

1/91

وزارة الجامعات
Ministère aux Universités

2EX

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT *Genie Minier*

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

*Contribution à l'étude d'ouverture
d'une mine souterraine de gypse
Cas du gisement
NOUMERAT CHARDAÏA*

Proposé par :

ERCC

Etudié par :

BENAMGHAR
Akene

Dirigé par :

M. A. BACHAR

PROMOTION

Juin 91

وزارة الجامعات
Ministère aux Universités

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT *Genie Minier*

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

*Contribution à l'étude d'ouverture
d'une mine souterraine de gypse*

*Par du gisement
NOUMERAT CHARNAÏA*

Proposé par :
E R C C

Etudié par :
BENAMCHAR
Akcene

Dirigé par :
D^r M.A. BACHAR

PROMOTION
Juin 1991



AVANT PROPOS

Avant d'entamer le sujet, il faut rappeler qu'il s'agit d'une contribution et non d'une étude complète, vu le travail et le temps que ça demanderait.

On remarquera un manque de précisions parfois, dûs aux manque de données, à la difficulté de choix ou au manque d'expérience sur terrain (plan de tir, dimensions des piliers...), donc les résultats auxquels on aboutira ne sont pour la plus part que provisoires et demandent à être confirmés ou améliorés par des essais sur terrains.

Nous déplorons également l'absence de la partie économique qui est la plus part du temps tranchante, et ce pour une raison de manque de données.

Enfin on fait remarquer que les chiffres mis entre [] dans le texte font référence à la bibliographie en fin de ce photocopié.

Nous n'oublierons pas de remercier tous ceux qui ont participé de près ou de loin à la réalisation de ce projet.

	Page
CHAPITRE I INTRODUCTION. - - - - -	1.
I-1-Introduction. - - - - -	1.
I-2-Apéçu sur les évaporites. - - - - -	3.
CHAPITRE II GENERALITES. - - - - -	8.
II-1-Historique. - - - - -	8.
II-2-Situation géographique et infrastructure.	8.
II-3-Géologie régionale. - - - - -	10.
3-1-Lithostratigraphie. - - - - -	10.
3-2-Structure et formation. - - - - -	12.
II-4-Structure géologique du gisement. - - - - -	14.
4-1-Lithostratigraphie. - - - - -	14.
4-2-Lithologie. - - - - -	14.
4-3-Téctonique. - - - - -	17.
4-4-Phénomènes karstiques. - - - - -	17.
4-5-Morphologie des couches gypsifères. - - - - -	18.
4-6-Genèse. - - - - -	18.
II-5-Hydrogéologie. - - - - -	19.
II-6-Quelques caractéristiques physico-mécaniques du matériau. - - - - -	20.
CHAPITRE III OUVERTURE DE LA MINE. - - - - -	25.
III-1-Puissance et régime de la mine. - - - - -	25.
III-2-Délimitation des réserves, Eléments du gisement, Coefficient de découverte. .	26.
III-3-Découpage et travaux préparatoires. - - - - -	30.
3-1-Découpage du gisement. - - - - -	30.
3-2-Travaux préparatoires. - - - - -	30.
3-3-Localisation des travaux d'ouverture.	34.
CHAPITRE IV EXPLOITATION. - - - - -	36.
IV-1-Généralités. - - - - -	36.
IV-2-Choix de la méthode de défilage. - - - - -	37.
IV-3-Description de la méthode et son application sur terrain. - - - - -	38.
3-a-Dimensionnement des piliers. - - - - -	40.
3-b-Nombre de chantiers. - - - - -	49.

3-c-Plan de tir: caractéristiques, choix de l'explosif... - - - - -	50.
IV-4-Préssion des terrains et soutènement. - -	58.
IV-5-Chargement et transport. - - - - -	60.
5-a-Choix d'une chargeuse. - - - - -	61.
5-b-Transport. - - - - -	64.
IV-6-Etablissement d'un cyclogramme. - - - - -	67.
CHAPITRE V AERAGE-EXHAURE-SECURITE. - - - - -	71.
V-1-Aérage. - - - - -	71.
V-2-Exhaure. - - - - -	73.
V-3-Hygiène et sécurité. - - - - -	74.
CONCLUSION. - - - - -	78.
BIBLIOGRAPHIE. - - - - -	80.

Chapitre-1

— INTRODUCTION —

Il n'y'a pas de doute que l'Homme, depuis l'antiquité, a toujours eu recours dans ses différents besoins quotidiens aux matériaux de construction sous une forme ou une autre: l'argile, le sable, la pierre taillée, le gypse...

Conscient de la part d'importance qui leurs revenait, il a dû s'intéresser de plus en plus aux matériaux et à la construction et ce en fonction de leurs propriétés qu'il ne cessait de découvrir, soit volontairement par des essais et observations, soit involontairement par simples constats de phénomènes naturels, comme ce fût le cas d'ailleurs pour la découverte du plâtre.

C'est ainsi que les matériaux de construction ont donné un grand élan à la civilisation de l'Homme en contribuant amplement dans les domaines vitaux tels que: l'habitat, les routes, les ouvrages d'art...

Ce secteur a alors été confié à l'Industrie Minérale puisqu'elle répondait aux exigences tant technologiques que techniques, de recherche, extraction et traitement.

Le gypse et l'anhydrite font partie des matières premières des matériaux de construction les plus utilisés (90% de la production mondiale de gypse et d'anhydrite est utilisée pour la fabrication de ciments et plâtres⁽²¹⁾) vu leurs propriétés physico-chimiques qui leur confèrent les qualités de bons liants, c'est pourquoi ils sont très recherchés (Les statistiques mondiales démontrent une production sans cesse croissante, surtout dans les pays industrialisés).

Notre pays également n'a pas manqué d'intérêts aux matériaux de construction puisqu'on a ouvert beaucoup de carrières et usines à

cet effet, parmi lesquelles la platrière de GHARDAÏA (ERCC) comprenant une usine de plâtre à bâtir alimentée par une carrière à ciel ouvert de gypse.

Cette présente étude vient contribuer plus ou moins partiellement au développement du secteur de la construction dans la région et ce en prolongeant la durée de vie de la carrière par l'ouverture d'une nouvelle infrastructure d'accès à des réserves souterraines probables de gypse.

Il faut noter que le gypse a toujours été exploité à ciel ouvert en ALGERIE et que c'est la première fois qu'on projette une exploitation souterraine vues les conditions technico-économiques qui se présentent pour les grandes réserves de RAS FOUINIS (NOUMERAT GHARDAÏA) voir fig. planche 1

En fait la couche de gypse actuellement en exploitation s'enfouie sous la chaîne de collines sus-citée et rend la découverte honoreuse surtout que le gypse est de faible valeur économique (son coefficient de découverte courant est de 2 à 3 d'après l'ensemble des travaux en ALGERIE, à l'ENDMC notamment, il peut atteindre à la limite une valeur de 4 à 5).

I.2 APERCU SUR LES EVAPORITES

Dans la classification pétrologique, le gypse et l'anhydrite se retrouvent dans la classe des roches sédimentaires et plus précisément dans la famille des évaporites, pour laquelle un petit rappel sera donné.

Les évaporites représentent une famille de roches sédimentaires formées à partir du processus d'évaporation des lacs ou lagunes d'eau salée dans les conditions adéquates (Voir I.2.a); elle englobe: les chlorures, les sulfates de sodium, de calcium, de magnésium et de potassium, parfois sont inclus la dolomie et la calcite vus quelques ressemblances dans leur formation, ces sels d'évaporite se déposent suivant un ordre déterminé et dans une proportion qui dépend de la solubilité des éléments dissous dans l'eau, généralement l'ordre de précipitation est:

- 1-Carbonates de calcium: calcite ou calcaire.
- 2-Sulfates de calcium: gypse, anhydrite.
- 3-Chlorures de sodium: halite.
- 4-Chlorures de potassium: sylvine

Ces roches ont la qualité d'être les plus solubles des roches sédimentaires, pour cette raison elles s'altèrent rapidement lorsqu'elles sont exposées aux agents exogènes, quant au comportement mécanique, elles fluent sous les contraintes de pression, alors que les roches plus consolidées donnent lieu à des failles, cassures ...

.Caractéristiques mineralogiques du gypse et de l'anhydrite

Nom	Formule chimique	Structure cristal.	Formes	Couleur	Solubilité 10-20°C (Kg/m ³)
Anhydrite	CaSO ₄	Orthorombique	cristaux prismatiques ou tabulaires généralement fibreuse, lamellaire, granulaire ou compact.	Blanche souvent teintée de gris bleu ou rouge	2.0
Gypse	CaSO ₄ 2H ₂ O	Monoclinique	souvent maclés en fer de lance. Couramment en masse granulaire, compacte ou fibreuse ou albâtre.	Les cristaux sont incolores Massif incolore ou blanc, gris, jaunâtre ou rouge	2.5

1.2.a Théorie de formation des dépôts de gypse et d'anhydrite [2]:

Il existe principalement deux théories quant à la formation probable des dépôts de gypse et d'anhydrite.

La première est la théorie d'évaporation d'une cuvette d'eau salée et la seconde est la théorie de formation par diagenèse des sebkhas.

Théorie de formation par évaporation d'une cuvette d'eau salée:

Cette théorie pose comme conditions:

a-Un climat chaud et aride favorable à l'évaporation afin de maintenir une concentration élevée de sels à précipiter.

b-Approvisionnement continu ou intermittent d'eau salée de la mer, de rivières, ou de mers intérieures par canal étroit dans la cuvette.

c-Affaissement dans le temps du fond de la cuvette pour

permettre des dépôts puissants.

d-La permanence d'une barrière entre la cuvette et sa source d'eau salée.

