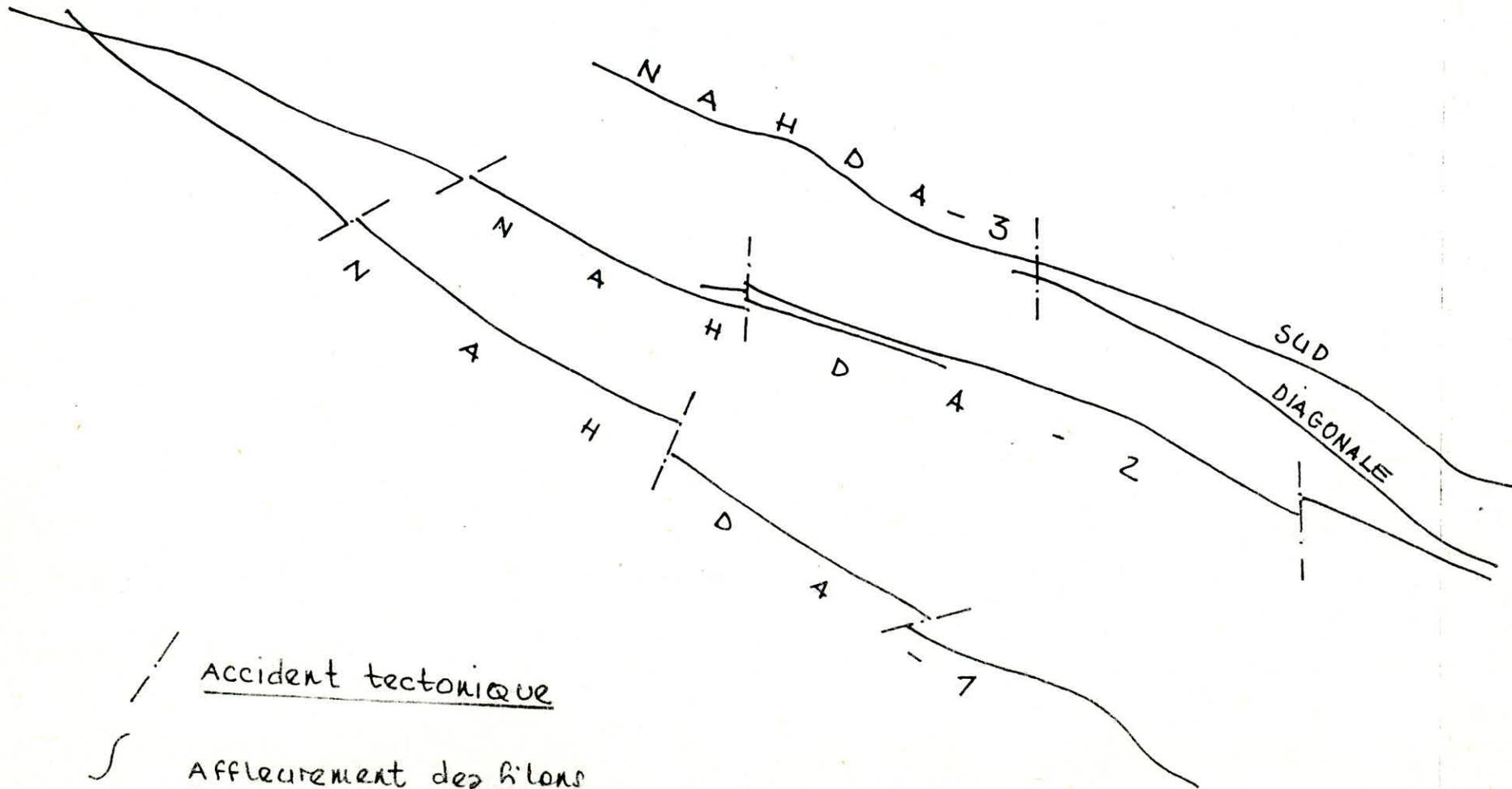
Les niveaux profonds de l'amas se caractérisent par des variations de la puissance, allant de 0,35 à 0,80m dans la partie SUD-EST avec tendance à l'amincissement en direction NORD-OUEST.

Les corps de minerai oriental et occidental s'étirent parallèlement entre l'extrémité SUD-EST, en se recouvrant mutuellement, sur une longueur de 220m.

. . . / . . .

SCHEMA RECAPITULATIF

(Laouni : gîtes métallifères)



Les amas se raccordent, à une profondeur de 90m de la surface du sol.

Une apophyse orientée NORD-OUEST, de 100m de long, rayonne de l'amas oriental. Cette apophyse représente un corps de minerai, appelé "APOPHYSE NORD". La puissance moyenne, définie à la surface est de 0,54m, la teneur en WO_3 1,30%.

Le corps de minerai, apophyse nord rejoindrait l'amas oriental à 130-140m de profondeur.

I.1.3-LA ZONE METALLIFERE NAHDA-3: elle a une structure très compliquée, on y distingue trois branches indépendantes NAHDA-3 SUD, NAHDA-3 NORD, NAHDA-3 DIAGONALE.

La direction générale de la zone est 117° (NW-SE), l'étendue est de 1640m.

La branche la plus longue est NAHDA-3 SUD, la longueur de sa partie minéralisée est de 700m. L'épaisseur moyenne à la surface est de 0,55m, la teneur en WO_3 1,94%.

La branche NAHDA-3 NORD: l'étendue de ce corps de minerai est de 95m, la puissance à la surface 0,48m; La teneur en WO_3 1,59%
NAHDA-3 NORD SE RACCORDE AVEC LE FILON NAHDA-3 SUD A 180-190M de profondeur.

La branche NAHDA-3 DIAGONALE: se dispose entre les flancs orientaux de la zone métallifère NAHDA-2 et de la branche NAHDA-3 SUD de laquelle elle digite sous un angle de 10° environ.

I.2- DESCRIPTION MINÉRALOGIQUE:

Le minerai du gisement de NAHDA est constitué par le quartz filonien qui se trouve sous formes de deux nids de gros cristaux de wolframite (10 -15cm) et plus.

. . . / . . .

Après l'étude minéralogique, on a conclu que le wolfram s'est mis en place après une première venue du quartz, ou au moins pendant l'ultime arrivée du silice primaire.

Dans la zone d'oxydation (jusqu'à 50-60m de profondeur et parfois même plus), le wolfram s'altérant localement est partiellement substitué par schéelite et hydroxydes de fer, cette substitution s'est surtout manifestée dans les zones des filons minéralisés, affectés par des mouvements tectoniques postminéraux.

Le wolfram du gisement de NAHDA se caractérise par sa liaison spatiale avec la chalcopryrite avec laquelle il se trouve souvent en accollement étroit.

Cette dernière étant remplacée en partie par les minéraux secondaires du cuivre : cuprite, malachite, azurite.

Dans les zones de circulation des nappes de fissures une grande partie de ces minéraux s'oxyde en formant des sulfosels complexes de molybdène, bismuth, tungstène, zinc, plomb, arsenic et cuivre.

Les altérations de la wolframite sont très nettes.

Les gangues sont composées essentiellement de quartz et micas.

I.3-STRUCTURE DU GISEMENT:

La région occupe la partie sud de l'anticlinorium central du HOGGAR, constitué de terrains suggariens. La partie centrale de ce dernier composée de granites de l'étape pharusienne.

A l'ouest et à l'est, l'anticlinorium est limité par des fractures profondes avec des accidents tectoniques connexes parallèles ou irradians. Les nombreux accidents d'orientation variée ont conditionné la structure en puzzle de la région de laouni.

La faille profonde occidentale est l'un des plus importants accidents régionaux; dans la classification structuro-tectonique de la région du HOGGAR central. De part et d'autres de cette faille, les structures plissées et la minéralisation portent un caractère différent. Les points de raccordement des fractures parallèles et irradians dans la région de laouni, furent les zones qui ont servi de voies au magma des granites de taourirt.

Toutes les fractures secondaires parallèles ou non présentent un caractère de faille décrochée avec un fort pendage.

Elles sont accompagnées de cisaillements obliques et de fissures de tension d'ordre supérieur, que remplissent des filons de quartz minéralisés en Sn et W.

La tectonique postérieure à la minéralisation, surimposée sur les accidents anciens, est marquée par une bréchification et une silification à dépôt de quartz opalin.

La position structuro-tectonique des ceintures de dykes par rapport aux failles principales du HOGGAR central, est également sécante.

I.4-HYDRO-GEOLOGIE:

Ce gisement est localisé dans les granites et se trouve dans une nappe aquifère de fissure.

La position structurale du gisement est déterminée par sa situation dans un compartiment limité par deux failles de direction SUD-EST et NORD-OUEST.

Le réseau de fissures de cisaillement de direction SUD-EST, affectant ce compartiment, sert de caisse à un essaim de filon minéralisés (NAHDA-1, NAHDA-2 et NAHDA-3) fortement redressés (85-90%) la distance entre les fissures varie de 100 à 300m.

Les mouvements tectoniques postminéraux ont été marqués par la formation de fissures baillantes et de zones de broyage ainsi que par la mise en place d'une faille faiblement inclinée (20°), qui recoupe tous les filons susmentionnés sur le flanc NORD-EST du gisement.

Le gisement est inondé par les eaux de la nappe en réseaux, qui circulent dans les accidents tectoniques et les zones des roches broyées. Les nappes aquifères, d'une extension locale, sont étirées en ligne, dans les champs de roche monolithes, pratiquement imperméable (granites, granodiorites, gneiss).

La puissance des zones broyées est insignifiante (quelques mètres à peine) et, de ce fait, les réserves statiques en eau y sont très réduites et ne jouent pratiquement aucun rôle dans les venues d'eau du gisement à l'exception de la zone des granites caverneux qui contient probablement des réserves statiques plus considérables.

Les zones tectoniques, sont minéralisées et jouent en général le rôle de canaux par les quels circulent les eaux souterraines provenant des réserves dynamiques d'une nappe en réseaux profonde. Les eaux souterraines s'écoulent sous forme de filets.

La profondeur de la nappe dépend du relief du terrain et de l'influence des puits existants.

Les potentialités aquifères des zones tectoniques ont été définies à l'issue des résultats des essais de nappe effectués sur 17 sondages et des observations du débit de l'eau dans le puits "B".

Le filon minéralisés NAHDA-1 contient peu d'eau, le filon NAHDA-2 et NAHDA-3 en contiennent un peu plus surtout sur leurs flancs NO-NORD-EST.

pour prévoir le débit éventuel des eaux dans les ouvrages miniers pendant l'exploitation de la zone minéralisée jusqu'à 200m de profondeur.

Il convient de prendre en considération les résultats des travaux hydrogéologiques accomplis dans la zone et qui donne un débit de $320\text{m}^3/\text{J}$ pour faire face à la venue de cette quantité d'eau de ce gisement, il suffit seulement de prévoir des moyens d'exhaure d'une capacité de $400\text{m}^3/\text{J}$.

I.5-CALCUL DES RESERVES:

Le gisement se présente sous forme de filons de fort pendage (85°), les contours des gîtes sont représentés sur des coupes verticales longitudinales.

La délimitation des contours a été exécutée d'après les travaux de recherche de la minéralisation exploitable, avec extrapolation entre deux ouvrages miniers voisins ou sondages.

Les réserves aux contours des travaux miniers ont été qualifiées selon la catégorie "B" et celles aux contours des sondages selon C1 et C2.

Notons qu'un essai de distinction entre les catégories C1 et C2 ne peut être qu'artificiel à cause de la faible densité du réseau des sondes d'exploitation.

Le calcul des réserves a été fait par la méthode des blocs géologiques qui diffèrent par la composition du minerai et la densité du réseau de prospection.

A cause de la régularité de l'échantillonnage, on a pris les puissances et teneur moyennes arithmétiques. Cependant on pondère la puissance pour le calcul du volume des blocs à cause des différences existant entre leurs dimensions.

Quant aux surfaces, elles ont été mesurées par quadrillage. On obtient ainsi les réserves de minerai et de métal (voir tableau I)

$$V = S \cdot \sum n_i \cdot l_i / l_i$$

$$Q = V \cdot \delta$$

$$T = Q \cdot \bar{f}$$

Les réserves totales du gisement, calculées pour ces trois zones minéralisées, s'élevaient à 17618t WO₃, y compris par catégories:

B (réserves certaines) 1540t, C1 (5 réserves probables) 8673t,

C2 (réserves possibles) 7405t.

TABLEAU I

	RESERVES MINERAI (Q) EN MINE TONNES	TENEUR MOYENNE WO ₃ % (C)	RESERVES t (P)
NAHDA-1	482	1,43	6106
NAHDA-2	469	1,33	5360
NAHDA-3	420	1,69	6152
TOTAL	1371	Moy - 1,48	17618

Nous avons choisi pour notre gisement un rythme annuel d'exploitation de 7500t, et ceci d'après le tableau suivant établi par l'expérience mondiale.

L'ECHELLE DE L'ENTREPRISE MINIERE	RYTHME ANNUEL D'EXPLOITATION 10 ³ t/an	TEMPS D'EXISTANCE DE LA MINE	RESERVES D'EXTR - ACTION NECESSAIRE 10 ³ t.
PETITE	50 - 100 100 - 200	8 - 15 10 - 18	500 - 1500 1000 - 3500
MOYENNE	200 - 500 500 - 1000	12 - 25 15 - 30	7500 - 12500 20000 - 40000
GRANDE	1000	20 - 40	5000 et plus

1.6. CONDITIONS TECHNIQUE-ÉCONOMIQUES MINIMES

Par ses conditions techniques et minimales, le gisement ne peut être exploité que par voie souterraine.

Les corps de minerai représentent des filons quartzeux raides, peu puissants (0,5 - 0,8m) en général.

Les contacts avec les roches encaissantes sont toujours nets.

Les minerais sont très cohérents et peu fissurés. Les roches encaissantes (granites, gneiss) sont très résistantes.

Le boisage des galeries devra être obligatoirement employé dans la zone superficielle des terrains d'altération meubles (jusqu'à 5m d'épaisseur) .

Le boisage sera également nécessaire, dans certains intervalles recoupant les zones de broyage tectonique.

Le poids volumétrique du minerai est : 2,6 ; le coefficient de foisonnement : 1,41 .

La grosseur des fragments de minerai abattu peut être facilement réglée en utilisant un schéma d'emplacement des trous de mine et une charge d'explosifs appropriée. Les abattages expérimentaux exécutés pour définir le poids volumétrique et le coefficient de foisonnement du minerai, ont donné le grano-classement suivant :

F R A C T I O N	200mm	5%
"	100 - 200mm	10%
"	50 - 100mm	4,5%
"	50mm	40%

Au tir les roches encaissantes donnent un fractionnement plus grossier avec une proportion négligeable de fines, ce qui facilite grandement le triage manuel du minerai.