Un cas typique de cette théorie est la lagune de Kara Boghaz sur la côte est de la mer Caspienne au fond de laquelle se sont déposés des évaporites, surtout du gypse.

Le niveau de la mer Caspienne, alimentée par les rivières de Volga et Oural, est toujours sensiblement plus haut que celui de la lagune, il en résulte un écoulement continu d'eau salée par un étroit canal qui relie les deux eaux (Voir planche ci-dessous Fig 1.

Théorie de formation par diagenèse des sebkhas:

Par diagenèse, nous entendons l'ensemble des phénomènes chimiques qui aboutissent à transformer les sédiments frais en roches cohérentes.

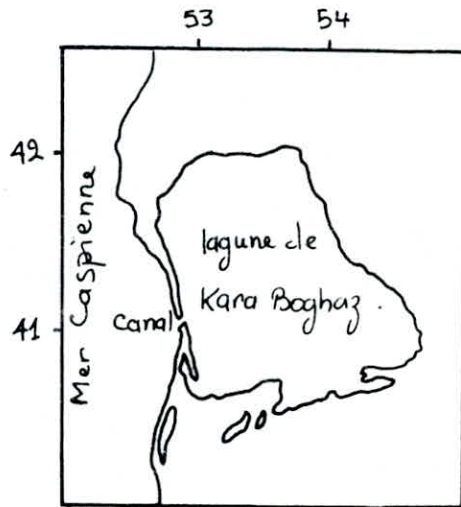
Dans ce cas, le processus de formation du gypse-anhydrite est plus compliqué.

Actuellement, à l'intérieur des sebkhas, nous retrouvons les minéraux caractéristiques du début de la formation diagenèse: l'anhydrite nodulaire, le gypse et la dolomie. Ces minéraux semblent être formés à l'intérieur de la sebkha comme le résultat de réactions dans les eaux souterraines d'origine marine, ces eaux remontent alors à la surface, par capillarité, où elles sont évaporées.

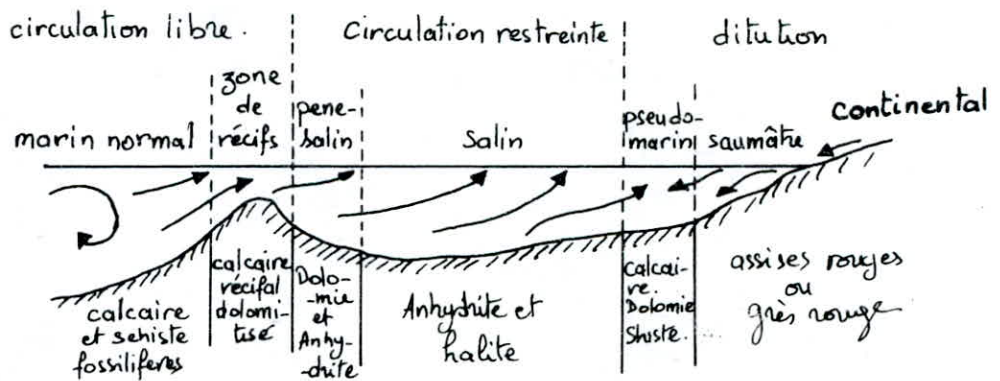
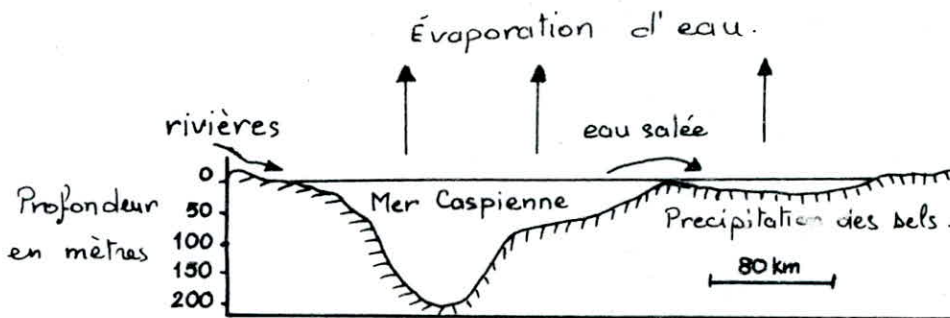
Pour cela, il est supposé que des conditions semblables à celles des sebkhas d'aujourd'hui ont prévalu pendant la formation des anciens dépôts, et on suggère que l'origine des grandes quantités de gypse et d'anhydrite est à prédominance supratidale*.

* SUPRATIDAL: Situé au dessus de la pleine mer mais soumis à l'influence de celle ci.

fig:1



Lagune de Kara Boghaz.



Exemple de Bassin isolé de la mer par un récif.

Il faut noter qu'il existe en plus de ces deux cas, d'autres théories moins fondées proposant d'autres processus de formation par exemple:

Théorie des Playas ou sebkhas continentales [2]

Théorie de l'action chimique sur les calcaires [2]

Théorie de formation hydrothermale ...

Mais il est presque certain que la majorité des grands gîtes et surtout ceux économiques, proviennent de l'une ou l'autre des deux premières théories sus-citées.

En conclusion, nous pouvons affirmer qu'il n'y a pas de théorie globale de formation mais que chaque dépôt est probablement unique dans sa propre constitution, les conditions de dépôt à l'origine auraient été différentes tout comme l'histoire qu'ont suivie ces dépôts.



Chapitre-2

P. G 009/91
 Avant p. 8



Délimitation des Reserves à ciel ouvert
 et souterraines
 TERRAIN N° 4 PARTIE OUEST
 RAS FOUINIS NOUMERAT GHARDAÏA -

Date	Echelle.	Ingenieurs	
20.02.89	1:4000	PSTROWSKI ASFIRANE	

CHAP II

GENERALITES

II.1 HISTORIQUE

En 1975 la DREG de la SNMC a entrepris les recherches géologiques du gypse à 20Km au sud de la ville de Ghardaïa, en vue d'alimenter la plâtrière en service.

La plâtrière en question a été ouverte pendant les années 50, sa matière première, le gypse, provenait d'une carrière située à quelques kilomètres.

La tâche technique prévoyait la mise en évidence d'un gisement de gypse de 1Mt minimum, apte à la production des liants et du plâtre médical, dans un rayon de 10Km autour de l'usine.

Les travaux de terrain et de bureau ont duré en tout 9 mois et ont aboutit à la mise en évidence de réserves de gypse de 4.1Mt d'une teneur de 93% de $\text{CaSO}_4 \cdot 2\text{H}_2\text{O}$, exploitables à ciel ouvert, ces réserves sont réparties sur 7 terrains autour de l'usine dans la région de Noumerat [1].

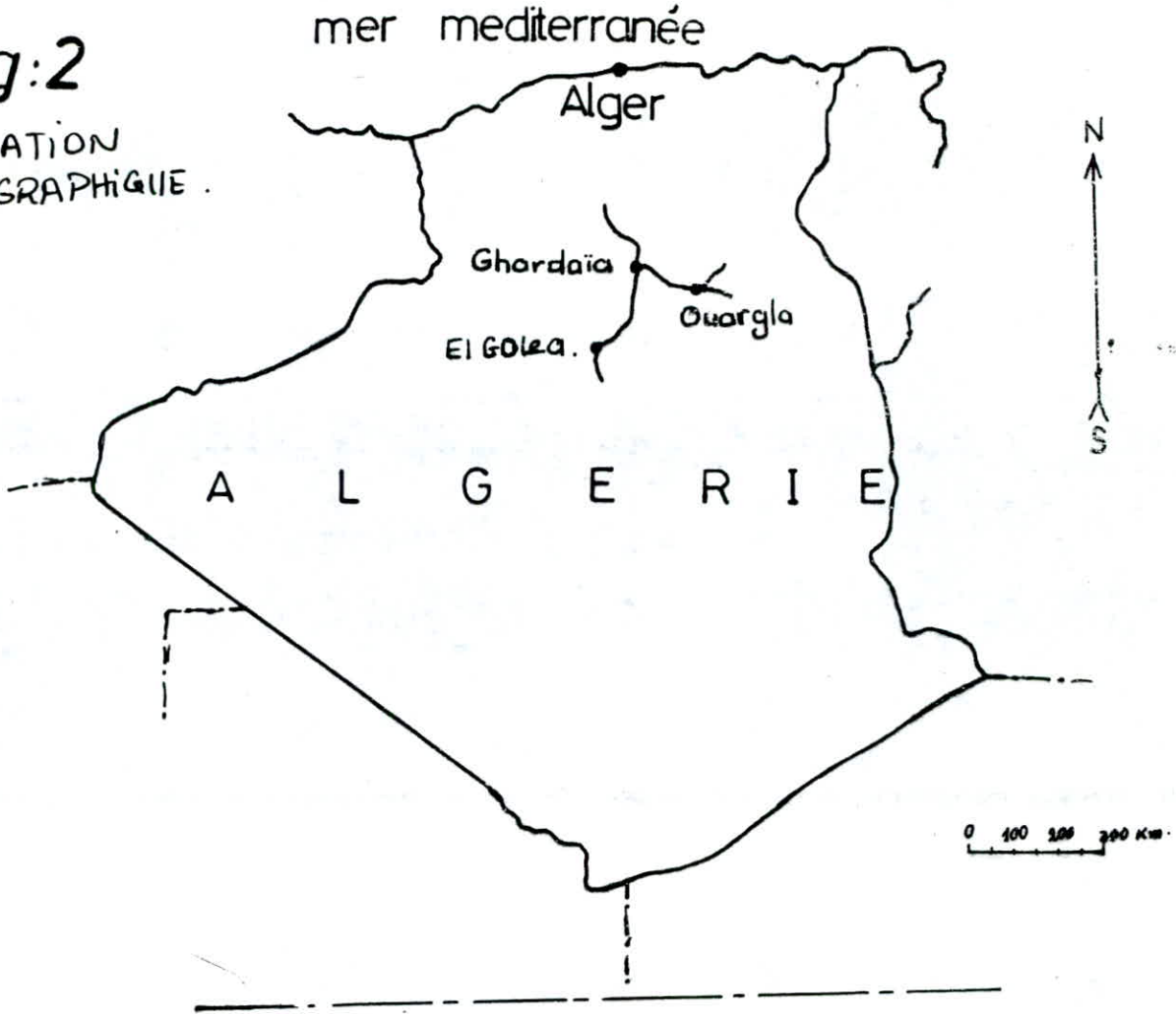
L'exploitation en est actuellement au terrain N°4, situé dans la petite chaîne de collines de Ras Founis, les autres terrains étant épuisés ou de moindre importance industrielle ou éloignés.