La foration des trous de mine dans les filons de quartz et l'abattage suivant de la masse rocheuse dégagent une grande qualité de

poussière siliceuse préjudiciable pour la santé .

Des mesures de sécurité appropriées devant donc être appliquées pour éviter les dangers de silicose .Les ouvrages miniers pratiqués pour la reconnaissance du gisement sont en état satisfaisant et peuvent être utilisés pour les travaux d'exploitation .

Les puits de mine B ,C et F (zone NAHDA-1 et NAHDA-3) ont une section transversale de $6m^2$ et se composent de deux parties : cheminée monte-charge et compartiment pour l'accès du personnel . Ce dernier équipé d'échelles est séparée de la section monte-charge par grillage métallique .Les échelles sont métalliques, leur longueur de 5m .La hauteur des paliers est de 4m .

L'embouchure des puits est étayée jusqu'à 2-10m de profondeur avec tôle de fer ondulée ou des planches ;le reste de puits n'est pas boisé .

La profondeur du puits B est de 100m ,celle des puits C et F est de 60m .

Des travers-bancs et des galeries dans le minerai ont été taillés à partir du puits aux niveaux 20m ,30m ,60m et 100m(puits B). La longueur des galeries varie de 50 à 150m ;la section des travers-bancs et galeries est de 2,5 - $4m^2$.

Les galeries horizontales ne sont pas boisées .

Jusqu'à 60m de profondeur les galeries sont sèches ,plus bas et partiellement ,au niveau 60m elles nécessitent des moyens d'exhaure Trois puits ,profonds de 20-30m ,se trouvent dans la zone se NAHDA-2 .Des recoupes de 20m de long ont été taillées en direction du corps de minerai de chaque côté de puits ,la section des puits est de $2m^2$,celle des recoupes $1,8m^2$,les têtes des puits sont boisées ,les recoupes ne le sont pas .

TABEAU 4

COUCHES	La puissance moyenne (m)	La teneur WO ₃ %	Débit d'eau m ³ /J	Angle d'inc- lination (°)	Masse v umique t/m ³
NAHDA-1	0,78	1,43	320	85°	2,61
NAHDA-2	0,54	1,53	320	85°	2,61
NAHDA-3	0,51	1,69	320	85°	2,61

CHAPITRE II

I- DETERMINATION DES PARAMETRES ESSENTIELS ET DU REGIME DE TRAVAIL
DE LA MINE

II-1 DETERMINATION DES RESEVESS INDUSTRIELS DU CHAMP MINIER:

Les réserves industriels du champ minier se déterminent par la soustraction des réserves de balance et les pertes du projet

$$R_{ind} = R_{bal} - \sum P$$

pratiquement il est difficile de déterminer la quantité de stéril mélange avec le minerai. Donc on utilise la méthode de l'estimation des pertes qui consiste à mesurer les pertes d'après chaque zone de leur apparition.

$$P = P_p + P_{exp}$$

P_p = pertes en piliers de protection autour des ouvrages miniers.

P_{exp} = les pertes de minerai au cours de l'exploitation.

$R_{bal} = \sum R_{bal_i}$, avec R_{bal_i} : les réserves de balance pour chaque filon.

$$R_{bal_i} = L_{di} \cdot L_{tri} \cdot m_i \cdot \gamma$$

L_{tri} = distance transversale de la partie exploitable du filon i .

L_{di} : distance en direction de la partie exploitable du filon i .

γ : masse volumique

$$R_{bal} = R_{bal_1} + R_{bal_2} + R_{bal_3}$$

$$R_{bal_1} = 211.117 \cdot 0,78 \cdot 2,61 = 502578t$$

$$R_{bal_2} = 241.1460 \cdot 0,54 \cdot 2,61 = 495911t$$

$$R_{bal_3} = 342.900 \cdot 0,51 \cdot 1,61 = 409713t$$

Donc

$$R_{bal} = 1408202t$$

. . / . .

Les pertes est de 15% donc $P = R_{bal} \cdot 15/100$

$$P = 211230,3t$$

$$R_{ind} = 1408202 - 211230,3 = 1196971,7t$$

II-2 DETERMINATION DE LA PUISSANCE ET LA DUREE DE LA MINE:

Actuellement il existe des mines qui ont une puissance de 1,8... 2,43 et 3,6 et plus.

Compte tenue de l'utilisation maximale du capital investi dans la construction des mines .La durée calculée des mines de puissance A 1,8 par an,il est recommande de 50-60 ans .

Entre la puissance annuelle de la mine et la durée calculée de celle-ci il existe une relation

$$T_{cal} = R_{ind} / A$$

$$T_{cal} \equiv 1196971,7 / 75000 = 16 \text{ ans}$$

Pour la détermination de la durée totale,il convient d'ajouter à la durée calculée(T_{cal}) les temps d'aménagement(T_{amen}) et de la ferméture de la mine(T_{fer})

$$T_{tot} = T_{cal} + T_{amen} + T_{fer}$$

Prenant en considération les mesures dont on dispose et les conditions geologiques favorables du G.M.U,nous prenons pour puissance annuelle $A_d = 75000 \text{ t/an}$.

Les temps d'aménagement et du ferméture selon les experiences cumulées de l'exploitation

$$T_{ame} = 3 \text{ ans}$$

$$T_{fer} = 2 \text{ ans}$$

Donc la durée totale de la mine sera

$$T_{tot} = T_{cal} + T_{amen} + T_{fer} = 16 + 3 + 2 = 21 \text{ ans}$$

II-3 DETERMINATION DE LA PRODUCTION JOURNALIERE :

$A_j = A_a / N$ où N le nombre de jours ouvrables dans l'année

$N = 300 \text{ j /ans}$

$A_j = 75000+ / 300 = 250t/J .$

II-4 LE REGIME DE TRAVAIL DE LA MINE :

Le choix du régime de travail de la mine est basé sur les normes de projections.

Compte tenu des conditions géologiques favorables, on prend trois postes pour l'extraction des minerais et un poste pour les travaux de réparation et de préparation.

Ces derniers ont été pris ainsi ; suite à un régime de travail dont : $N = 300$ Jours par an , avec 4 postes dont la durée de chaque un deux est de 6 Heures par jour .

Le régime de travail pour les mineurs ; nous prenons cinq jours par semaine dont un jour de repos est général par contre l'autre selon le graphique de rotation .

II -5 DETERMINATION DES PARAMETRES GEOMETRIQUES SELON LA DURETE DE LA ROCHE .

Le coefficient de dureté de ces roches est $f=10$ selon l'échelle du professeur PROTODIAKNOV .

L'influence de la structure fissurale sur l'affaiblissement du Massif n'est pas important .

On a supposé que la dimension du bloc structural est supérieure a 1m .Ce qui nous permet de prendre dans les calculs des paramètres géomécaniques .

K_s (coefficient d'affaiblissement structural $\gamma=0,6$

II-5-1) DETERMINATION DE LA RESISTANCE A LA COMPRESSION

$$\sigma_c = f \cdot 100 = 1000 \text{ Kg/cm}^2$$

II-5-2 DETERMINATION DE LA RESISTANCE A LA COMPRESSION DE LONGUE

DURÉE

$$R_{\text{comp}} = \sigma_c \cdot K_s \cdot \xi = 1000 \cdot 0,6 = 510 \text{ Kg/cm}^2$$

ξ : coefficient de resistance de langue durée = $1 \pm 0,7$ nous prenons $\xi = 0,85$

II-5-3 LA RESISTANCE DE LA TRACTION DE LONGUE DURÉE

$$R_{\text{tr}} = \sigma_{\text{tr}} \cdot K_s \cdot \xi = 100 \cdot 0,6 \cdot 0,85 = 51 \text{ Kg/cm}^2$$

II-5-4 Le coefficient des frottements internes des roches f_f

Le coefficient f_f est déterminé par la formule suivante :

$$f_f = \text{tg } \varphi = (\sigma_c - \sigma_{\text{tr}}) / (\sigma_c + \sigma_{\text{tr}}) = 0,8181$$

II-5-5 L'ANGLE DE FROTTEMENT INTERNE EST DONNEE PAR FORMULE

SUIVANTE

$$\varphi = \text{Arctg} (f_f) = 39,29$$

CARACTERISTIQUES geo-mecaniques des couches et des roches

COUCHES	m (m)	t % WO ₃	γ (t/m ³)	K (m ³ /J)	F	σ_c (kg/cm ²)	σ_{tr} (kg/cm ²)	R_c (kg/cm ²)	R_{tr} (kg/cm ²)	f_f	φ (°)
1	0,78	1,43	2,61	320	10	1000	100	510	51	0,82	39,28
2	0,54	1,33	2,61	320	10	1000	100	510	51	0,82	39,28
3	0,51	1,69	2,61	320	10	1000	100	510	51	0,82	39,28

II-6 DETERMINATION DE LA SECTION DES GALERIES DE ROULAGE

Cette section se trouve en fonction du type de berline utilisée pour évacuer le minerai .Ce type de berline est lié à la production journalière de notre gisement qui est de 250 t/j . D'après les tableaux trouvés dans la littérature concernante ,on a choisi les berlines des types VG-4 qui a les caracteristiques suivantes :

A :largeur maximale = 1320 mm

h :hauteur =1550 mm

Ces berlines seront tirée par une locomotive à contact de type 1OKR-2 qui a une largeur de 1348 mm ,une hauteur de 1500 mm et un poids adhérent de 10 t .

La largeur des galeries donnée par la formule suivante :

$$B_n = m + 2A + p + n$$

B_n :largeur de l'excavation

m :distance entre le materiel roulant et la galerie
on prend $m = 0,30$ m

A :largeur maximale de la berline = 1320 mm

P :largeur entre les berlines = 0,25m

n :partie de passage

$$n = n_1 + (1,8 - h) \cotg \alpha - h_0 \cotg \alpha$$

n_1 :largeur du passage a la hauteur =700mm

h :hauteur du matériel roulant =1550mm

h_0 :1900mm

α :l'angle d'inclinaison

$$\alpha = 85^\circ$$

APPLICATION

$$n = 700 + (1800 - 1550) \cotg 85^\circ - 190 \cotg 85^\circ$$

$$n = 705 \text{ mm.}$$

$$B_n = 300 + 2 \cdot I320 + 250 + 750 + 3895 \text{ mm}$$

$$S_{tn} = \pi(h + h_0) \cdot (2a) + (\pi R^2 / 2)$$

$$= 1,74 \cdot 3,895 + (\pi \cdot (1,948)^2 / 2)$$

$$= 12,738 \text{ m}^2$$

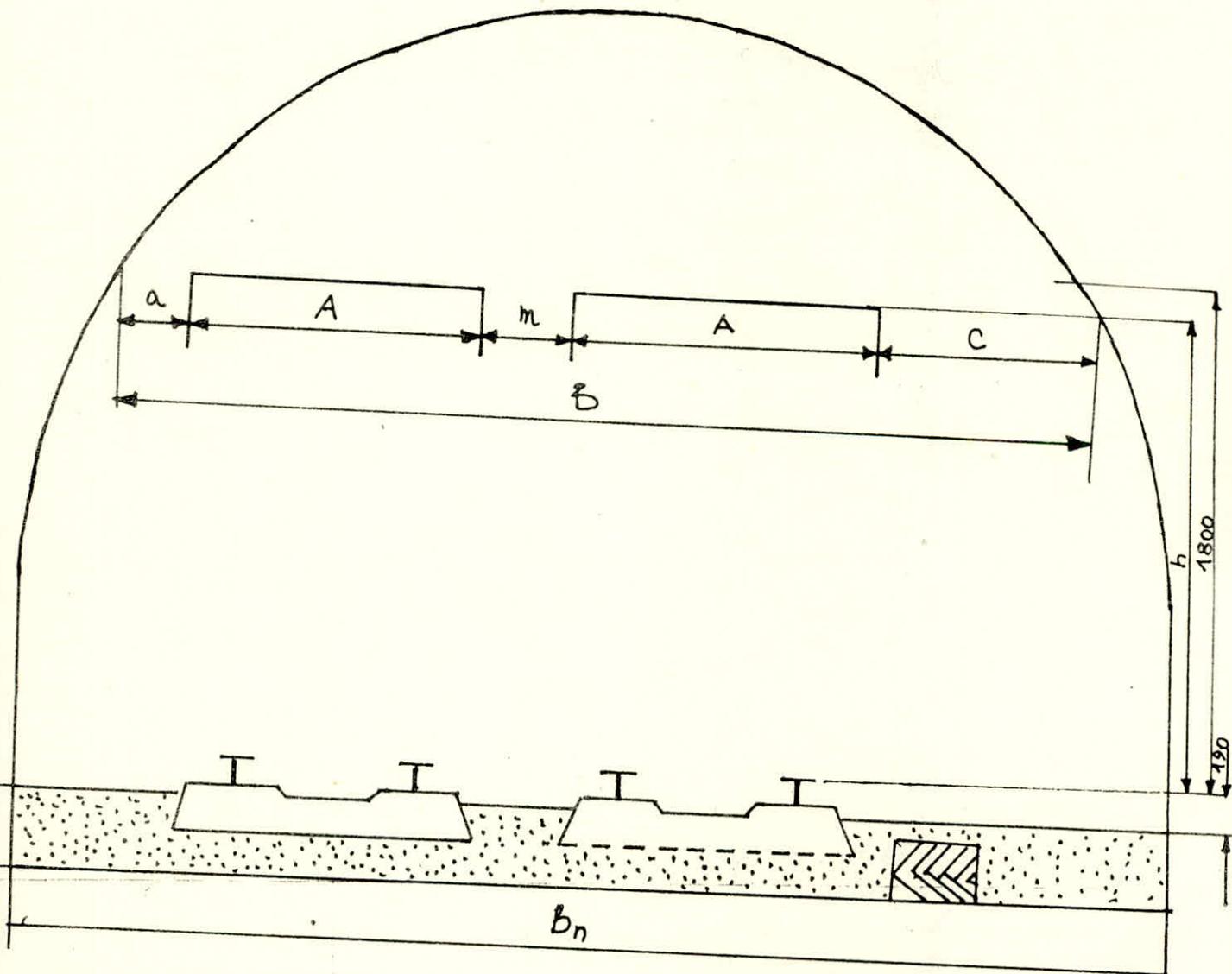


Fig - 1 Détermination des dimensions de la Section transversale

II-7 ETAT DES CONTRAINTES DE ROCHES SUR LE CONTOUR DE LA GALERIE
ET STABILITE DES OUVRAGES SANS SOUTÈNEMENT

DETERMINATION DE LA FORME DES GALERIES:

Le champ de contrainte qui existe dans le massif de roches, influence les zones de tension élevées et basses autour des cavités et des fissures, qui ont pris naissance dans les ouvrages miniers après le creusement. La grandeur des tensions dépend beaucoup de la forme de la section transversale de l'ouvrage minier (fig 2)
L'état de contrainte des roches sur le contour de l'ouvrage horizontal est déterminé par:

-La tension de compression maximale pour les murs

$$\sigma_{\max} = k_1 \cdot \gamma \cdot H$$

-La tension minimale de traction pour les toits

$$\sigma_{\min} = k_2 \cdot \gamma \cdot \lambda_1 \cdot H$$

avec λ_1 = coefficient de poussée latérale

$\lambda_1 = \mu / (1 - \mu)$ où μ étant le coefficient de déformation de poisson $\mu = 0,1 \div 0,35$,

on prend $\mu = 0,25$ donc $\lambda_1 = 0,33$

K_1, K_2 coefficient de concentration des tensions

d'après le tableau trouvé dans la littérature et pour $f=10$ ($f < 12$) des roches, on prend $K_1 = 2$, $K_2 = 0,3$ et la forme de la section transversale sera voûte et pieds droits (Fig 3)

H : La profondeur de la galerie au niveau du sol

γ : La masse volumique

APPLICATION

$$\sigma_{\max} = 2 \cdot 2,61 \cdot 100 = 522 \text{ t/m}^3$$

$$\sigma_{\min} = 0,3 \cdot 2,61 \cdot 0,33 \cdot 100 = 25,839 \text{ t/m}^3$$

... / ...