II.2 SITUATION GEOGRAPHIQUE-INFRASTRUCTURE

Le district de NOUMERAT est localisé à 20Km au sud du chef lieu de wilaya de GHARDAIA qui à son tour est située à 620Km au sud d'Alger sur la route nationale Alger-El Goléa.

fig:2

SITUATION GEOGRAPHIQUE.



GHARDAÏA

Legende:

— : route goudronnée.

RN : route Nationale.

Echelle : 1:200 000



Usine de Plâtre

N O U M E R A T

Carrière de Gypse

RAS FOUNIS.

METLILI

RN → Vers OUARGLA.

RN
Vers EL .GOLEA.

Son relief représente un plateau rocheux avec des collines isolées ou des chaînes de collines plates ayant des pentes abruptes et les côtes toujours de 20 à 40m, ce relief est dû à la stratification horizontale des couches.

Le climat est continental, chaud, aride, la végétation est pratiquement absente, exceptées les zones irriguées et les agglomérations.

La ville de Ghardaïa, l'agglomération de METLILI et l'usine sont reliées par des routes goudronnées, la carrière est reliée à la plâtrière par 3 Km de route goudronnée et un kilomètre de piste, non loin de l'usine passe une ligne de haute tension.

Les conditions d'approvisionnement en eaux sont difficiles, les seules sources d'eau dans la région sont les puits et les puits artesiens, les lits de nombreux oueds étant secs.

La nappe aquifère, d'après les observations pendant les travaux de prospection, se trouve à la profondeur 10 à 100m (pour les endroits bas).

II.3 GEOLOGIE REGIONALE

II.3.1 Lithostratigraphie:

La région de NOUMERAT est constituée par les sédiments de l'âge Turonien (Ct) et du Cénomaniens (Cn).

D'après la SONAREM (Résumé sur les résultats de l'étude de reconnaissance dans la région de BERRIANE sur les argiles à briques. ALGER 1975) le Ct est représenté exclusivement par les roches carbonatées: calcaire, calcaire à silex et dolomiteux, le Cn est représenté par les formations marines et continentales argileuses, carbonatées à gypse ...

La coupe géologique de la formation sus-citée comprend trois niveaux distincts qui sont de bas en haut:

1-Sédiments marins.

2-Sédiments lagunaires gypso-argileux qui englobent les couches de gypse.

3-Sédiments marins.

Niveau 1:

Le niveau inférieur des roches sédimentaires a été étudié dans les affleurement et par les sondages, la synthèse des données permet d'établir la succession lithostratigraphique suivante, de haut en bas:

-Calcaire dolomitique conglomératique:épaisseur inconnue.

-Dolomie et calcaire dolomitique stratifié gris: 2m.

-Brèche conglomératique rouge: 3m.

-Dolomie finement stratifiée ou calcaire dolomitique: 0.1 à 0.5m.

-Dolomie poreuse à cavités irrégulières.

Niveau2:

Le niveau gypso-argileux est composé d'argiles versicolores et rouges de gypse et de gypse argileux.

La puissance de ce niveau est de 15 à 39 m, ses affelurements bordent les versants des collines ayant la forme de bandes larges de 5 à 100 m, la partie supérieure de ce niveau est constituée d'argiles versicolores de puissance 6m.

En générale, toutes les argiles sont plus ou moins gypseuses, une description détaillée de ce niveau est donnée plus loin, puisqu'il représente le niveau encaissant des

couches gypsifères qu'on exploite.

Niveau3:

Le niveau supérieur représente l'interdigitation de dolomies de calcaire dolomitique, de calcaire et de calcaire à coquilles, ce niveau n'est pas altéré dans les collines qui dominant les plateaux.

D'après le rapport de la SONAREM sus-mentionné, le niveau inférieur (1) et le niveau gypso-argileux (2) sont rapportés au Cénomaniens (Cn) et le niveau supérieur (3) de roches carbonatées au Turonien (Ct).

Les dépôts quaternaires comprennent l'alluvion des oueds et les sables éoliens.

II.3.2 Structures et formations:

Les dépôts Ct et Cn encaissant les couches de gypse, reposent presque horizontalement, une telle stratification est observée sur l'étendue de dizaines de kilomètres, l'écart na dépasse pas 3 à 5°.

Dans la partie supérieure de la coupe géologique composée par les calcaires, il y a des affaissements longs de 100m maximum sous forme de cuvette, et on a constaté de plus que le gypse est absent à l'aplomb de ces affaissements, ce qui porte à croire que le gypse a été lixivié, d'autant plus que l'amplitude de ces dépressions est comparable à la puissance de la couche de gypse.

On observe également souvent la tectonique disjonctive qui se manifeste dans la dislocation des couches, le long des fissures dressantes, du dixième de mètre à 3 à 4 m.

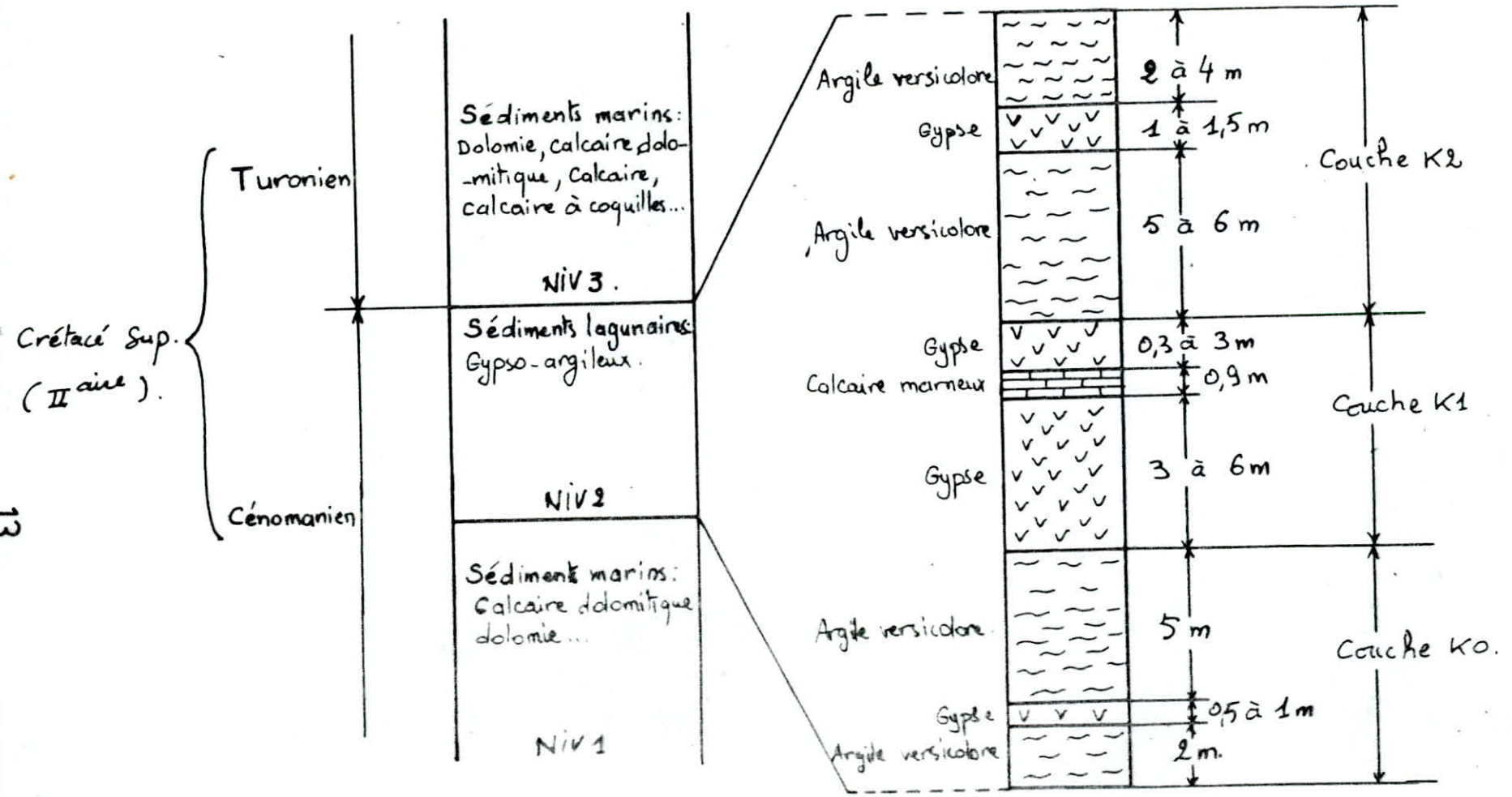


fig:3 LITHOSTRATIGRAPHIE.

Le gisement de gypse de NOUMERAT est attribué à la formation sédimentaire à stratification horizontale des couches de faible puissance.

II.4 STRUCTURE GEOLOGIQUE DU GISEMENT (niveau 2 ci-dessus)

II.4.1 Lithostratigraphie du niveau 2:

La série lithostratigraphique dans l'ensemble du gisement est haut en bas:

K ₂	{	-Argile versicolore	2 à 4 m
		-Gypse	1 à 1.5 m
		-Argile versicolore	5 à 6 m
K ₁	{	-Gypse	0.3 à 3 m
		-Calcaire marneux	0.9 m
		-Gypse	3 à 6 m
K ₀	{	-Argile versicolore	5 m
		-Gypse	0.5 à 1 m
		-Argile versicolore	2 m

Les couches gypsifères sont marquées de la manière suivante: K₀, K₁ et K₂.

La puissance moyenne de l'assise gypso-argileuse est de 30m (min 15m, max 39m), une telle différence s'explique par le fait que les couches K₀ et K₂ disparaissent souvent de la coupe géologique.

II.4.2 Lithologie:

Le gypse de l'assise exploitable est massif, gris à gris foncé, ou rougeâtre.

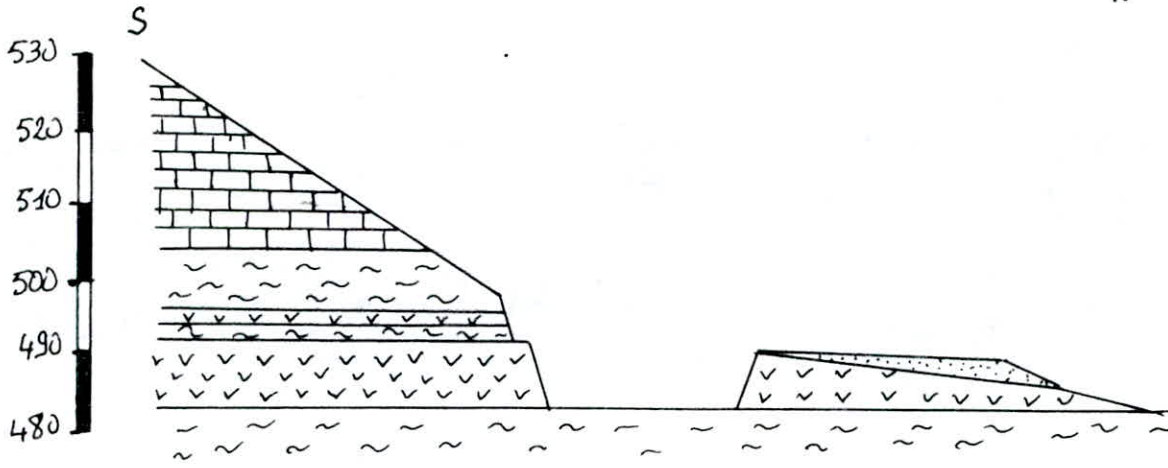
Les carottes de plusieurs sondages démontrent une structure laminaire et plissée du gypse, cette structure est due à

fig:4-1

COUPES

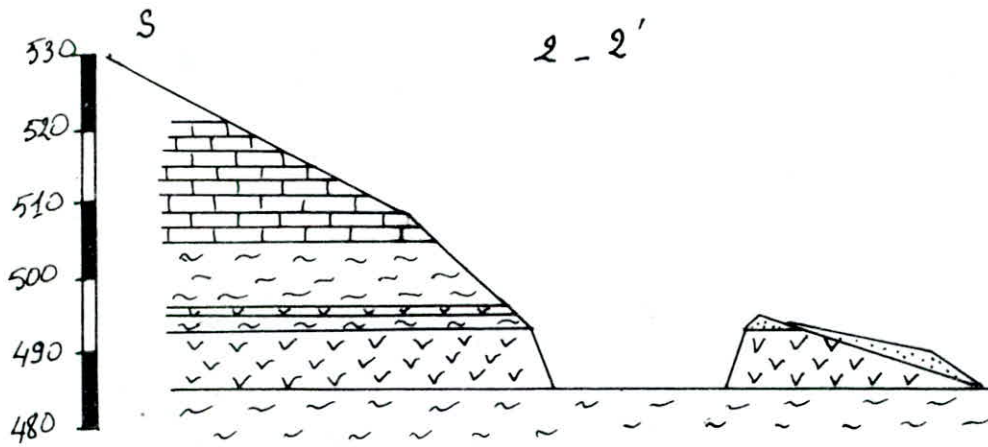
1 - 1'

N



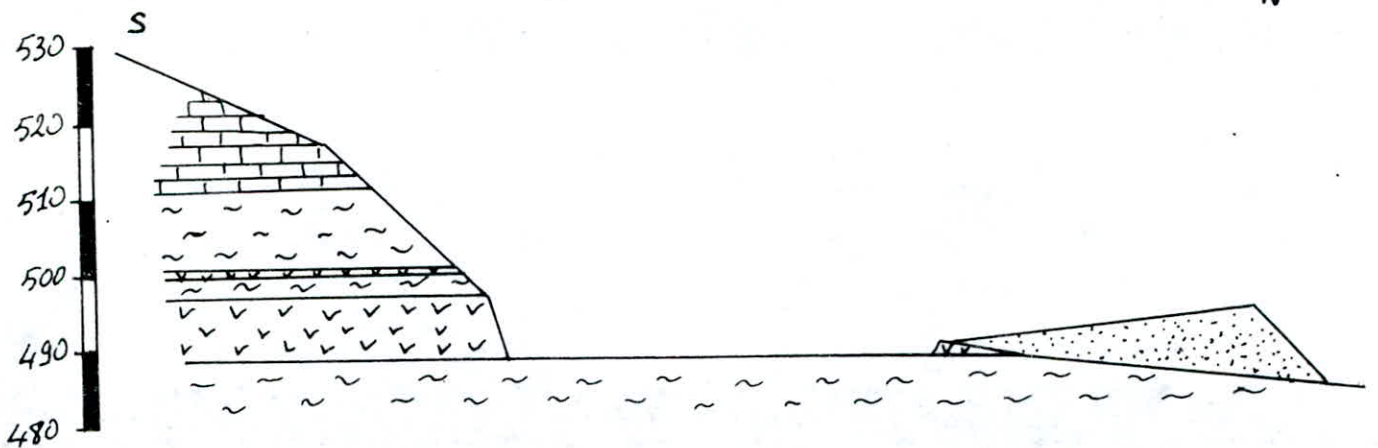
2 - 2'

N



3 - 3'

N



calcaire



Argile



Gypse

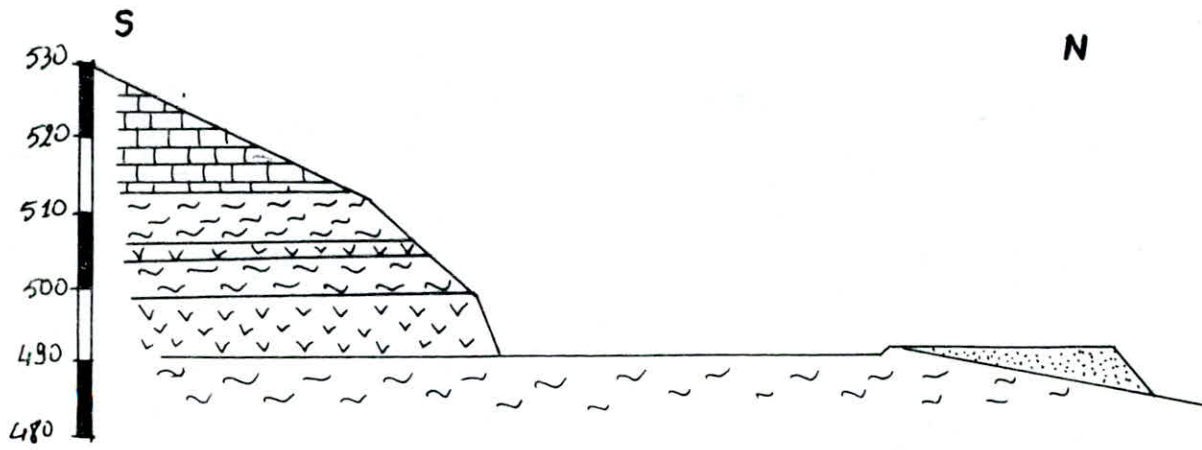


sable

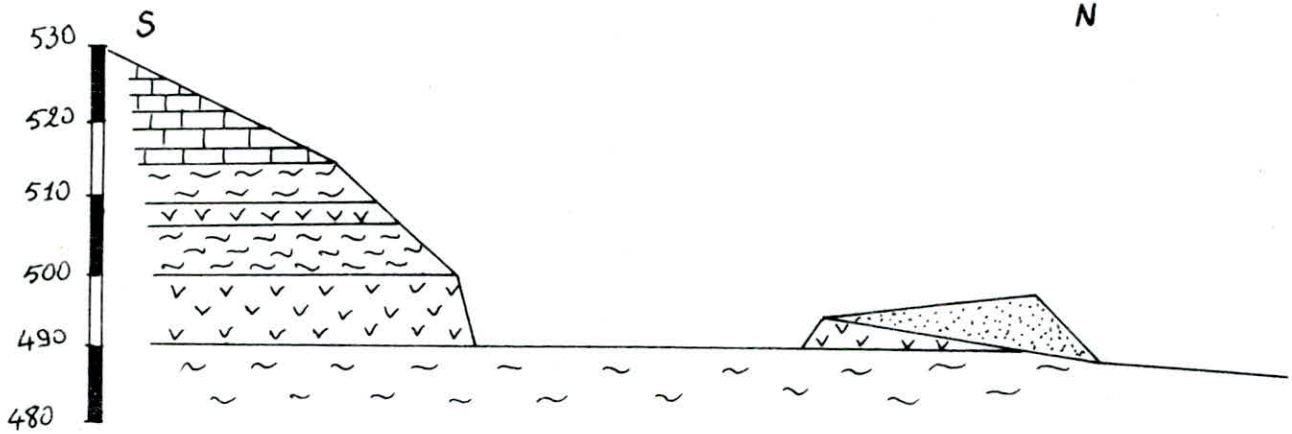
fig:4_2

COUPES

4 - 4'



5 - 5'



6 - 6'



Calcaire



Argile



Gypse



Sable

l'alternance de laminations de gypse, de calcaire gypseux et de calcaire franc, d'une épaisseur de 0.5 à 5 cm de couleur grise à jaunâtre.