Pour déterminer la stabilité des roches encaissantes, on calcule les degrés de stabilité du toit et du mur par les deux formules relatives à chacune d'elles

$$n_m = R_{\text{comp}} / \max = 510 / 52,2 = 9,77 (> 4)$$

$$n_t = R_{\text{tr}} / \min = 51 / 2,58 = 19,77 (> 4)$$

puisque n_m et n_t sont plus grand que quatre donc les roches sont très stables ce qui ne nécessite pas un soutènement.

Dans la figure 3 la largeur de l'ouvrage (2a) dépend de la grandeur des machines utilisées pour l'extraction. Dans notre cas nous avons déjà calculé cette largeur qui vaut 3895mm donc $a=1940$ En ce qui concerne la hauteur de la voûte (b) elle se détermine par la formule:

$$b = 2a / f_c \quad \text{tel que} \quad f_c = f \cdot K_s$$

où f : dureté des roches

K_s : coefficient d'affaiblissement structural = 0,6

$$f_c = 10 \cdot 0,6 = 6$$

$$b = 2 \cdot 3895 / 6 = 1298,33 \text{mm}$$

On peut conclure que les galeries sont stables au niveau 100m et n'exigent pas de soutènement, mais aux niveaux 180m et 211m, les roches nécessitent un soutènement à cause de leur faible degré de stabilité,

au niveau 180m

$$n_m = 510 / 939,6 = 0,54 (< 4)$$

$$n_t = 51 / 46,51 = 1,09 (< 4)$$

au niveau 210m

$$n_m = 510 / 1096,2 = 0,465 (< 4)$$

$$n_t = 51 / 54,26 = 0,939 (< 4)$$

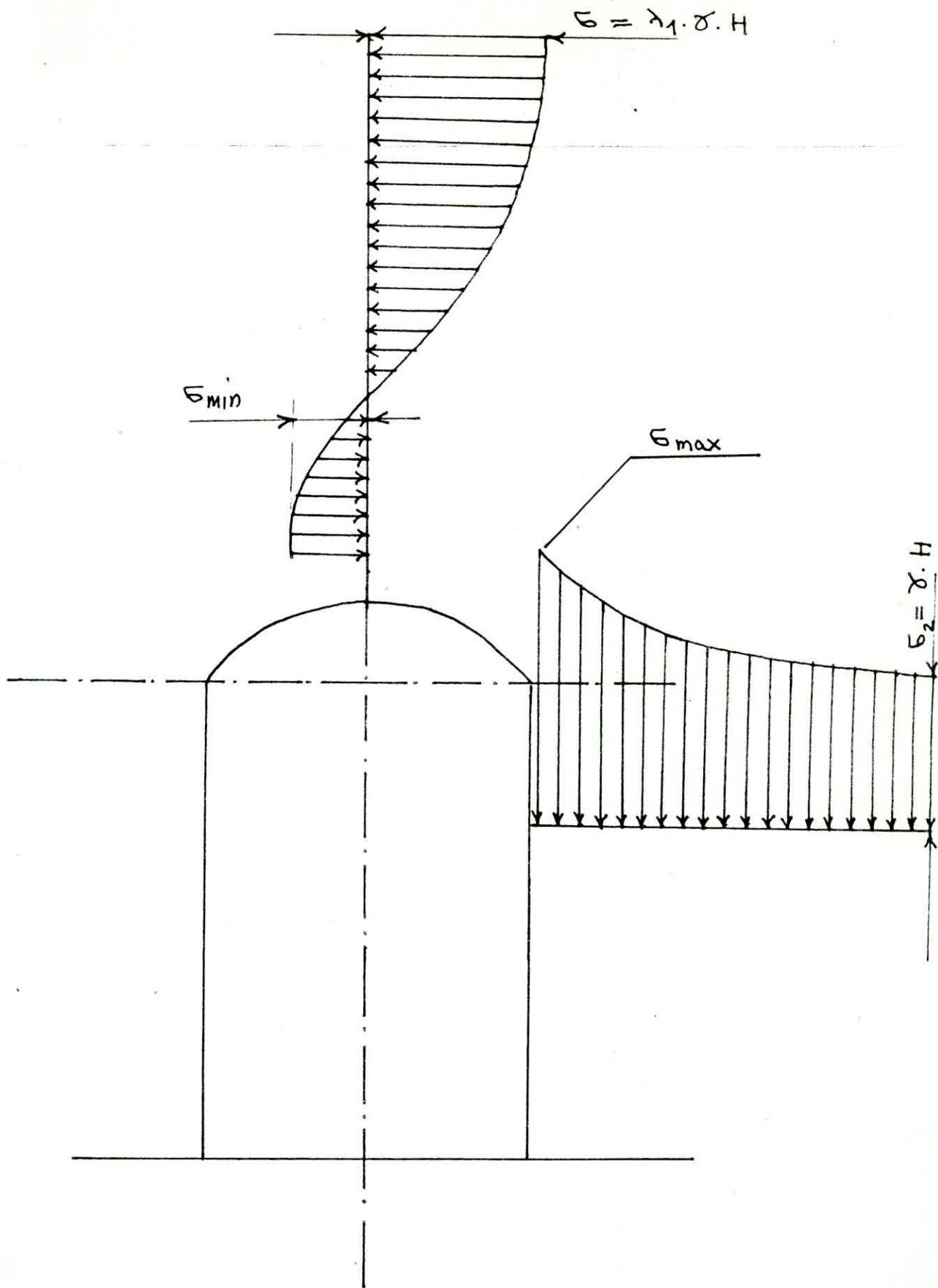


Fig2 Epures de l'état de contrainte des roches sur le contour de l'excavation minière

CHAPITRE III

III-ANALYSE ET FONDAMENT DU SYSTEME D'OUVERTURE DE LA MINE

III-1 DETERMINATION DU SCHEMAS RATIONNELS D'OUVERTURE ET DE PREPARATION DU CHAMPS MINIER

Les puits verticaux B,C et F ne peuvent pas être utilisés comme puits d'exploitation parceque ceci entrainera une grande pertes de minerai en stots, donc on les utilisent comme puits de ventilation et on creuse un autre puits principal, qui sera considéré comme puits d'exploitation.

-En conformité avec la règle de sécurité, il est préférable de placer le puits dans les roches formant le mur du gîte.

-Compte tenu du fait que le puits principal est un objet de premier catégorie de protection, nous devons le placer a plus de 20m de l'affilerement.

-pour l'efficacité et la rationalités nous placerons ce puits au milieu du champs minier .

III-1-1 determination des parametres du puits vertical et fondement de la technologie de son creusement:

DEFINITION: (puits d'exploitation)

On appelle ainsi des excavations possédant un orifice à ciel ouvert et destinées aux services des travaux souterrain .Il se dévise en deux parties: puits principal et puits auxiliaire , mais etant donner le coût élève du fonçage, chaque puits se voit généralement attribuer plusieurs fonctions .

Il se termine au fond sous la recette par le puisard où bou-
niou .

-La limite du stots de sécurité : peut être établi a l'aide des angles répercussions dans les alluvions (), dans les roches() dont les valeurs peut être considerer proches des angles de repture (, ,) en raison de :

1- conditions géologiques de notre gisement qui n'est pas composé de roches différentes , ce qui veut dire que notre gisement peut être classé dans le deuxième groupe, c-à-d le déplacement du massif peut se faire soit par un déplacement, déchirement ou par cassure.

2- selon les données de l'expérience dans de telles conductions les angles de répercussions dans les roches sont proches les uns des autres . C'est pourquoi on peut prendre

$$= = = 60 + 1,5 f = 75^{\circ}$$

$$= = 45^{\circ}$$

$$= +$$

$$\text{On prend } = 40^{\circ}, \quad = 5^{\circ} \text{ donc } = 45^{\circ}$$

Comme methode de stots de sécurité, nous considerons la methode des coupes en direction et en pendage .

La hauteur de sécurité peut être déterminer comme telle

$$K_{se} = H_s / m \quad \text{où } K_{se} = 150m$$

Comme les puits principaux miniers se classent dans la première catégorie .

Le berme de sécurité est de 20m .

-calculs des hauteurs de sécurité:

Le filon NAHDA-1 $m = 0,78m$ donc

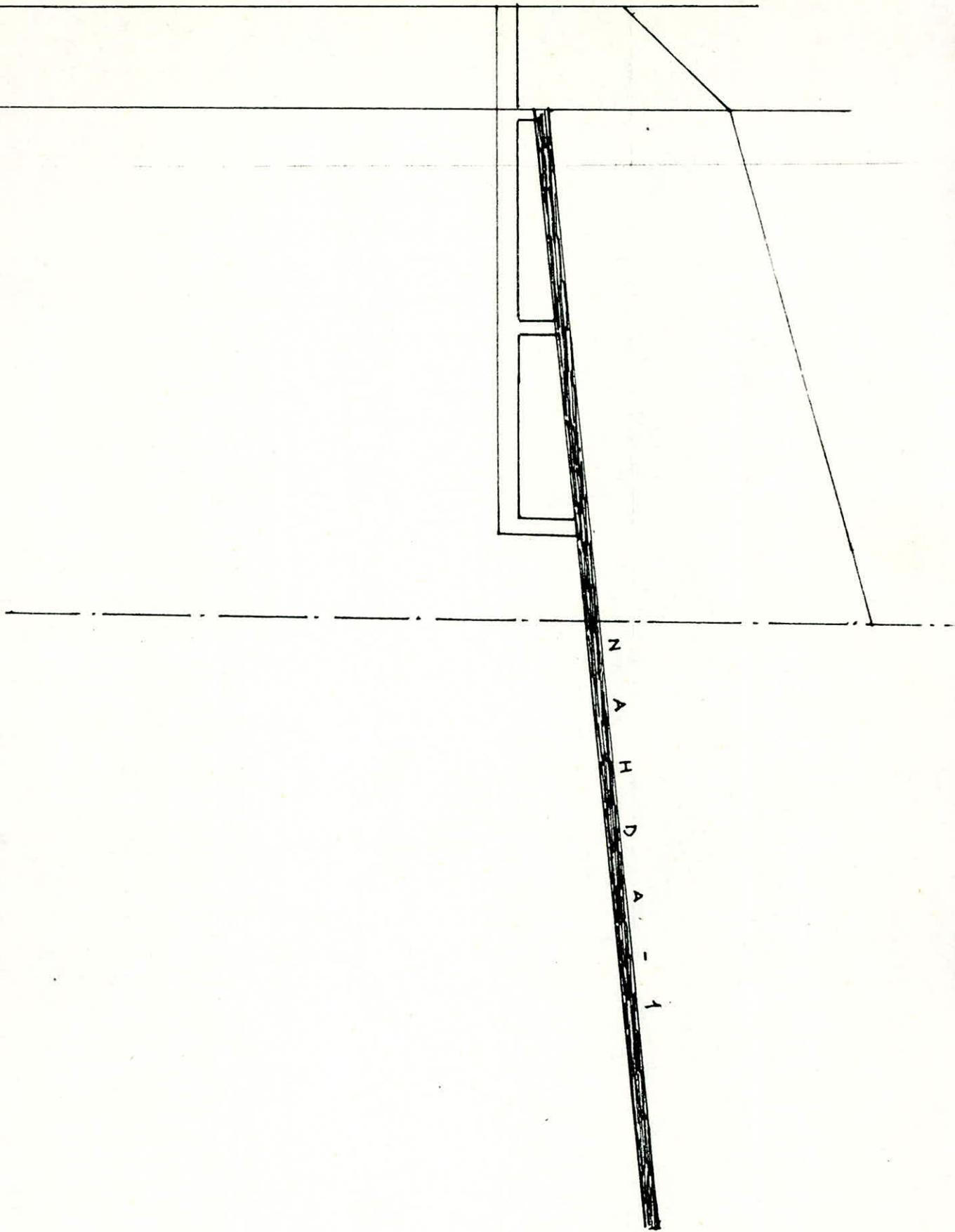
$$H_s = 0,78 \cdot 150 = 117m$$

Le filon NAHDA-2 $H_s = 0,54 \cdot 150 = 81m$

Le filon NAHDA-3 $H_s = 0,51 \cdot 150 = 76,5m$

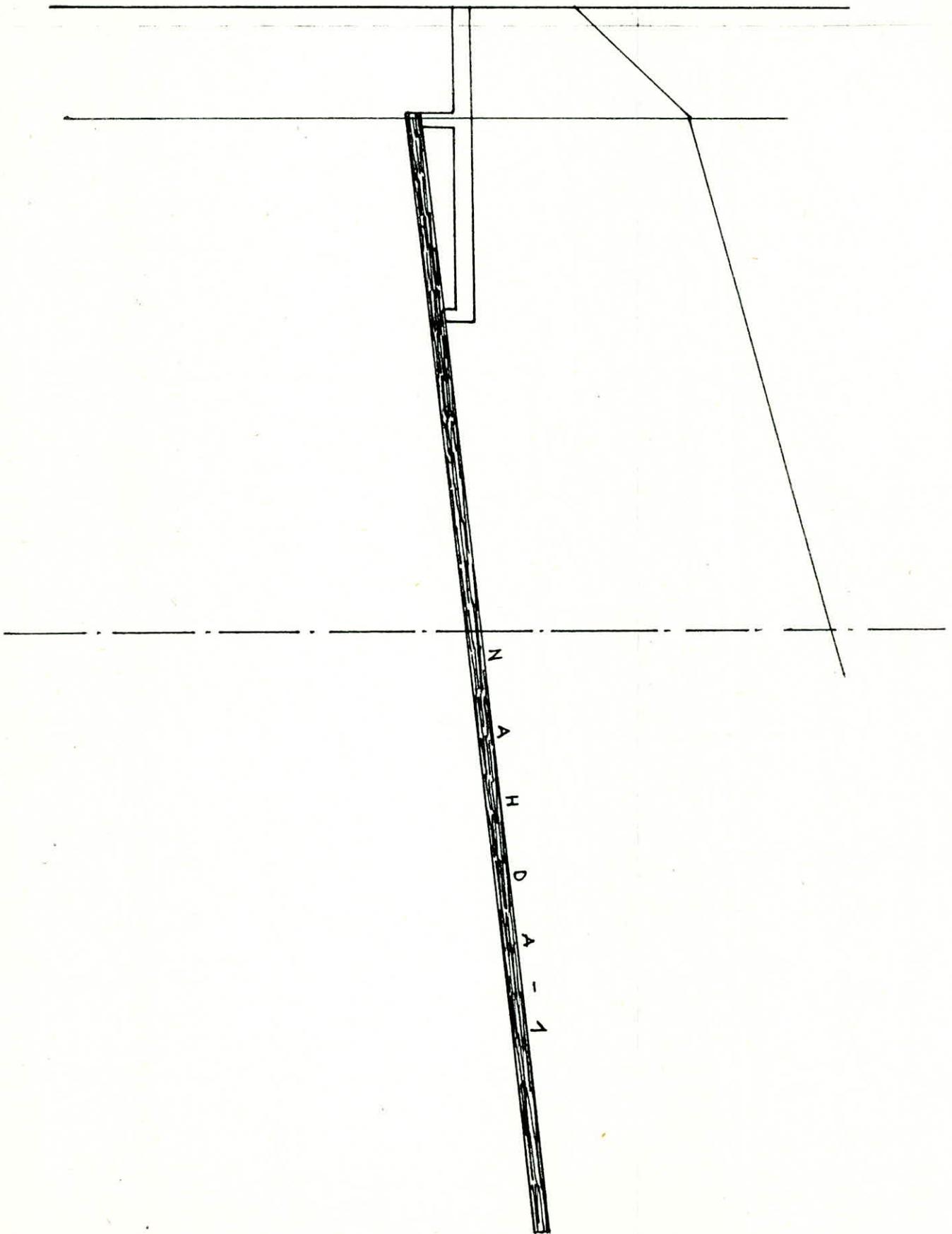
Part B

1/1000



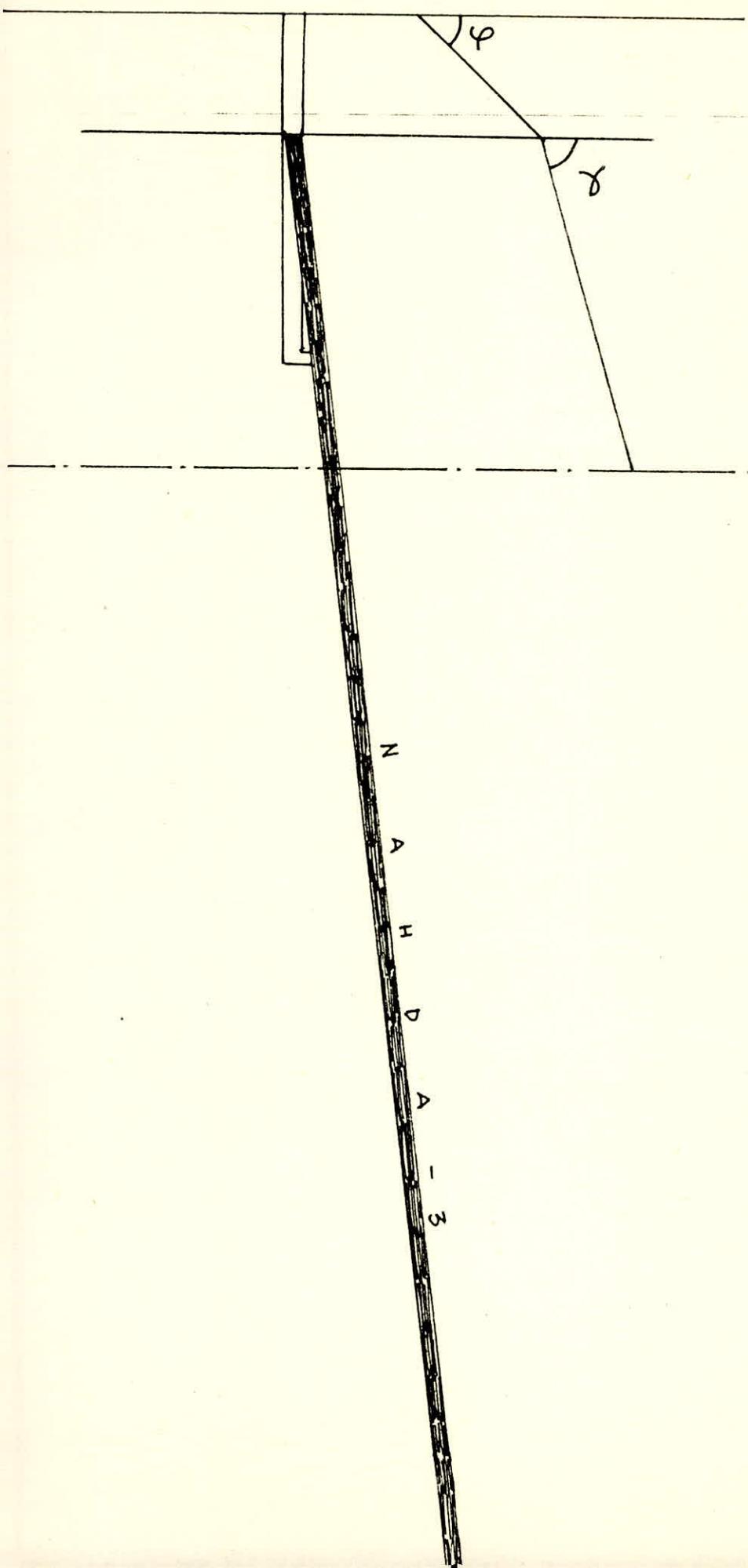
Part C

1/1000



Puits F

1/1000



-Calcul des dimensions de la section du puits : dépend

'-de la puissance annuelle de la mine et de la profondeur l'exploitation (H_{puits})

-les dimensions de la section se déterminent en fonction des dimensions des machines montantes .

Le volume du skips qui montent les minerais utiles se détermine par :

-La capacité du skip

$$q_s = (4 \cdot H + t_p) \cdot A_h / 3600 \quad , \quad t$$

où $H = H_{\text{puits}} + h_{\text{ex}} \quad ; \quad H = H_{\text{puits}} + (30 \div 40)$

h_{ex} = la hauteur de recette en dimension du puits,

$$h_{\text{ex}} = 35\text{m}$$

A_h = production par heure

$$A_h = A_a \cdot K / N \cdot t$$

$$N = 300J$$

t : le nombre d'heures du travail d'extraction pendant 24 heures ; $t = (18 \div 20 \text{ h}) \quad , \quad t = 19\text{h}$

t : temps de la pause ($10 \div 15 \text{ sec}$) $t = 12 \text{ sec}$.

K : coefficient d'irrégularité du travail d'extraction ,

$$K K = 1,5$$

$$T = 4 \cdot H \cdot$$

T : temps du mouvement du skip dans le puits en un cycle

-Le volume du skip V_{sk}

$$V_{\text{sk}} = q_{\text{sk}} \cdot$$

APPLICATION

$$A_h = 75000 \cdot 1,5 / 300 \cdot 19 = 19,74 \text{ t/h}$$

$$= 20 \text{ t/h} \cdot$$

$$H = 85 + 35 = 120\text{m}$$

. . . / . . .

$$q_{sk} = (4 \cdot 120 + 12) \cdot 20 / 3600$$

$$= 0,31 \text{om}$$

$$T = 4 \cdot 120 = 43,82 \text{sec}$$

$$V_{sk} = 0,31 / 2,61 = 0,119 \text{m}^3$$

Compte-tenu du fait que les dimensions de la section transversale du puits se choisit en fonction des dimensions du skips , de leurs dispositions de l'emplacement des escaliers et prenant en considération la possibilité d'augmenté la puissance de la mine, nous pensons rationnel de choisir le rayon du puits égale á 5m .

-Détermination de la profondeur critique de l'état stable du puits :

$$H_{cr} = K_s \cdot \text{comp} \cdot m / K$$

Où :

- K_s : coefficient d'affaiblissement structural

$$K_s = 0,6$$

- comp : la résistance a la compression

$$\text{comp} = 1000 \text{ Kg/cm}^2 = 10^2 \text{MPa}$$

- m : la puissance du gisement

$$m = 0,78 \text{m}$$

- K : coefficient de la concentration de la tension dans les conditions normales

$$K = 6$$

APPLICATION:

$$H_{cr} = 0,6 \cdot 10^2 \cdot 0,78 / 6 \cdot 2,61 \cdot 10^{-2}$$

$$H_{CR} = 298,8 \text{m}$$

-Charge sur le soutènement du puits :

$$P = n \cdot n_c \cdot n_i \cdot P^n (1 + 0,1(r_o - 3)) \quad ; \quad N / m^2$$

Où :

-n : coefficient de surcharge ; 1,25 - 1,50

$$n = 1,5$$

-n_c : coefficient tenant compte de conditions de travail du soutènement ; 0,5 - 0,67

$$n_c = 0,67$$

-n_i : coefficient d'irrégularité du surcharge

$$n_i = 2$$

$$r_o = 3m$$

$$P_n = 5 \text{ (la charge normative)}$$

APPLICATION :

$$P = 1,5 \cdot 0,67 \cdot 2 \cdot 5 (1 + 0,1(3 - 3)) \\ = 10,05 N/m$$

-L'épaisseur du soutènement :

$$d_s = n_k \cdot r_o \left(\frac{n_M \cdot m \cdot R}{n_M \cdot m \cdot R - 2K_p \cdot P} \right)^{1/2} - 1 \quad -$$

Où :

-n_M : coefficient des conditions de travail du soutènement ; n_M = 0,85

-n_k : coefficient du type de soutènement ; n_k = 1,25 (béton)

-R : résistance calculée du béton à la compression selon la marque du béton

$$\text{Marque 200 donc } R = 900 \cdot 10^2 \text{ MPa}$$

-K_p : coefficient des conditions de tension sur le soutènement ; K_p = 1

-P : surcharge sur le béton ; Pour M-200 , P = 30,9 · 10⁻² N/m²

APPLICATION

$$d_s = 1,25.3. \left((0,85.0,78.900.10^2 / (0,85.0,78.900.10^2 - 2.1.30,9.10^{-2}) \right)^{1/2} \\ - 1 = 1,94.10^{-5} \text{ m}$$

$$V = A_j \cdot G_m \cdot K / 864 \cdot S_g \cdot (d - d_0) \quad \text{; m/s}$$

A_j = production journalière

G_m = dégagement du méthane dans la galerie. pour une tonne de la production journalière

K = coefficient de fuite d'air et des réserves

$$K = 1,5$$

S_g = section de la galerie

d = teneur acceptable du méthane dans le courant

d'air

$$d = 0,75$$

$d_0 = 0$ (teneur en méthane dans le courant d'air)

APPLICATION

$$V = 250.1.1,5 / 864.3,89.0,75 = 0,15 \text{ m/s} \quad .$$

III-2 SCHEMA GENERAL DE VENTILATION :

La ventilation consiste à purifier l'air de la mine des différents gaz, qui sont néfastes à la sécurité des travaux et abaisse la température à celle de l'ambiante (20°).

On utilise comme puits d'air le puits principal par lequel l'air frais est introduit par des ventilations (voir Fig. 4) cet air circule le long de la galerie principale vers les différents blocs ou chambres et il va sortir passant par les galeries du puits "B", ensuite il ressortira par ce dernier au jour (voir Fig. 5) .

III-3 SCHEMA GENERAL DE TRANSPORT :

Pour faciliter le roulage ou la fluidité de l'évacuation d'une production assez importante comme la nôtre ($A_h = 20 \text{ t/h}$), où les convois deviennent plus nombreux ou plus lourds et se déplacent à des vitesses bien déterminées, le roulage à vue n'est plus compatible avec la sécurité pour contourner ce problème, on doit recourir à des dispositifs de sécurité plus performants, pour éviter l'affrontement entre deux trains circulant en sens inverse sur une voie unique .

- Le rattrapage d'un train par celui qui le suit.
- La prise en charge c'est à dire la collision entre deux trains après avoir pris deux voies distinctes, pénétrant simultanément, grâce à un embranchement, sur le même tronçon de voie pour cela on doit installer :
- Signalisations appropriées des voies libres ou interdites sur tout le long de la voie ferrée.
- Des aiguillages de télécommande .(Voir Fig.6)

1/2000

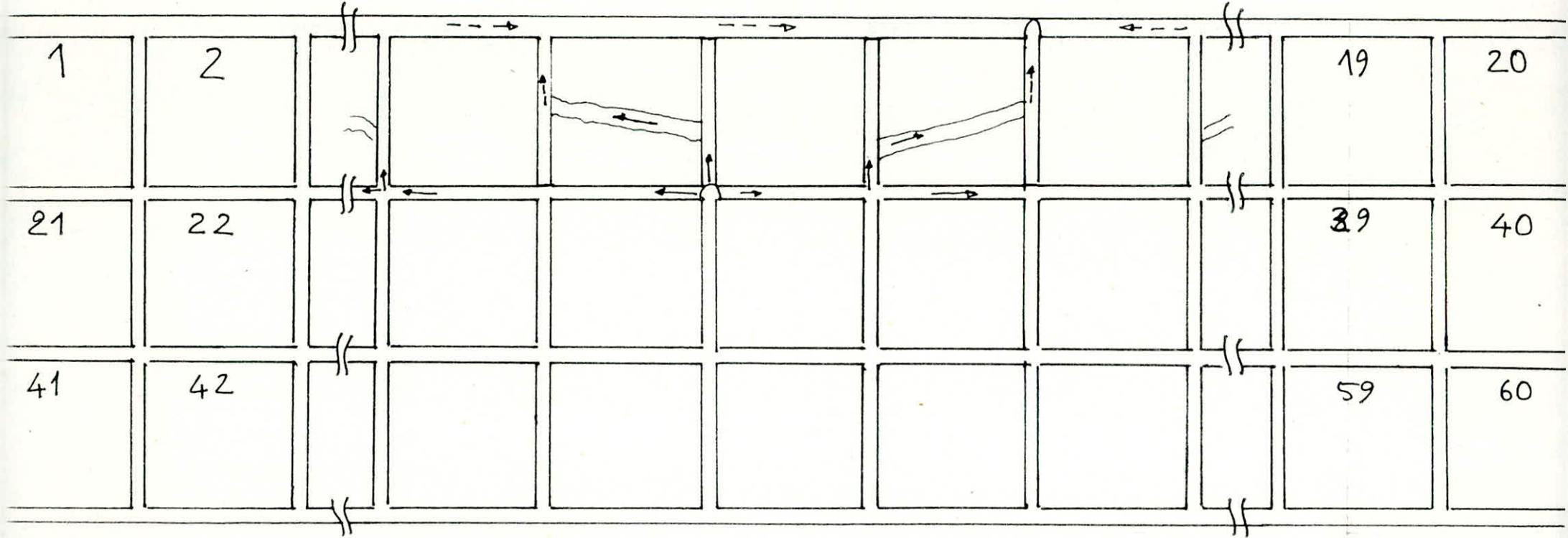


Fig 4 SCHEMA DE VENTILATION

Puits Principal

Puits B

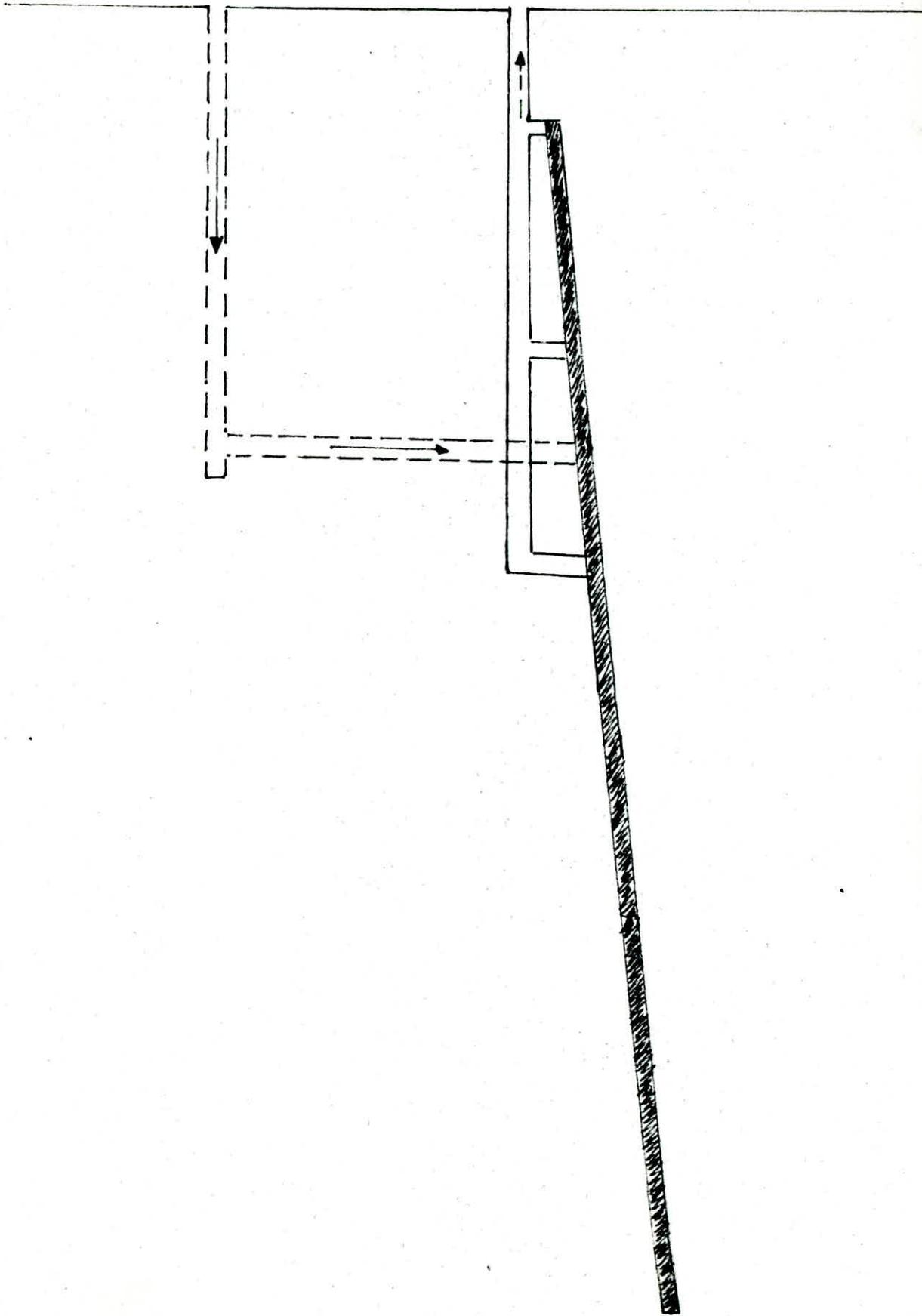
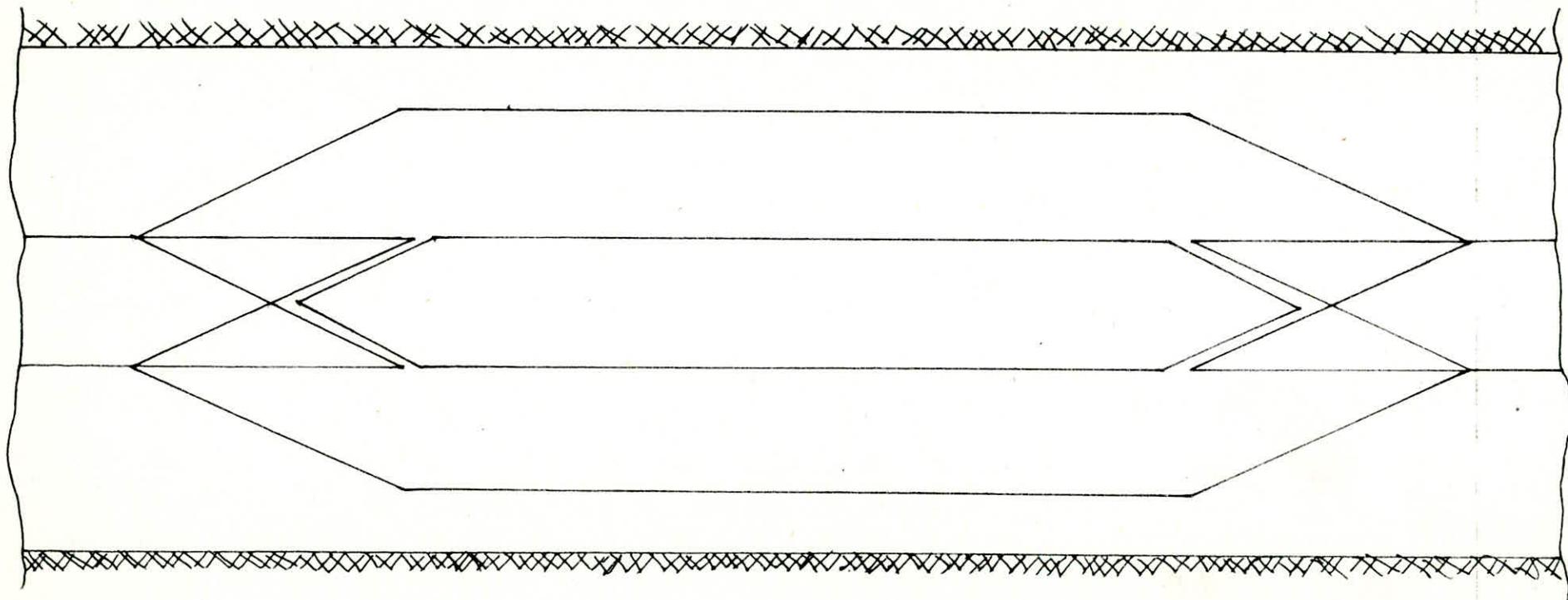


Fig 6 *Aiguillage mobile*



CHAPITRE IV

INTRODUCTION :

Le choix de la methode d'exploitation est tres important on doit considerer la methode la plus rationnelle de maniere qu'au cours des travaux ,elle satisfait aux conditions fondamentales suivantes :

- 1-Securité des travaux .
- 2-Extraction maximale du minerai .
- 3-Volume minimum des ouvrages préparatoires .
- 4-Prix de revient minimum pour le maximum de rendement .
- 5-Pertes minimales du minerai .

La selection de la methode d'exploitation est influencé par plusieurs facteurs :

La profondeur ,la forme du gisement ,le caractère du minerai lui même et les roches encaissantes ,en fin leur pendage .

D'apres les données du gisement de laouni qui :

- Se presente sous forme dressant (85°)
- Reguliers .
- Minces (0,5 - 0,6m).
- Assez bonne stabilite des roches.

On choisit comme methode d'exploitation ,la methode dite par " CHAMBRE MAGASIN ".

IV - 2 METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRE MAGASINS

IV-2-1 DESCRIPTION DU SYSTEME

La methode d'exploitation par CHAMBRE MAGASINS est une methode de dépilage qui consiste à abattre le minerai en le laissant sur place afin qu'il puisse servir de planche pour le forage des trous de mine de la tranche suivante, et dont l'autre partie est soutirée dans la mesure nécessaire à la realisation d'un emplacement de travail de dimension raisonable, et si les epontes ne sont pas suffisamment solides les minerais abattu serviront aussi de support aux epontes et on peut même laisser des piliers pour consolider le toit de la chambre.

Dans les chambres magasins, l'abattage se fait du bas vers le haut de la chambre par tranche horizontales portant du minerai inferieur de roulage jusqu'au niveau superieur.

Il existe cependant des variantes où les minerais sont abattu en tranches obliques.

Le minerai abattu foisonné et son volume augmente de 70% pour permettre un nouveau tir de la tranche suivante il faut laisser un espace entre celle-ci et le minerai abattu pour cela, on soutira 40% de ce dernier, quand le fond atteint le niveau superieur, on arrête l'exploitation le minerai qui occupe le magasin (soit 60% du total) est recupéré en fonction du besoin de production.

En resume le cycle de dépilage comprend l'abattage l'emagasinage du minerai, son evacuation partielles, le soutirage final et la recuperation des piliers lorsqu'elle est pratiquée entre les chambres on abandonne des piliers plus larges pour supporte le toit, ceux-ci peuvent être eventuellement partiellement recupere lorsque l'exploitation du corps mineralisé est determinée.

IV-2-2 METHODE D'ABATTAGE:

Après avoir divisé notre gisement en bloc de dimension 60 X 60m on prépare les chambres d'exploitation qui consiste à :
Creuser des montantes de chaque côté du bloc d'une largeur de 3m qui serviront aussi de cheminée d'aéragé pour faciliter le transport du matériel.

Ces montantes sont coupées par des niches de 5m pour la communication avec les autres blocs.

A partir de première niche on construit des entonnoirs pour permettre l'évacuation du minerai.

IV-2-3 METHODE D'EXPLOITATION:

L'exploitation du gisement se fait par la méthode "CHAMBRE MAGASIN " à front horizontal, l'abattage est réalisée par tranche horizontale et l'évacuation du minerai en excès est assurée par soutirage à la base de la chambre au moyen d'entonnoirs-trémis

Les chambres (45 x 45m) sont découpées à leurs bases par une série d'entonnoirs espacés de 5m d'axe en axe, chaque entonnoir est terminé par une trémie servant au chargement du minerai .

Les chambres sont séparées les unes des autres par des piliers de protection de 5m de largeur .Les entonnoirs sont reliés les uns aux autres par une galerie horizontale "galerie de roulage"

Le minerai abattu par les tirs tombe vers les entonnoirs et on les remplit après chaque tir ,on évacue par les entonnoirs le

minerai en excès pour que la distance entre le tas de minerai abattu et le minerai en place soit d'environ 2,50m ,on opère ainsi de bas en haut par tranche de 12m de longueur et de 0,6m de largeur jusqu'au niveau du sous étage supérieur .(Fig 7)

. . / . .

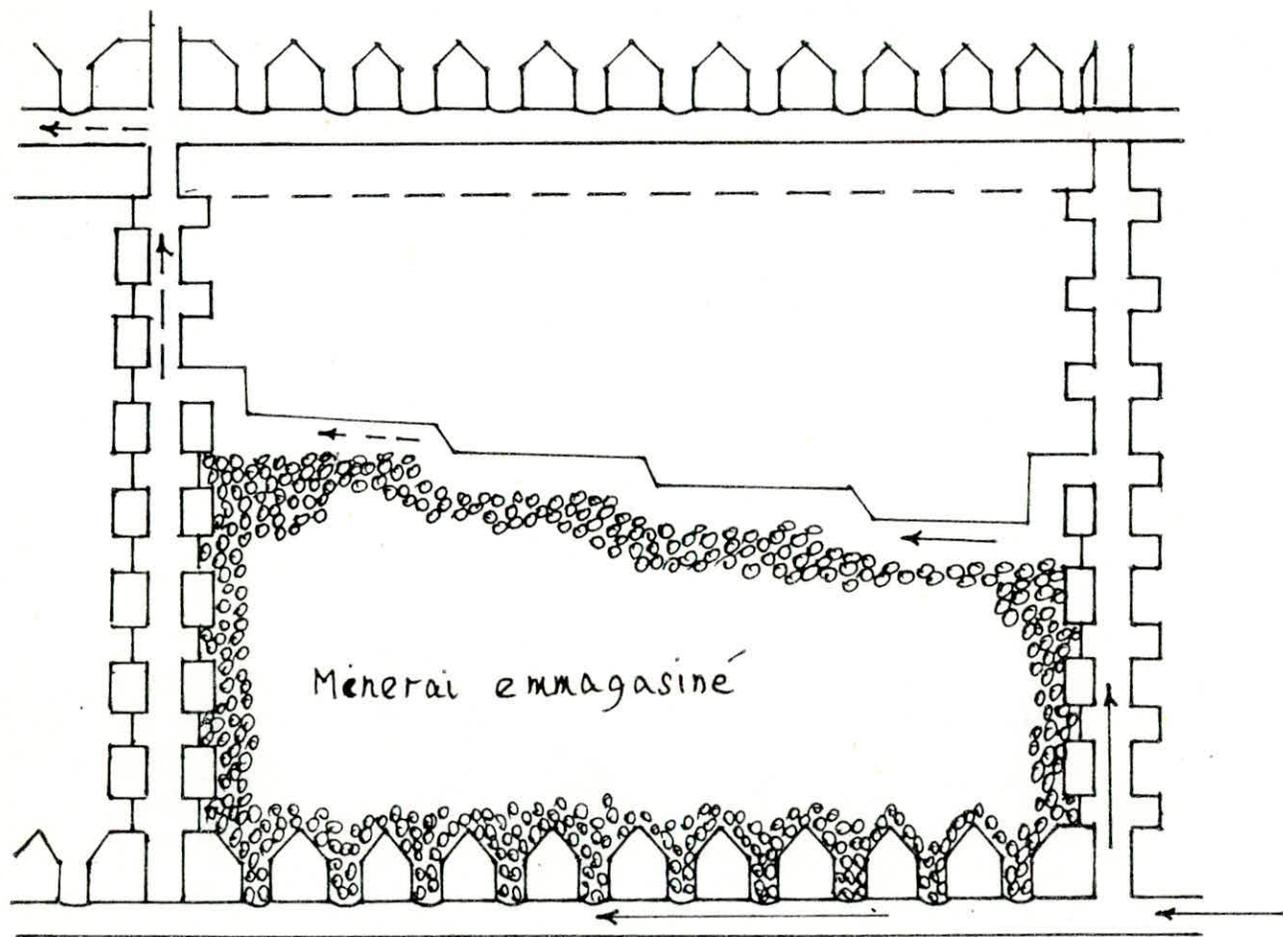


Fig 7 CHAMBRE MAGASIN

Pour limiter la pression eventuelle du toit sur le minerai foisonné et permettre le vidange de la chambre sous eboulement ,on abandonne dans chaque chambre en cours d'exploitation 4 piliers de 3m de large ,ce nombre reduit de piliers est dû essentiellement à la stabilite des roches et à la faible epaisseur des filons apres avoir exploiter toute la chambre ,on recupere les minerais qui été utilisé comme des piliers .