Les fissures d'extension ouverte sont souvent remplies d'argiles et de gros cristaux de gypse.

II.4.3 Tectonique:

Le gisement est marqué par de faibles indices de tectonique plicative et disjonctive.

La première se manifeste dans des plis à faible amplitude, visibles quelques fois aux affleurements des couches de gypse et de l'encaissant.

Quant aux accidents disjonctifs, failles et fissures, ils sont surtout observés dans la couche K₁ et dans les dolomies.

En conclusion, nous pouvons affirmer que le gisement de Noumérat n'a pas subi de fortes pressions tectoniques, une stratification presque horizontale des couches gypsifères et de roches encaissantes lui est propre, néanmoins localement, la morphologie du gisement est rendue plus complexe par les tectoniques plicatives et disjonctives.

II.4.4 Phénomènes Karstiques:

Les phénomènes Karstiques englobent les cavités de gypse lixiviées dans le toit des couches gypsifères, et les cavernes Karstiques.

Ces cavités ont l'aspect de petits canaux cylindriques, parfois remplis d'argiles, mais souvent restent vides, leur largeur est de 0.4 à 0.6 m.

L'érosion et la lixivation de gypse a provoqué sa redéposition et constitue alors une couche poreuse avec des débris de silex.

II.4.5 Morphologie des couches gypsifères:

Le gypse s'étend sur une vaste superficie, beaucoup d'indices ont été retrouvés entre 10 à 35 Km autour de Ghardaïa.

Cependant, malgré cette grande superficie, les seuls gisements de valeur industrielle sont ceux du district de Noumérat.

Sur le plan, les couches gypsifères figurent sous forme de bandes jointes aux versants des collines d'une largeur de 5 à 100 m et d'une longueur de 200 à 1500 m, cas du terrain n° 4 Ras Founis.

Sur la coupe géologique, les couches d'un côté plongent sur la colline, de l'autre elles présentent un front abrupte dû à l'altération.

La couche K₁ est la plus régulière, elle a des contacts avec les argiles encaissantes qui sont assez nets, la couche K₀ a aussi des contacts nets avec l'argile mais sa puissance n'est pas régulière, on rencontre même des interruptions, quant à la couche K₂ ses contacts sont marqués par l'alternance de gypse et d'argile gypseuse, ils sont irréguliers, et sa puissance est très irrégulière.

II.4.6 Genèse:

L'ensemble des données recueillies sur le gisement permettent de proposer la genèse suivante:

Le gypse s'est déposé dans les lagunes isolées avec un peu de calcaire et de dolomie, ce processus s'est répété trois fois, à chaque fois la configuration et la situation des lagunes étaient différentes, cela explique le fait que dans certaines carrières on ne trouve qu'une seule couche

affleurée qui correspond à la couche K₀ d'après sa puissance et sa stratification, souvent dans la coupe géologique il n'y a que la couche K₁ qui est présente.

La déposition de gypse n'a pas cessé, même pendant la sédimentation ds argiles dans les lagunes, ultérieurement les couches gypsifères ont subi de grands changements dus à l'érosion...

II.5 HYDROGEOLOGIE

C'est la science des eaux souterraines, elle est d'une grande importance dans les projets de travaux souterrains et fait l'objet de beaucoup de recherches.

Dans le domaine minier les eaux souterraines peuvent provoquer beaucoup de dérangements et de dégats se reflétant négativement sur le rendement de l'entreprise minière, voir même sur l'ouverture ou la poursuite de l'exploitation de gisements existants.

C'est pourquoi nous devons, avant tout projet de travaux souterrains, définir l'aspect hydrogéologique du massif concerné et juger de la possibilité de résoudre les problèmes éventuels.

Pour notre cas, nous avons signalé plus haut (II.2) que la nappe aquifère, d'après les observations de la campagne de prospection (sondages..), devait se trouver à la profondeur de 10 à 100 m pour les endroits bas. Les puits creusés par la population locale d'une profondeur moyenne dépassant les 10m vient renforcer cette observation, d'autre part la carrière à ciel ouvert actuelle n'a jamais rencontré de problèmes d'infiltration d'eau ou d'inondations même pendant les périodes pluvieuses, qui sont d'ailleurs rares et courtes.

Ceci porte à conclure que les couches de gypse du point de vue hydrogéologique sont néantes, d'autant plus que celles-ci se trouvent encaissées dans des puissantes couches d'argiles (Voir II.4.2) imperméables.

Mais malgré cela, il ne faut pas négliger les risques de tempêtes saisonnières ou centennaires qui peuvent donner lieu à des infiltrations d'eau par les fissures, cheminées, ... dans les galeries souterraines, c'est pour cela que dans la partie exhaurée (Chap V), nous projeterons de creuser les galeries avec un léger angle d'inclinaison vers le jour ou vers la galerie principale, selon le cas, afin de provoquer l'écoulement des eaux par gravité à l'extérieur de la mine et nous gagnerons ainsi les frais de pompage.

II.6 Quelques caractéristiques physico-mécaniques du matériau:

Connaître toutes, ou du moins quelques unes des caractéristiques physico-mécaniques (densité, porosité, humidité, dureté, résistance à la traction, angle de frottement interne...) d'une roche sujette à des travaux miniers (abattage, transport, traitements mécaniques et chimiques ... ainsi qu'à des efforts de pressions de terrains...) est un fait très important dans tout projet de mine (dimensionnement d'ouvrages, calculs de plans de tir ...)

Suivant le même contexte nous avons oeuvré à recueillir le maximum de données là dessus, pour cela nous avons procédé de deux manières tests sur échantillons au laboratoire et recherche en littérature.

Pour ce qui des tests de laboratoire, nous avons ramené de la plâtrière un bloc de gypse du front de taille, dans un endroit saint (le moins affecté par les travaux de tir et

Tableau 1 Caractéristiques physiques

Ech	Masse (g)	Volume (cm ³)	Masse vol (g/cm ³)	Masse Seche (g)	Humidité %
E1	316,3	138,2	2,28	300,5	4,99
E2	315,5	139,25	2,26	299,5	5,13
E3	320,3	140	2,28	304,6	4,90
E4	310,8	137,1	2,26	295,1	5
E5	331,0	145,5	2,27	313,7	5,2
E6	307,7	135,68	2,26	292,9	4,8
E7	302,6	134,42	2,25	288,5	4,65
E8	310,5	136,18	2,28	294,4	5,18.
Moyenne	314,33.	138,29.	2,26.	298,65	4,98.

présentant le moins de densité de fissuration) presque prismatique, de dimensions: 20cm x 20cm x 50cm.

Afin de réaliser des essais mécaniques, résistance à la compression, nous avons découpé le bloc en petit échantillons de formes prismatiques suivant les conditions de la théorie [11].

Nous avons obtenu huit échantillons de forme cubique de 5cm d'arête, nous avons procédé d'abord à des test non destructifs: masse volumique, humidité, puis nous avons abordé les essais destructifs: résistance à la compression seulement, vu son importance dans la méthode de dépilage et le petit nombre d'échantillons dont on dispose.

Les résultats de ces test sont données dans les tableaux 1, 2, et 3 ci dessous.

Pour ce qui est de la recherche bibliographique, elle a été difficile vu le manque de références, surtout en géotechnique, néanmoins les résultats confirment les essais effectués.

Remarque:

Etant donné que nous avons effectué les essais à la compression sur des échantillons cubiques, nous avons dû avoir une surévaluation de la résistance à la compression due aux frottements internes, grands dans ce cas.

C'est pourquoi, nous devons procéder à la correction de cette valeur en introduisant un coefficient de correction tenant compte des dimensions de l'échantillon appelé coefficient de souplesse (Voir tableau 2) donné par l'expression:

$$K_s = 1.15 - 0.15 \frac{h}{a}$$

théoriquement, nous devons avoir le rapport h/a (souplesse) tel que [11]

Tableau 2 Caractéristiques mécaniques.