IV-3 TRAVAUX DE TIR ET DE FORAGE DES EXCAVATIONS D'EXPLOITATION:

IV-3-1 CHOIX DE LA MACHINE DE FORATION:

Le choix des machines et les équipements de forage s'effectue en fonction de la dureté des roches ,de la fonction de l'excavation pour les différentes données .

On peut choisir la machine de forage d'après le tableau:6

Dans notre cas nous avons des roches dures ,la fonction de notre excavation et l'extraction du minerai par la methode decrite precedement (CHAMBRE MAGASIN).

On a choisi comme machine de foration le marteau à main avec bêquilles pneumatique PR - 30K ,qui a les caractéristiques suivantes :

-Poids = 30 Kg.

-Diametre de l'outil de forage = 40mm.

-Calculons le nombre des marteaux perforateurs à la taille de l'excavation qui doit être :

$$N_{\text{perforateurs}} = S_{\text{cr}} / S_N$$

Où :

- S_{cr} :section de l'excavation ;dans notre cas la foration des trous de mine sefait verticalement d'une section de :

$$=45.0,6.\cos 5^{\circ} = 26,90 \text{ m}^2$$

- S_N : norme de la section de la taille pour une machine de forage déterminée selon le tableau : 6

$$S_N = 2m^2 \cdot$$

APPLICATION:

$$N_p = 26,9 / 2 = 13,45$$

On prend $N_p = 14$ perforateurs .

IV-3-2 CHOIX DU TYPE D'EXPLOSIFS:

Le choix des explosifs dépend de la densité des roches ,de l'existence de gaz et poussière inflammatoire dans le chantier.

Les domaines d'utilisation des explosifs en fonction de la dureté sont résumés dans le tableau : 5

Vu les conditions de notre gisement on a choisi l'ammonite N6GV qui a les caractéristiques suivantes :

-Composition : TROTYL SELITRE D'AMMONIUM.

-Capacité du travail : $360 - 380cm^3$.

-Coefficient de capacité de travail relative :

$$= 380 / P$$

$$= 1,05 \quad 1,0$$

-Densité en $g/cm^3 = 1,01 \div 1,2 = 1 g/cm^3$

-Poids d'une cartouche : 250 g

Le diamètre de la cartouche est choisi selon le diamètre de L'outil de forage :

$$d_c = d_e - (4 - 7mm)$$

$$d_c = 40 - 4 = 36 \text{ mm} .$$

TABLEAU: 5

Domaines d'utilisation des explosifs

Coefficient de dureté des roches	Type d'explosif
3 - 6	DINAFTALITE
6 - 10	AMMONITE N6GV , AMMONITE N7GV, AMMONAL AMMONIT N°I
> 10	AMMONAL, AMMONITE, N3, AMMONITEN°I, DETONITE M DYNAMITE à 62%, DYNAMITE à 83%

TABLEAU: 6

Normes de la section de la taille pour une machine de forage

Type de machine	Section en m ²
Foreuse électrique à main	2,0 - 2,5
Marteau perforateur à main	3,0 - 3,5
Marteau perforateur à béquille pneumatique	1,5 - 2,0
Marteau perforateur à colonne :	
a/ colonne disposée verticalement	3,0 - 3,5
b/ colonne disposée horizontalement	2,5 - 3,0
Marteau perfoteur sur le manipulateur	2,5 - 3,0
Chariot de forage (pour une machine)	1,5 - 2

IV-3-3 CALCUL DES PARAMETRES DES TRAVAUX DE TIR :

-Longueur des trous :

La longueur moyenne des trous de mine est déterminée par la formule :

$$L_{tr} = V_m / n_m \cdot n_c \cdot$$

Où :

- n_m : le nombre de jours ouvrable par mois

$$n_m = 25 \text{ jours .}$$

- n_c : le nombre de cycles par 24 heures , si la durée du cycle est $T_c = 8h$ On aura :

$$n_c = 24/8 = 3 \text{ cycles .}$$

- : coefficient d'utilisation des trous;
= 0,8 - 0,95

- V_m : longueur d'avancement de l'extraction par mois
on a la production par mois en m^3 qui vaut :
2394,63 m^3 .

$$V_m = V/S = 2394,63/26,9 = 89,02 \text{ m/mois}$$

APPLICATION :

$$L_{tr} = 8802/0,9 \cdot 3 \cdot 25 = 1,31m.$$

-Longueur d'avancement :

$$L_{av} = L_{tr} \cdot \eta = 1,31 \cdot 0,9 = 1,18m$$

-Calcul du volume de roche détruites pendant un cycle de travail

$$V_d = L_{av} \cdot S_{cr} = 1,18 \cdot 28,25 = 33,34 \text{ m}^3/\text{cycle}$$

-Calcul de la charge spécifique d'explosif pour détruire $1m^3$
de roches:

$$q = q_1 \cdot S_1 \cdot V_1 \cdot C_1$$

Où - q_1 : charge spécifique standardisée ,
d'après le tableau : 7

$$f = 10 \quad , \quad q_1 = 1,1 \text{ Kg/m}^3 \quad . . . / . . .$$

- S_1 : coefficient de texture des roches , $S_1=0,8$
d'après le tableau: 8
- V_1 : coefficient de serrage de la roche (dépend
de la surface libre)
 $V_1 = 6,5 / S_{tn} = 6,5 / 26,9^{1/2} = 1,23$
- e_1 : coefficient de capacité de travail , soit
 $e_1 = 380/P$
- P : capacité de travail de notre explosif; $P=370\text{cm}^3$
soit $e_1 = 380/370 = 1,03$

Donc :

$$q = 1,1 \cdot 0,8 \cdot 1,25 \cdot 1,03 = 1,13 \text{ Kg/m}^3$$

-Calcul de la charge totale d'explosif pour un cycle :

$$Q = q \cdot V_d = 1,13 \cdot 33,34 = 37,67 \text{ Kg/cycle}$$

-Calcul du nombre de trous de mine par cycle :

Le nombre nécessaire de trous de mine est déterminé

d'après la formule :

$$N_{tr} = 12,7 \cdot q \cdot S_{cr} \cdot \eta / d^2 \cdot \Delta \cdot K_r$$

- Où :
- q : est la charge spécifique de l'explosif (en Kg/m^3)
Elle se détermine d'après les pratiques puisque
celle-ci dépend de la dureté des roches et
de la section . $= 3,4 \text{ Kg/m}^3$.
 - S_{cr} : section de l'excavation en m^2 ; $S_{cr} = 28,25 \text{m}^2$.
 - η : coefficient d'utilisation des trous de mine
 $= 0,9$
 - d : diamètre de la cartouche ; $d = 4\text{cm}$
 - Δ : densité de l'explosif dans la cartouche
 $= 1$.
 - K_r : coefficient de remplissage ; $K_r = 0,5 - 0,7$

APPLICATION :

$$N_{tr} = 12,7 \cdot 0,9 \cdot 2,1 \cdot 28,25 / (3,6)^2 \cdot 1 \cdot 0,7 = 74,74 \text{ trous} .$$

TABLEAU: 7

Charge spécifique d'explosif q_1 en fonction de dureté des roches

Coefficient des roches f	Classe spécifique de l'explosif pour les conditions standardisé en Kg/m ³
15 - 20	1,2 - 1,75
10 - 15	1,0 - 1,1
8 - 9	0,8 - 0,9
4 - 7	0,4 - 0,7
2 - 3	0,2 - 0,3
2	0,15

TABLEAU: 8

Valeur du Coefficient f_1 en fonction de type des roches

CARACTERISTIQUES	Coefficient f_1
Roches élastiques, poreuses	2,0
Roches fissurées, roches schistiques disloquées	1,4
Roches schistiques, les plans de stratification des roches sont \perp à l'axe des trous	1,3
Roches cassantes, sous fissivité	1,1
Roches dures homogènes	0,8

-Calcul des charges dans chaque trou de mine:

La charge moyenne est égale à

$$Q_m = Q / N_{tr}$$

$$Q_m = 37,67 / 75 = 0,50 \text{Kg} .$$

IV-4 VENTILATION DU CHANTIER DE L'EXCAVATION :

Pour assurer les conditions normales de travail des ouvriers , les excavations doivent être ventilées par l'air frais dans toute l'étendue de l'ouvrage . L'air frais doit contenir pas moins de 20 % d'oxygène , pas plus de 0,5 % de gaz carbonique et le pourcentage des autres gaz doit satisfaire aux normes de sécurité. La température de cet air ne doit pas dépasser 20 °C et l'humidité relative maximale tolérée est de 90 % .La ventilation des ouvrages s'effectue par un courant d'air total assuré par les ventilateurs principal ou local .

Pour assurer l'aération de l'excavation ,qui est très longue , on utilise un schéma combiné (Fig : 7') de ventilation soufflante et aspirante. Dans ce cas, on installe à une certaine distance du front, un cloison avec une porte qui doit être fermée pendant la ventilation .

Cet cloison est traversée par deux conduites .L'air frais est refoulé par une conduite avec le ventilateur soufflant et par l'autre conduite, les produits d'explosion sont évacués par le ventilateur aspirant .

IV-4-2 CALCUL DE LA VENTILATION :

Après le du schéma de la ventilation de l'excavation minière, il faut calculer la quantité d'air c-à-d de déterminer le rendement de celle-ci sa dépression et la puissance du moteur .

La quantité d'air frais pour l'aerage dépend des facteurs suivants:

1- le nombre des ouvriers travaillant simultanément dans la taille de l'excavation .

2- la quantité de l'explosif, qui s'explode simultanément

3- la quantité du dégagement du gaz

La quantité d'air pour l'aerage selon la quantité d'explosif par cycle qui s'explode simultanément

$$Q_2 = \frac{2,3}{t_v} (Q_{ex} \cdot S_n^2 \cdot L_{ex}^2 \cdot b \cdot K_n)^{1/3} ; m^3/mn$$

où

t_v :durée de la ventilation du chantier après le

tir ,

$t_v = 25mn$

Q_{ex} :quantité totale d'explosif par cycle (Kg)

$Q_{ex} = 37,67 \text{ Kg}$.

S_n :section nette de l'excavation (m^2), $S_n = 26,25m^2$

L_{ex} :longueur de l'excavation(m) , $L_{ex} = 150 \text{ m}$

b :dégagement de gaz lors du tir de 1Kg d'explosif

$b = 40 \text{ L/Kg}$.

K_n :coefficient de saturation par l'eau des roches environnantes pour nos conditions $K_n = 0,6$ (roches aquifères)

$$Q_2 = \frac{2,3}{25} (37,67 \cdot 26,9^2 \cdot 150^2 \cdot 40 \cdot 0,6)^{1/3}$$

$$Q_2 = 225,47 \text{ m}^3/mn \text{ .}$$

. . / . .

-rendement de la ventilation :

le débit du ventilateur est donné par :

$$Q_v = P \cdot Q_2 \quad (\text{m}^3/\text{mn})$$

P : coefficient de fuite d'air dans la conduite de ventilation, il dépend de la longueur de la conduite selon le tableau suivant :

L_c (m)	50	150	200	250	300	400	500	600	800	1200
P	1,04	1,11	1,14	1,16	1,19	1,22	1,30	1,35	1,41	1,76

$$L_c = 300\text{m}$$

$$P = 1,19$$

APPLICATION

$$Q_v = 225,47 \cdot 1,19 = 268,31 \text{ m}^3/\text{mn}$$

$$Q_v = 4,47 \text{ m}^3/\text{s}$$

La vitesse de notre courant d'air :

$$V_c = Q_v / S$$

$$= 4,47 / 26,9 = 0,17 \text{ m/s}$$

-Dépression de ventilation :

La pression du ventilateur peut être déterminé d'après la formule:

$$h_v = Q_v^2 \cdot R_{\text{cond}} \quad \dots \text{Kg.f/m}^2$$

où

h_v = est la dépression du ventilateur en Kg.f/m^2

Q_v = est le rendement du ventilateur en m^3/s

... / ...

R_{cond} : est la résistance aérodynamique des conduites , elle dépend de la longueur de la conduite et leur diamètre, nous prenons le diamètre de la conduite du ventilateur ;

$$d = 500\text{mm}$$

$$R_{cond} = 14,56$$

APPLICATION

$$h_v = 4,47^2 \cdot 14,56 = 290,92 \text{ Kg.f/m}^2$$

IV-4-3 CHOIX DU TYPE DE VENTILATEUR :

Selon les paramètres le débit (le rendement) et la dépression du ventilateur et d'après le tableau: 12, nous choisissons le type du ventilateur, dans notre cas :

$$Q_v = 268,31 \text{ m}^3/\text{mn}$$

$$h_v = 290,92 \text{ Kg.f/m}^2$$

On prend la ventilateur B M - 8

-Calcul de la puissance du moteur pour le ventilateur :

$$P_m = \frac{1,05 \cdot Q_v \cdot h_v}{n \cdot 102} \quad \dots \text{KW}$$

où

n : coefficient de rendement du ventilateur

$$n = 0,73$$

$$P_m = 1,05 \cdot 4,47 \cdot 290,92 / 0,73 \cdot 102$$

$$P_m = 18,34 \text{ KW} .$$

IV-5 CHARGEMENT ET EVACUATION DES MINERAIS ABATTUS :

Le chargement et l'évacuation des minerais abattus prend beaucoup de temps, pour le minimiser il faut choisir le type et le nombre de machine appropriée .

Le type de la machine se fait selon la production journalière ou horaire planifiée et la dimension des galeries ; Dans notre cas nous avons choisi V G-4 (voir chapitre précédent), pour l'évacuation des minerais vers le puits central .