Ech	Surface de contact (cm ²)	Charge limite de rupture (Kgf)	Resistance à la compression (Kgf/cm ²)	Coefficient de Souplesse.	Resistance à la compression corrigée (Kgf/cm ²)
E1	26,98	7500.	277,98.	0,85	236,28.
E2	26,41	6870.	260,13	0,85	221,11.
E3	26,67	6420	240,72.	0,85	204,61.
E4	26,26	4000.	152,32.	0,85	129,47.
E5	27,51	8340.	303,16.	0,85	257,68.
E6	26,72.	4860.	181,88.	0,85	154,59.
E7	26,31	5290.	201,06.	0,85	170,9.
E8	26,16	7100.	271,41.	0,85	230,69.
Moy.	-	-	231,5	-	200,6.

Tableau 3

Val. Moy. Rc kgf/cm ²	R _t kgf/cm ²	Angle de frott. interne φ (degrés)
200,6	20	54,9.

$$h/a = 2 \div 3$$

où h: hauteur de l'échantillon

a: diamètre ou arête de la section de l'échantillon

Pour nos calculs, nous avons pris $h/a = 2$

donc: $K_s = 0.85$

Quant à la résistance à la traction et l'angle de frottement interne le manque d'échantillons ne nous a pas permis de les calculer, mais théoriquement, on prend en général la résistance à la traction comme la dixième de la résistance à la compression.

$$R_t = R_c/10$$

et pour l'angle de frottement interne ρ , d'après le cercle de Mohr il est donné par la relation:

$$\sin \rho = \frac{R_c - R_t}{R_c + R_t}$$

Voir les résultats dans le tableau 3

Chapitre-3

III.1 PRODUCTION ET REGIME DE LA MINE

La plâtrière avec ses capacités actuelles exige une puissance annuelle de 37 000 t de gypse afin de respecter une production de 30 000t de plâtre dans les mêmes délais, car pour produire une tonne de plâtre il faut 1.25t de gypse brut d'après sa qualité dans le gisement.

Mais dans les projections futures, on entend élever la production de platre à 50 000t/an au moins, ce qui correspondrait à une puissance de 65 000t/an de gypse brut.

De ce fait, nous nous baserons dans les calculs concernant le projet de mine souterraine sur une puissance annuelle de 65 000 t/an de gypse.

Le régime de la mine sera alors d'après l'ERCC:

- Puissance: A=65 000 t/an
- 7 heures/poste
- 1 poste/jour
- 5 jours/semaine
- 48 semaines/11mois
- 240 jours ouvrables/an

De plus en estimant à 10 le nombre de jours de fête ...etc le nombre de jours ouvrables sera en fin de compte:

$$N = 230 \text{ jours/an}$$

Production journalière:

$$P = \frac{A}{N} = 282.6 \text{ t/j}$$

III.2 DELIMITATION DES RESERVES, ELEMENTS DE GISMENTS

III.2.C. Notions sur les gisements sédimentaires:

On appelle sédimentaires le gisement ayant pris naissance au cours d'accumulation des dépôts au fond d'un bassin, les corps minéraux de ce groupe gisent en concordance avec les terrains sédimentaires encaissants et occupent une position stratigraphique rigoureusement déterminée, ils prennent la forme de couches, parfois lentilles plates.

Les gisements sédimentaires, surtout marins, sont en général très vastes, certaines couches s'étendent sur des dizaines de kilomètres.

D'autre part l'expérience mondiale dans les travaux minier a démontré que les gisements sédimentaires ont des caractéristiques très particulières, très importantes quant au choix de la méthode de dépilage:

-propriétés géométriques pratiquement constantes le long de grandes étendues: puissance, pendage, direction ...

-propriétés physico-mécaniques des roches encaissantes et du minerai très peu variables du fait de leurs genèses semblables (dépôts, sédimentation ...) ...

Ceci a permis lors de l'exploitation de dépôts sédimentaires d'avoir des engins de performances stables, et relativement une grande régularité que ce soit dans les travaux de tir, la production, l'avancement, les frais, ...etc.

III.2.b Délimitation des réserves, éléments du gisements:

La campagne de prospection citée en I.1 a aboutit à la mise en évidence de grandes réserves de gypse exploitables à ciel ouvert, l'exploration était arrêtée à un coefficient de découverte 1 (1m^3 de stérile pour 1m^3 de minerai) pour des raisons:

-Economiques: l'exploitation devient de plus en plus chère au delà.

-réserves: déjà en arrêtant l'exploitation à un tel coefficient de découverte le problème de réserves était résolu pour l'usine pour une longue durée; plus de 30 ans.

Mais actuellement, dans sa planification à long terme, l'ERCC qui a la plâtrière sous sa tutelle, projete un élargissement et un développement de celle-ci, donc augmentation de la production et par là même ouverture de nouvelles réserves.

Le problème de réserves se pose surtout par le coefficient de découverte qui augmente rapidement dans les conditions de la couche exploitée actuellement (Voir coupes pages 15,16, et qu'on a limité à 1, tel que cité ci-dessus, mais à notre connaissance aucune étude technico-économique n'a été faite là dessus bien que dans plusieurs cas on a travaillé, à l'ENDMC par exemple, avec un coefficient de découverte courant égale à 2, et à la limite égale 4 à 5. Or ici, si on pousse encore l'exploitation de la couche à ciel ouvert du coté de la colline, on se retrouvera avec un coefficient de découverte courant égale 4 à 5 ce qui n'est pas rentable.

A ce jour, l'exploitation du gypse se fait au terrain n°4 à Ras Founis où les réserves, au rythme actuel, sont d'une durée de vie de 15 à 20 ans, au delà on est obligé de penser à d'autres potentialités.

Pour cela, et du fait qu'il s'agit d'un gisement sédimentaire (II.2.a) et qu'il affleure sur au moins 2Km avec une puissance presque constante (6 à 8m), et par analogie avec de tels gisements dans le monde (évaporites) on a pensé au prolongement de la couche de gypse au pied de la colline.

Pour notre cas, nous nous contenterons de 100m de ce prolongement, les réserves seraient dans ces conditions largement suffisantes et de catégorie C2: possibles (Voir planche 1).

Dans le chapitre exploitation, nous penserons à améliorer cette catégorie par l'orientation du premier ouvrage souterrain: galerie au jour de roulage principale, dans le sens perpendiculaire à l'affleurement (front de liquidation actuel de la carrière) ou par la programmation de sondages verticaux depuis le sommet de la colline. En fait, jamais un gisement n'est prospecté en sa totalité en quantité ou en qualité du fait du temps limité et des considérations technico-économiques ..., à cet effet des travaux de recherche et reconnaissance sont toujours programmés avec l'exploitation et arrivent même parfois à multiplier les réserves.

Dans ces conditions, l'estimation des réserves se base sur les données suivantes:

- Eléments du gisement: Pendage $\alpha=0$ à 3° ; puissance=6 à 8m
- Longueur de la couche: 1Km, on travaillera sur la partie où les réserves à ciel ouvert ont été épuisées c-à-d

partie ouest de Ras Fouinis.

-Largeur de la couche: 100m, comme on l'a signalé une telle dimension donnerait des réserves immenses vue la faible production de l'usine.

Donc les réserves géologiques seront:

$$\left. \begin{array}{l} Q_g = V \cdot \gamma \\ V_g = S \cdot m \\ S = 1000 \times 100 \end{array} \right\} V = S \times 7 = 7.10 \text{ m}^3$$
$$\gamma = 2.3 \text{ t/m}^3$$

$$Q_g = 1.6 \times 10^6 \text{ t}$$

De plus la méthode de dépilage que nous envisageons d'appliquer (Voir IV) projète, pour assurer la stabilité du toit, d'abandonner une couche de gypse de 1 à 2 m en couronne des chambres et de galeries, et n'exploiter que 5m au mur de la couche, ce qui correspond à une perte de:

$$Q_p = V \cdot \gamma$$
$$V_p = S \times 2 = 2.10 \text{ m}^2$$
$$Q_p = 0.46 \text{ Mt}$$

Ceci sans oublier les pertes qui seront dues à la méthode qu'on estime de 30 à 40% des réserves exploitables, donc un taux de défruitement 60 à 70%, les réserves exploitables sont alors de:

$$Q = Q_g - Q_p = 1.14 \text{ Mt avec un taux de défruitement moyen de 65\%}$$

la production annuelle de la mine devant être $A = 65 \text{ 000 t/an}$ donc la durée de vie de celle-ci est au minimum de:

$$T = \frac{Q \times 0.65}{A} = 11.4 \text{ ans}$$

ceci pour la partie ouest de Ras Fouinis (1Km) et un taux de défruitement estimé à 65%.

III.3. Découpage et travaux préparatoires :

III 3 1 Découpage du gisement :

Donc pour les réserves que nous avons délimitées en II.2.b, nous aurons deux quartiers de 400m chacun et de largeur 100m, nous commencerons l'exploitation par le quartier le plus à l'ouest, car il est le plus près de la piste de sortie vers la route goudronnée reliant la carrière à l'usine de traitement (Voir planche 1).

Comme nous l'avons vu précédemment le quartier sera découpé en panneaux.

Les dimensions du quartier sont: $400 \times 100 \text{m}^2$, nous pouvons ou bien le découper en deux panneaux de dimensions $100 \times 200 \text{m}^2$ allongés suivant la longueur du quartier, de durée de vie de 2,5 ans, ou le découper en quatre panneaux de dimensions $50 \times 200 \text{m}^2$ mais les pertes en stots de protection seront plus importantes pour la galerie de roulage.

Nous optons, dans ce cas, pour le premier découpage, car de moyennes dimensions nous pouvons rentrer en production dans les plus brefs délais, les amortissements à la tonne diminuent [4], et habituellement la largeur d'un panneau est de 80 à 300m [6].

III.3.2 Travaux préparatoires :

C'est l'ensemble des ouvrages principaux d'accès aux différentes parties du gisement, on l'appelle aussi infrastructure ou ossature, ils sont très importants car demandent de grands investissements initiaux, sont de grande durée de vie et sont utilisés presque à plein temps dans le transport, l'aérage, l'exhaure....

La meilleure ouverture, dans notre cas, serait par une galerie horizontale au jour coupant la couche dans toute sa largeur, car elle servira d'abord pour la reconnaissance, en direction nord-sud, au bout de laquelle on creusera une

cheminée verticale jusqu'au sommet de la colline pour l'aérage et en guise de seconde voie: secours... (code des mines Art 127) munie d'échelles. Une fois ces deux ouvrages creusés, on peut tout de suite entamer la production par l'ouverture des chambres.

On définira ci-dessous plus en détail les ouvrages d'ouverture sus-cités.

-Galerie horizontale au jour:

C'est la galerie de roulage principale, ses dimensions sont:

.Longueur 100m (largeur de la couche).

.Section: puisque le transport se fait par camions (Voir IV.5), celle-ci est fonction des dimensions du camion et de la production d'après l'équation empirique [5]: Section pour une descendrie ou TB à transporter par camion

$$S = 16.1 + 0.98.A$$

S : Section en m^2

$$A = 65 \cdot 10^{-3} \text{ Mt/an}$$

A: production annuelle de la mine en Mt ($=65 \cdot 10^{-3} \text{ Mt/an}$)

Nous utiliserons pour le transport le même type de camions qui sont fonctionnels actuellement dans la carrière et dont les caractéristiques sont les suivantes;

- longueur hors tout (totale): 8135 mm
- largeur hors tout : 2580 mm
- charge utile : 10t
- poids total autorisé en charge(PTAC): 19t

pour la section, on prendra les dimensions:

- largeur 4m
 - hauteur 4m
- } section carrée

Cheminée verticale:

Elle doit être creusée pour deux principales raisons:

-Code des mines Art 127 [5]

qui stipule que toute mine souterraine doit comporter au moins deux issues indépendantes distantes d'au moins 30m et n'appartenant pas au même bâtiment, et ce pour des raisons de sécurité: secours...

-Aérage: La meilleure façon de profiter de l'aérage naturel, possible dans notre cas, est de creuser une cheminée verticale et d'acheminer l'air par des systèmes de porte d'aérage du TB aux chantiers, puis vers la cheminée (Voir chap V), Elle est choisie verticale car plus stable, sa longueur est optimale .

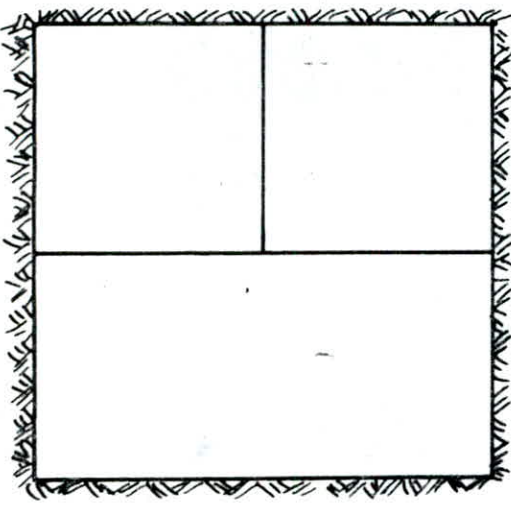
-Dimensions de la cheminée:

Puisqu'elle ne servira pas à l'extraction, sa section est donc indépendante du volume de production, mais elle est plutôt liée à sa fonction et son équipement (secours). D'après le règlement de sécurité[5] les échelles doivent être disposées d'après le plan fig 5 , :

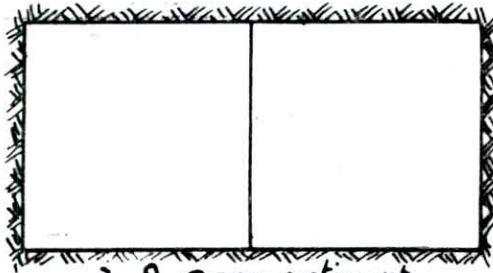
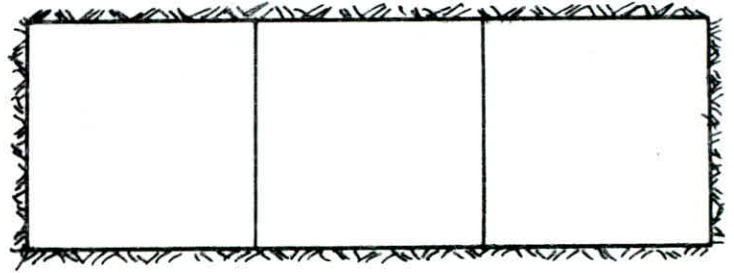
Il faut rappeler qu'il existe des cheminées à :

- un seul compartiment: circulation du personnel ou pour le minerai
- deux compartiments: pour le minerai, l'autre pour le personnel.
- trois compartiments: l'un pour le minerai, l'autre pour le personnel et le 3^{eme} pour le transport du matériel...

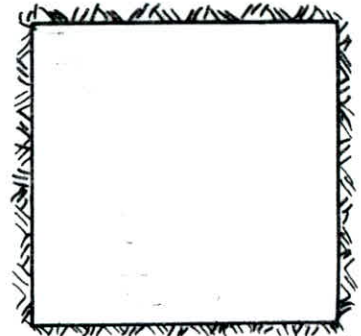
Dans notre cas, elle n'est utilisée que pour les secours et l'aérage, elle sera alors à 1 seul compartiment de section



à 3 compartiments.



à 2 compartiments.



à 1 compartiment

CHEMINÉES.

Coupe A-A.

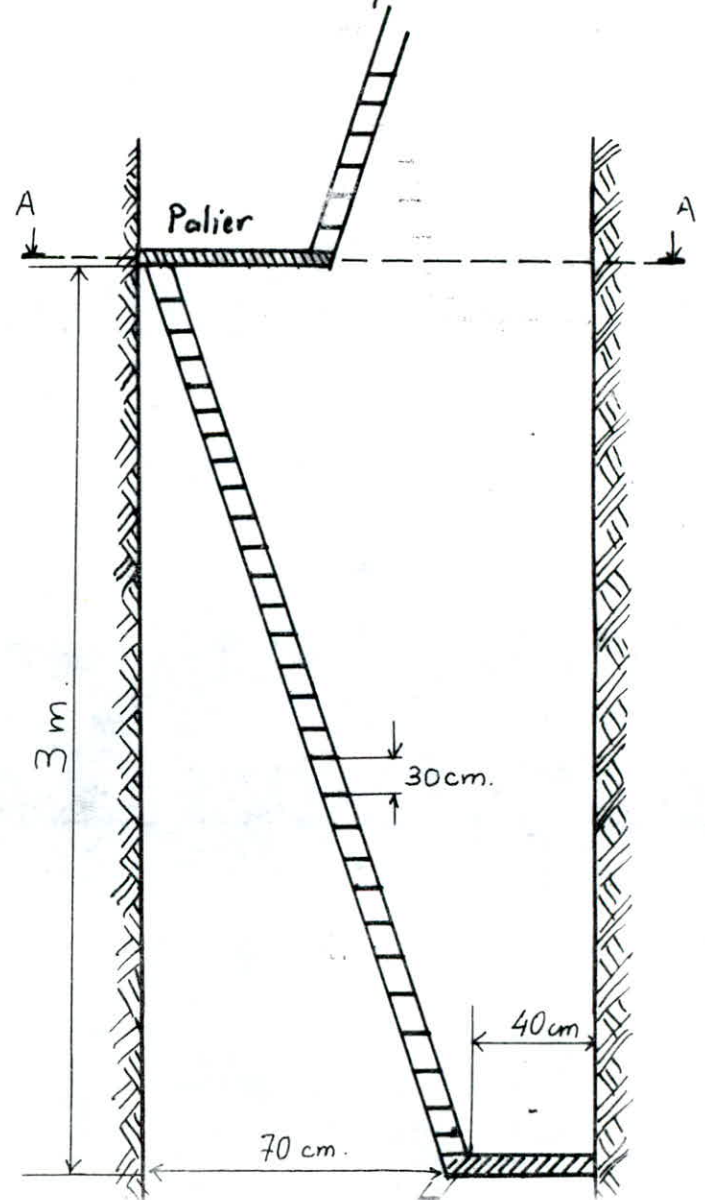
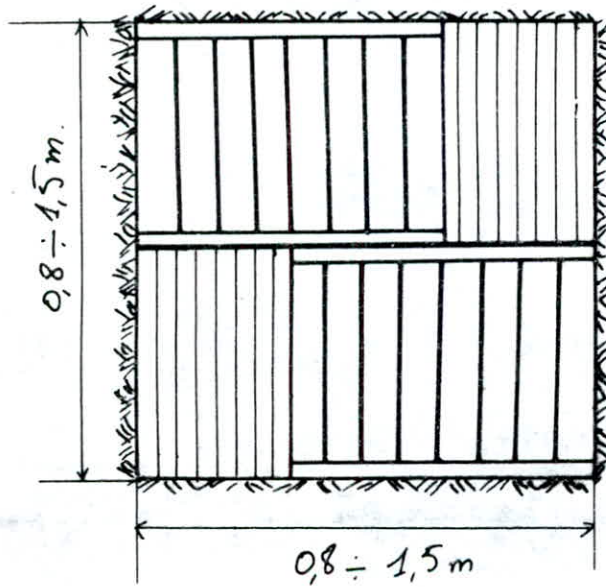


fig:5

carrée, car plus facile à creuser et de petite dimension, suivant le plan fig ,[5]:

Donc suivant ce qui précède, les dimensions de la cheminée seront:

-section carrée $S = 1.2 \times 1.2 \text{ m}^2$

-longueur: 30 à 40 m suivant la côte de son orifice

au jour elle sera munie d'échelles métalliques dont les dimensions ont été définies dans les figures précédentes, après la liquidation du quartier, on peut éventuellement les récupérer pour les installer dans la cheminée du prochain quartier.