Le nombre de ces berlines est déterminé selon la formule suivante :

$$N_{ber} = \frac{S_{cr} \cdot L_{av} \cdot K_f}{V_b \cdot K_r}$$

N_{br} : le nombre des berlines

S_{cr} : est la section en creusement de l'excavation

$$S_{cr} = 28,25m^2 .$$

L_{av} : est la longueur d'avancement de l'excavation

$$L_{av} = 1,18m .$$

V_b : est la capacité de la caisse de berline

$$V_b = 4m^3$$

K_r : est le coefficient du remplissage des berlines ;

$$K_r = 0,9$$

K_f : est le coefficient de foisonnement des minerais abattus ; $K_f = 1,4$

APPLICATION

$$\begin{aligned} N_{ber} &= 28,25 \cdot 1,18 \cdot 1,4 / 4 \cdot 0,9 \\ &= 12,96 \end{aligned}$$

nous prenons $N_{ber} = 13$ berlines .

IV-7 MESURE DE TECHNIQUE DE SÉCURITÉ ET DE PROTECTION DU TRAVAIL DANS LA CHAMBRE D'EXTACTION

La mise en valeur des G.M.U (gisements minières utiles) ne peut être réalisée d'une manière effective ,complète et en securite que par des resolutions correctes des taches importantes et incontournable qu'elle pose .

En effet chaque phase de la mise en valeur du G.M.U. nécessite une documentation precise de base nécessaire ,reflétant l'etat exacte des travaux minières ,de la géologie ,de la structure ,de la quantite et de la qualite des minerais utiles .

La phase de l'exploitation étant la plus décisive ,l'assurance dans la resolution des taches techniques ,geologiques et minières qu'elle pose devient indispensable .

Ici ,sur la base de la documentation geologique ,la quantite ,la qualité des reserves industrielles ,les conditions de gisement et technico-miniére ,en un mot: projet d'exploitation .

Il faudrait indiquer sur le terrain tout les objets de construction ,de transport ,l'emplacement des bouches de puits ,ainsi que les galeries d'ouvertures et de préparatios du champs minier autrement dit il s'agit d'indiquer l'emplacement des éléments geometriques de tous les objets cités et d'assurer leur constructions.

Le guidage ,le pilotage des ouvrages de construction minières ne peuvent-être réalisés que par des moyens techniques conformés , des mesures geométriques exactes et des procédés appropriés . Dans ce cadre il est nécessaire d'avoir une base geodésique d'arpentage des mines correctes ,cette base doit permettre d'avoir un ensemble de points geodésiques aux coordonnées spaciales déterminées avec précession suffisante sous forme de canevas d'appuis et de levés (réseaux des processus et de canevas d'entification

. . / . .

et de levés de détail) de la surface terrestre .

En se servant de cette base d'appui et de levés de la surface on peut réaliser l'emplacement de tous les éléments géométriques des ouvrages de constructions ,de transports et des bouches et des axes de puits .

Soit une base d'appui donnée composée de puits A et B ,dont les coordonnées et l'angle de direction de la droite AB souterraine pour indiquer l'emplacement sur le terrain de la bouche du puits en projet (P) ,on doit exécuté un cheminement du theodolite de la base donnée jusqu'au point de la bouche du puits relevé du plan de projet (Voir Fig. 8) .

L'exécution de ce cheminement consiste à mesuré à l'aide de la theodolite les angles : $\beta_B, \beta_1, \beta_2, \beta_3$ et les distances $l_{B1}, l_{12}, l_{23}, l_{30}$ à l'aide d'une roulette et après un développement mathématique .On détermine les coordonnées des points 1,2,3 et O .Dans la nature le point O se fixe à travers des axes perpendiculaires qui se coupent en (O) Fig: 9

les points a,b,...,h se fixent solidement et servent du point de repère de guidage du creusement du puits .

Le guidage du puits consiste au contrôle périodique ,du respect des éléments géométriques (la verticalité des dimensions) de cet au cours du forage et du soutènement.

Après le forage du puits jusqu'à la profondeur nécessaire pour le pilotage de la galerie transversale et des galeries de roulage des galeries de préparation ,découpage et d'abattage, de la résolution.

En général des tâches géométriques ,techniques,géologiques,et de de sécurité il convient d'établir une base d'appui et de levés

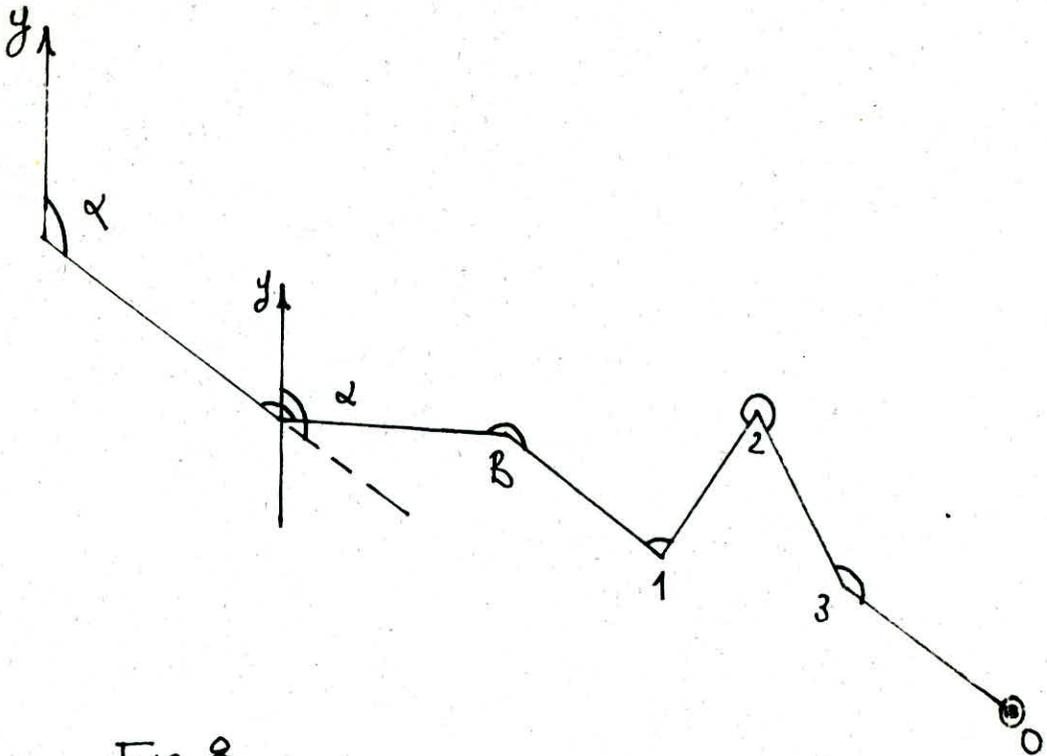


Fig 8

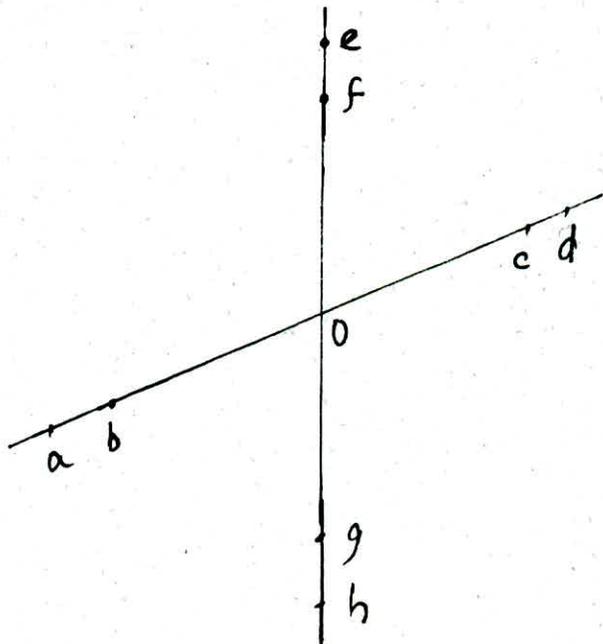


Fig 9

souterrains pour l'établissement de la base d'appui géométrique souterrain, il convient de transmettre les coordonnées X, Y, Z et l'angle de direction des points de la surface aux points du souterrain. Autrement dit, il s'agit de réaliser une base géométrique unique dans le système de coordonnées de la surface.

Ce problème peut être résolu en deux tâches :

- 1- La transmission de X, Y et
- 2- " " de Z

La première tâche, étant donnée que lorsque nous n'avons que le puits vertical foncé (P), peut être résolue par la méthode géométrique de raccordement des systèmes de surface et souterrain, à travers un puits vertical.

Les procédés de raccordement consiste à descendre dans le puits de plombs de puits jusqu'au niveau de la recette (O'_1, O'_2), c-à-d la projection des points O_1 et O_2 se fait par l'intermédiaire des poids suspendus au plomb de puits, qu'on les trempe dans un liquide spéciale de freinage et ainsi la position des plombs est maintenue verticale. Ce qui conduit à la projection exacte de O'_1 en O'_2 et de O_2 en O'_2 .

Le raccordement aux plombs à la surface et au niveau de la recette se fait à l'aide du theodolite installé au points J et K, on mesure les angles (α, β), et à l'aide d'une roulette les distances (d, a, b et c) (d', a', b' et c') Fig : 10

Le contrôle des mesures de distance se fait en comparant la distance mesurée C et calculée

$$C_c = (a^2 + b^2 + 2ab \cos \alpha)^{1/2}$$

Si $C - C_c \leq 13 \text{mm}$ et entre $C - C_c \leq 15 \text{mm}$.

Les mesures sont satisfaisantes et on prend la moyenne de C, C' les angles (α, β) et (α', β') se calcule par la théorie de Sinus

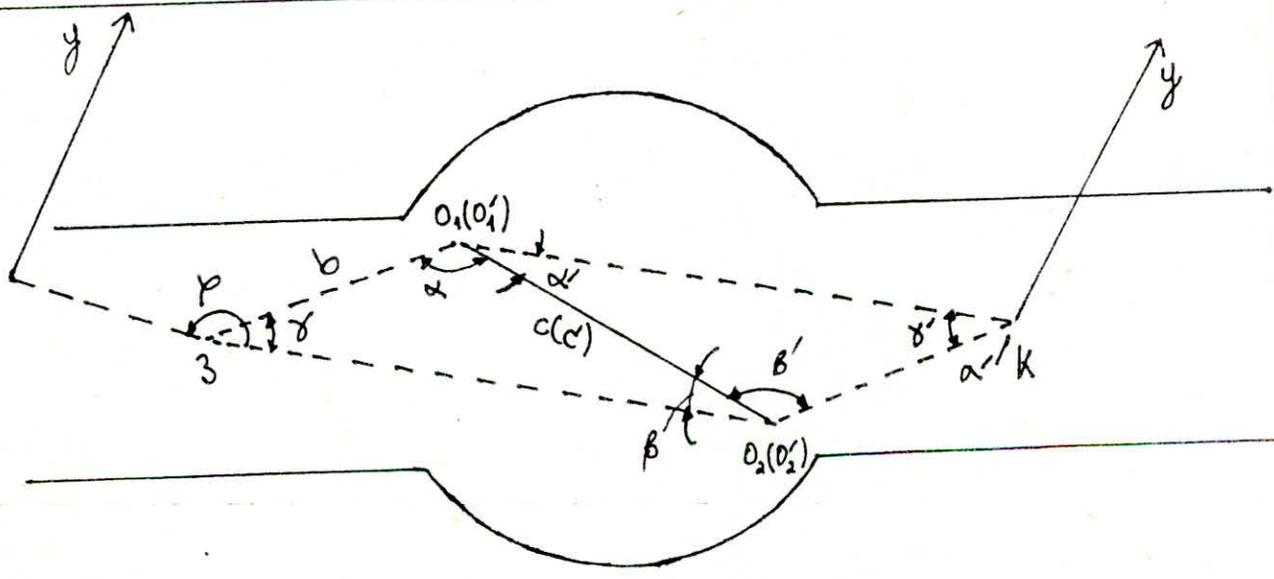
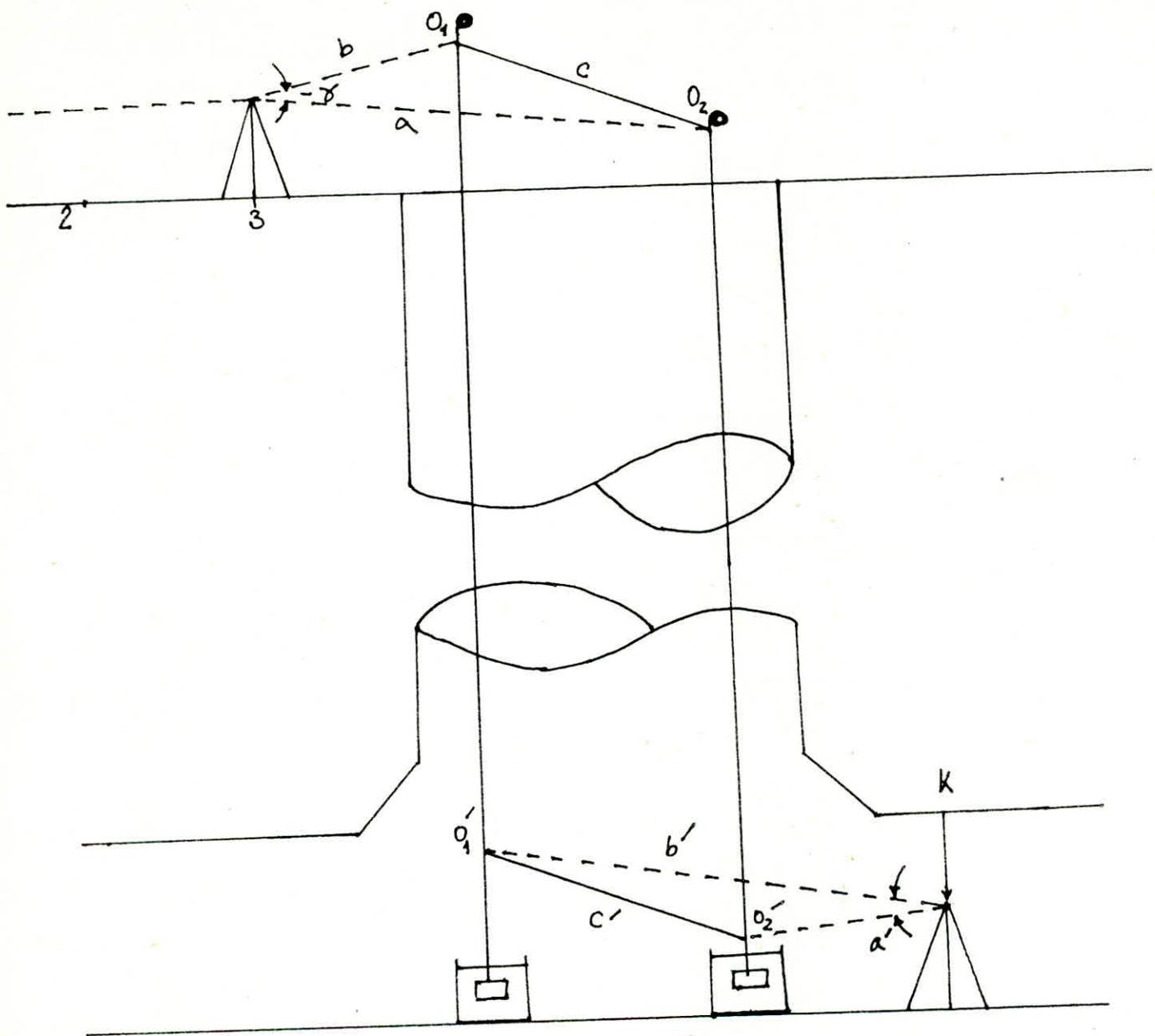


Fig 10

En considérant le gisement connu de surface et les angles mesurés et calculé on peut transmettre le gisement au cote souterrain $K R (\quad KR)$.

$$KR = 23 + (\beta + \beta') + 3.180$$

et les coordonnées du points K peut se déterminer par les formules :

$$X_K = X_3 + d \cdot \sin 23 + a \cdot \sin 30_2 + a' \cdot \sin O_2K$$

$$Y_K = Y_3 + d \cdot \cos 23 + a \cdot \cos 30_2 + a' \cdot \cos O_2K$$

Ainsi ,on aura établi une base d'appui plane souterraine K.R . On peut facilement développer les réseaux de levés de détails pour piloté les galeries et réalisés les détails souterraines .

La transmission de la cote Z a la base d'appui peut se réaliser a l'aide d'aide d'un long ruban ou du mesureur de longueur A-2 donnons un exemple sur l'utilisation du long ruban qu'on le fait descendre dans le puits : Fig : 11

des niveaux sont disposés en surface et dans les sous sol et des mires sur le repère de surface R_s et celui de mire R_m les mesures s'effectuent simultanément d'après un signal .

a_s et a_m lectures faites sur les mires installes sur les repères R_s et R_m .

N_s et N_m lectures sur le ruban d'acier ,la grandeur h se détermine par la formule :

$$h = (N_s - N_m) + a_m - a_s + L_1 + L_2 + L_t + r$$

où

L_1 =correction de l'elongation du ruban due à son propre poids

L_2 =correction de l'elongation du ruban due à son poids de la charge P .

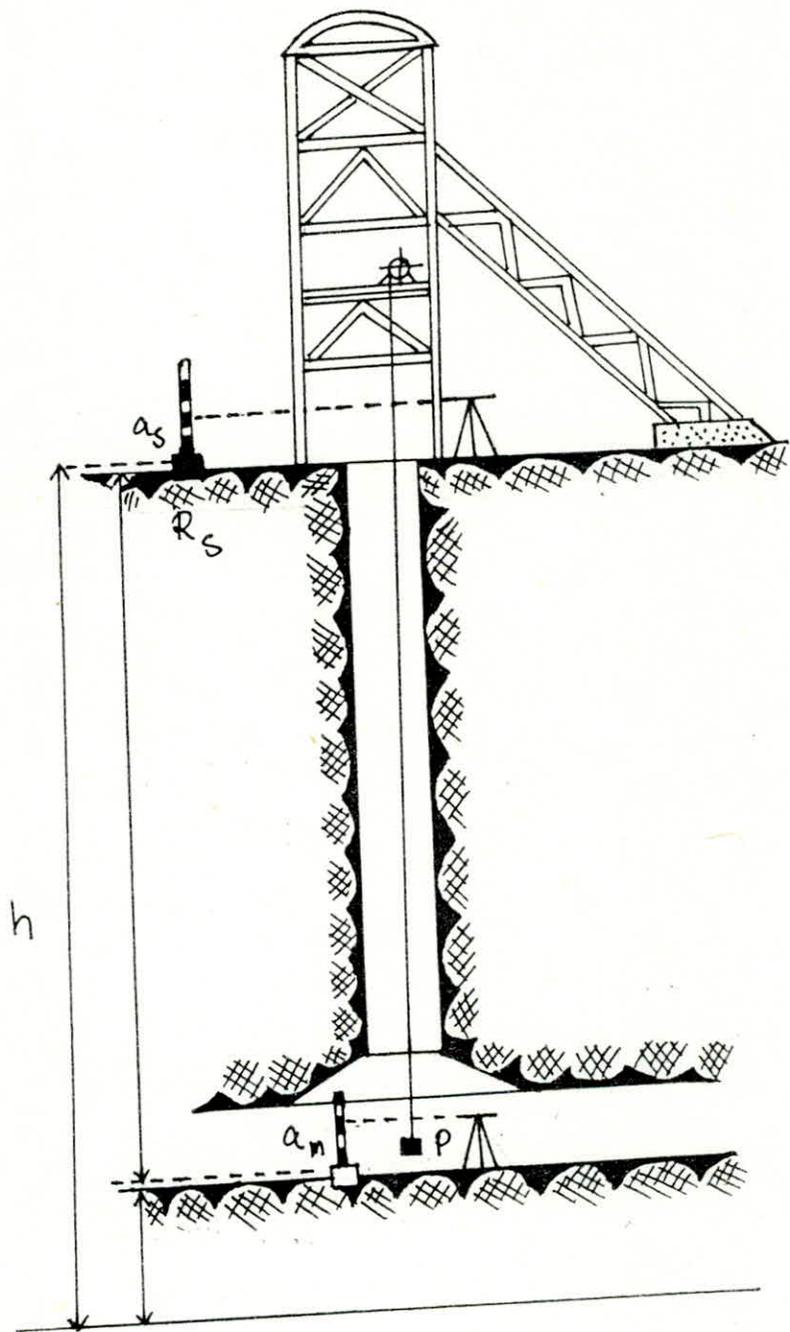


Fig 11

t = correction de température

= correction due à l'étalonnage du ruban .

L'écart de deux détermination des cotes ne doit pas excède

$$h=(0,01+0,0002.H) \dots\dots m$$

où

H:est la profondeur du puits

Par ces procédés on aurait donc établit une base d'appui spéciale à partir du quelle ,on peut facilement devellopper les réseaux de levés ,et de détaille et réaliser le pilotage des galeries sur les plans vertical et horizontal et d'accomplir les levés de détail à divers fins,de suivre le mouvement des réseves et assurer la protection des galeries minière en un mot realiser la décomentation graphique complète,de l'exploitation du gisement de NAHDA.

IV-6 ORGANISATION DE TRAVAIL DANS LA TAILLE D'EXPLOITATION :

Pour assurer une cadence d'extraction selon la production projetée ,on doit adopter un schéma d'organisation de travail .
L'exécution de schéma nous permet une grande précision d'exécution des opérations individuelles et crée des conditions favorables pour faciliter la réalisation du volume déterminé .

IV-6-1 DETERMINATION DES VOLUMES DES TRAVAUX :

Le volume des travaux pour les procédés individuels d'un cycle est déterminé d'après les **formules** suivantes :

$$-W_f = N_{tr} \cdot L_{tr} \quad ;m$$

où

W_f :est le volume des travaux de forage ;en m

N_{tr} :est le nombre de trous en taille ; $N_{tr}=75$

L_{tr} :est la longueur de trous ;en m $L_{tr}=1,31m$

$$-W_f = 75 \cdot 1,31 = 98,25m$$

$$-W_{ch} = S_{cr} \cdot L_{av} \quad ;m^3$$

W_{ch} :est le volume des travaux de chargement

S_{cr} :est la section de l'excavation du creusement

$$S_{cr} = 28,25m^2$$

L_{av} :longueur d'avancement dans la taille;

$$L_{av} = 1,18m$$

$$-W_{ch} = 28,25 \cdot 1,18 = 33,3m^3$$

IV-6-2 DETERMINATION DU NOMBRE D'HOMMES-POSTES POUR EXECUTER CHAQUE PROCEDE D'UN CYCLE :

Pour déterminer le nombre d'hommes-postes de chaque procédé il faut diviser le volume des travaux de ce procédé sur sa norme de rendement :

$$-G_f = W_f / E_f \quad ; \text{ h-p}$$

G_f : est le nombre d'hommes-postes pour le forage
de trous ; h-p

W_f : volume des travaux de forage ; m

$$W_f = 98,25 \text{ m}$$

E_f : est la norme de rendement de forage (selon la
durtée des roches et le type de perforateur)

$$E_f = 15 \text{ m/h-p}$$

$$-G_f = 98,25 / 15 = 6,55 \text{ h-p}$$

Nombre d'hommes-postes pour le chargement de minerai abattu :

$$-G_{ch} = W_{ch} / E_{ch} \quad ; \text{ h-p}$$

G_{ch} : le nombre d'hommes-postes pour le chargement
de minerai abattu

W_{ch} : volume de chargement ; m³

$$W_{ch} = 33,34 \text{ m}^3$$

E_{ch} : est la norme de rendement de chargement

$$E_{ch} = 10 \text{ m}^3/\text{h-p}$$

$$-G_{ch} = 33,34 / 10 = 3,33 \text{ h-p}$$

Le nombre total d'hommes-postes par cycle est :

$$G_T = G_f + G_{ch} = 6,55 + 3,33 = 9,88 \text{ h-p}$$

Nombre d'ouvriers par un poste :

$$-N_{ouv} = G_T / m_c \quad .$$

m_c : le nombre de postes par un cycle ; $m_c = 8/6$

$$N_{ouv} = 9,88 / 1,33 = 7 \text{ ouvriers} \quad .$$

Coefficient de déplacement de la norme de rendement (K_d) :

$$-K_d = G_T / N_{ouv} \cdot m_c = 9,88 / 7 \cdot 1,33 = 1,06 \quad 1 ;$$

$$K_d = 1,04 - 1,2$$

IV-6-3 DETERMINATION DU TEMPS D'EXECUTION DE CHAQUE PROCEDE

D'UN CYCLE

Avant la détermination du temps de chaque procédé il faut calculer la durée des opérations non normalisées et le coefficient en tenant compte de la réduction du temps de l'excavation des travaux réguliers

$$T_{nr} = t_r + t_{ins} + t_{ch} + t_{rés} \cdot 0,05$$

où

T_{nr} : le temps des procédés non régularisés

t_r : durée de ventilation en (mn) selon notre calcul

de la ventilation ; $t_r = 25$ mn .

t_{ins} : est le temps de l'inspection de l'excavation après le tir , on admet $t_{ins} = 10 \div 20$ mn

$t_{rés}$: réserves de temps pour un cycle ; $t_{rés} = 0,05 T_c$

$t_{rés} = 0,4h = 24$ mn .

t_{ch} : est le temps de chargement des trous ;

$$t_{ch} = N_{tr} \cdot t'_{ch} / n_{ch}$$

N_{tr} : le nombre total des trous ; $N_{tr} = 75$ trous .

t'_{ch} : le temps du chargement d'un trou, on admet

$t'_{ch} = 2 \div 5$, nous prenons $t'_{ch} = 3$ mn .

n_{ch} : le nombre d'ouvriers chargeant des trous , il

dépend de la section de l'excavation et il varie de $2 \div 4$; nous prenons $n = 4$

$$t_{ch} = 56,25 \text{ mn}$$

$$T_{nr} = 56,25 + 25 + 25 + 24 = 120,25 \text{ mn} = 2^h 00^{\text{mn}}$$

coefficient en tenant compte de la réduction du temps de l'exécution des travaux réguliers ()

$$= T_c - T_{nr} / T_c$$

$$T_c : \text{la durée d'un cycle} \\ = 480 - 120,25 / 480 = 0,749$$

durée de forage :

$$t_f = G_f \cdot T_p \cdot / n_f \cdot K_d \\ = 6,55 \cdot 6 \cdot 0,749 / 7 \cdot 1,06 = 3,97h$$

durée de chargement de déblai :

$$t_{ch} = G_{ch} \cdot T_p \cdot / n_{ch} \cdot K_d \\ = 3,33 \cdot 6 \cdot 0,749 / 7 \cdot 1,06 = 2,03h$$

Pour contrôler l'exactitude du temps calculé pour chaque procédé on utilise la formule :

$$T_c = (t_i \cdot n_i / n_{ouv}) + T_{nr} \\ = 7(3,97 + 2,03) / 7 + 2$$

$$T_c = 8h$$

La norme complexe de l'exploitation (E_c) :

$$E_c = L_{av} / G = 0,119 \text{ m/homme-poste}$$

Le rendement de travail $R_{(tc)}$ se calcul comme suit :

$$R_{tc} = L_{av} / n_{ouv} \cdot m_c = 0,126 \text{ m/h-p}$$

Avec :

L_{av} : longueur d'avancement dans la taille d'exploitation

n_{ouv} : nombre d'ouvriers par un cycle

m_c : le nombre de poste par un cycle .

-oOo- CONCLUSION -oOo-

Compte-tenu du degré d'étude du gisement NAHDA et ses conditions technico-economiques et aussi prenant en considération les derniers resultats dans le domaine d'exploitation minière , les resultats obtenus dans le projet nous permettent d'envisager l'exploitation du gisement NAHDA par la méthode que nous avons proposé

Vue le manque du temps , nous esperons que les prochains etudiants proposeront d'autres méthodes d'exploitation et avec des données complémentaires pour faire l'étude économique nécessaire, comparer les différentes méthodes et choisir celle qui est plus rentable .

BIBLIOGRAPHIE

I-B-BOKY

Exploitation des mines (éditions "MIR"-MOSCOU-1968)

2-MOHAMED AGUID BACHAR

Etudes et modernisation de la methode d'etude de la petite fissuration du massif rocheux en utilisant la photogrammétrie terrestre a petit format (these du doctorat d'etat)

'Institut des mines de LENINGRAD '- 1983

3-V-VIDAL

Exploitation des mines (éditions-DUNOD-PARIS 1962)

4-CHIBKA

Exploitation des gisements métallifères

5-D-N-OGLOBLINE

Cours d'arpentage des mines (éditions "ECOLE SUPERIEUR"-MOSCOU-1966)

6-Projet de fin d'etudes:(promotion juin 1987)

Dirigé par :M^r ANTONIEVITCH

Etudié par :M^r IDRIS'-M

M^r OULD-AMAR-M

7-Projet de fin d'etudes :(promotion juin 1977)

Dirigé par :M^r OUSSIKOV et M^r ARMINGAUD

Etudié par :M^r OULD AMI et M^r BOUREZG

8-Rapport des travaux de recherche et de prospection géologique sur le gisement de NAHDA .

(HOGGAR) 1969-1971 SONAREM .

-o-o-o-o-o-o-o-o-●-