III.3.3 Localisation des travaux d'ouverture:

Ayant défini les ouvrages d'ouverture, il faut alors les localiser dans le champs d'exploitation (quartier), pour cela il faut tenir compte de plusieurs facteurs, dont:

-facteurs économiques:coût de transport, de maintenance, délais d'entrée en production...

-facteurs géologiques et stabilité: géologie du massif, sa stabilité...

-facteur de réserves: répartition des réserves dans le champ...

Le plus important pour notre cas, c'est le premier facteur, les deux autres n'étant pas important: la répartition des réserves est uniforme (gisement plateau) et les travaux d'ouverture vont être creusés dans la couche de gypse, ce qui rend l'influence du 2° facteur identique dans tous les cas.

Pour diminuer au minimum l'influence du 1° facteur, il faut tenir compte des frais de transport qui sont proportionnels à la distance de transport (chantier d'abattage-sortie du champs).

D'après l'académicien Cheviakov, si les valeurs des réserves des différents quartiers (ici panneaux) du champs (quartier) sont projetées sur une droite, on trouve toujours l'une d'elle qui, ajoutée à la somme à droite, la rend plus grande que la somme à gauche, et la même valeur de réserve ajoutée à la somme à gauche rend cell-ci plus grande.

Il faut localiser alors l'ouvrage de roulage principal (puit, TB..) dans le bloc ou panneau correspondant à cette valeur.

A partir de ce principe, dans notre cas, pour localiser la galerie principale au jour, on doit tenir compte seulement de la longueur des panneaux puisque les autres dimensions (puissance et largeur) sont identiques.

Le quartier le plus à l'ouest par lequel on commence l'exploitation se compose de deux panneaux disposés en longueur presque de mêmes dimensions (400m x 100m), pour réaliser le minimum de frais de transport il faut creuser le TB au jour à la limite entre ces deux panneaux (Voir planche 1 :

IV.1- GENERALITES

L'exploitation proprement dite représente une étape très importante dans la vie d'une mine, puisque c'est en quelques sortes le but de sa création.

En effet, tout gisement passe, dans sa mise en valeur, par cinq étapes importantes:

- Exploration, prospection.
- Projection, développement.
- Construction de l'entreprise, ouverture.
- Exploitation proprement dite.
- Liquidation et fermeture.

Parmi lesquelles l'exploitation occupe le plus de temps dans la vie de la mine.

Cette étape est caractérisée surtout par sa technique de production, c-à-d la méthode de défilage, qui peut varier plusieurs fois dans un même gisement, ceci est dû au fait qu'elle dépend de facteurs qui eux même définissent le gîte:

- Sa profondeur.
- Sa forme.
- Les caractéristiques physico-mécaniques et du minerai et de l'encaissant.
- Hydrogéologie et tectonique ...



Chapitre-4

Les buts recherchés pour le choix d'une technique de dépilage quelconque sont principalement:

- Extraction maximale du minerai.
- Prix de revient minimum.
- Conditions de sécurité maximales.
- Pertes et salissage minimum ...

IV.2- CHOIX DE LA METHODE DE DEPILAGE

En présence d'un gisement sédimentaire en plateau (notre cas), le choix d'une méthode de dépilage est moins difficile puisque ce genre de formations ont des caractéristiques particulières (Voir III.2) qui éliminent certains facteurs et contraintes, généralement variables pour les autres types de formations, parmi ces contraintes on peut citer: la profondeur, la forme, caractéristiques du minerai, du toit et du mur ... ce qui pose alors moins de problèmes d'exploitation.

Pour décider d'une méthode de dépilage appropriée à la couche de gypse qui nous intéresse, nous nous sommes basé sur la théorie d'une part (gisements sédimentaires de moyenne et grande puissance [4] [5] [6] [14]) et sur la pratique et l'expérience d'autre part (Mines existantes dans le monde d'après la littérature [2] [4] [7]).

En conclusion la méthode chambres et piliers dite aussi front étroit nous a semblée la plus adéquate vues la valeur économique moyenne du gypse, la simplicité de la méthode ainsi que son utilisation presque à 100 % dans le monde et

aux Etats Unis en particulier pour les gisements plateurs de gypse et d'anhydrite, les caractéristiques de la couche de gypse exploitée à Noumérat, du point de vue tectonique (peu affectée par les fissures, les failles [11]) constituent un autre argument pour le choix de cette méthode.

Cependant, il en existe plusieurs variantes, dont:

- Chambres et piliers abandonnés: réguliers, irréguliers.
- Chambres et piliers foudroyés ou traçage et dépilage.
- Longues chambres et longs piliers.
- Exploitation en îlots ...

IV.3-DESCRIPTION DE LA METHODE ET SON APPLICATION SUR TERRAIN

Le dépilage par chambres et piliers est sans doute la plus vieille méthode utilisée par l'homme dans les exploitations souterraines de différentes substances utiles, les ruines de vieilles mines romaines en sont le meilleur témoin.

Son principe consiste en l'enlèvement partiel du minerai (Chambres) et de l'abandon systématique de l'autre partie de la couche, sous forme de piliers de sections assimilables à des cercles, carrés ou à des rectangles, régulièrement disposés ou non, ceci pour la variante chambres et piliers abandonnés, la plus simple et la plus utilisée, quant aux autres variantes elles sont assez longues à expliquer, voir pour cela [7] [14].

En effet, comme on vient de la signaler ce mode d'exploitation représente une simplicité sur plusieurs plans:

- Moyens: n'exige pas de gros moyens (le soutènement est naturel)
- Offre un grand nombre de chantiers de production à la fois
- Traçage des galeries et chambres relativement facile...

Ce qui correspondait bien aux moyens technologiques rudimentaires de l'époque. Mais au fur et à mesure du

développement de la science, on a mieux développé cette procédure d'exploitation, puisqu'on est passé de pertes de 50% en substances utiles à 10% actuellement (par la variante traçage et dépilage par exemple) très utilisée dans les mines de fer de Lorraines et autres mines souterraines en France [7], [2], [14] et dans le monde.

Pour ce qui est de l'application sur terrain, le gisement de gypse Noumérat présente deux traits caractéristiques qui exigent de nous de légères modifications de la méthode sus-citée en vue de garantir un défruitement optimal de la couche tout en assurant des conditions maximales de sécurité ces deux traits sont:

-Les médiocres qualités mécaniques du toit et du mur de la couche (argiles... voir colonne lithostratigraphique II.4.1) de gypse et à un degré moindre du gypse lui même.

-La puissance exceptionnelle de la couche de gypse qui est de 6 à 8 m (Voir II.4.1).

Tenant compte de ces deux critères, et afin d'assurer la stabilité du toit, on doit abandonner en couronne des chambres et des galeries une couche de gypse de 1.5 à 2 m, l'efficacité d'un tel mode de soutènement naturel a été démontrée sur terrain dans beaucoup de mines de gypse, de bauxite, craie ... en France [2], [7] et dans le monde.

De ce fait, on ne dépilera que les cinq premiers mètres au mur de la couche qui présente des contacts nets avec les argiles encaissantes.

Il faut noter en plus que dans un premier temps (phase chassante) on progressera en laissant des longs piliers séparés par des recoupes entre les chambres parallèles disposées suivant la longueur du panneau, et ce en commençant par la chambre la plus éloignée du jour.

Les longs piliers offrent plus de stabilité et favorisent un avancement en chassant les recoupes pratiquées dans les

piliers de dimensions 4m par 5m de haut sont destinées pour l'aéragé et pour faciliter les manoeuvres des camions de transport (Voir II.2.4 transport) et la fig 14, p 65.

Dans un deuxième temps on entame le mode rabattant en élargissant les recoupes d'aéragé et en ouvrant les chambres dans les longs piliers laissés jusque là, on obtiendra ainsi la section finale des piliers telle que calculée (Voir ci-dessous IV.3.a).

IV.3.a Dimensionnement des ouvrages:

Comme explicité en III.3, le gisement est découpé quartiers ($400 \times 100 \text{ m}^2$), chaque quartier composé de deux panneaux ($200 \times 100 \text{ m}^2$) séparés par la galerie principale de roulage.

Il est question maintenant de dimensionner les chambres et les piliers tenant comptes des paramètres géologiques physico-mécaniques, du massif..., en fait c'est un problème difficile à résoudre vu la confrontation de nombreuses théories et méthodes là dessus et la poursuite des recherches dans ce domaine (stabilité des exploitations par chambres et piliers) à ce jour [14].

Néanmoins, nous avons choisi dans notre cas trois méthodes pour le calcul des dimensions des chambres que nous présenterons ci-dessous:

-Méthode grapho-analytique [8]

-Méthode statistique [9].

-Méthode de simulation physique de SAVIELEVA [9].

Les données de base pour les calculs dans ces trois méthodes sont les suivantes:

-matériau exploité: gypse compact.

-masse volumique du gypse: $\gamma = 2.3 \text{ g/cm}^3 = 2.3 \text{ t/m}^3$

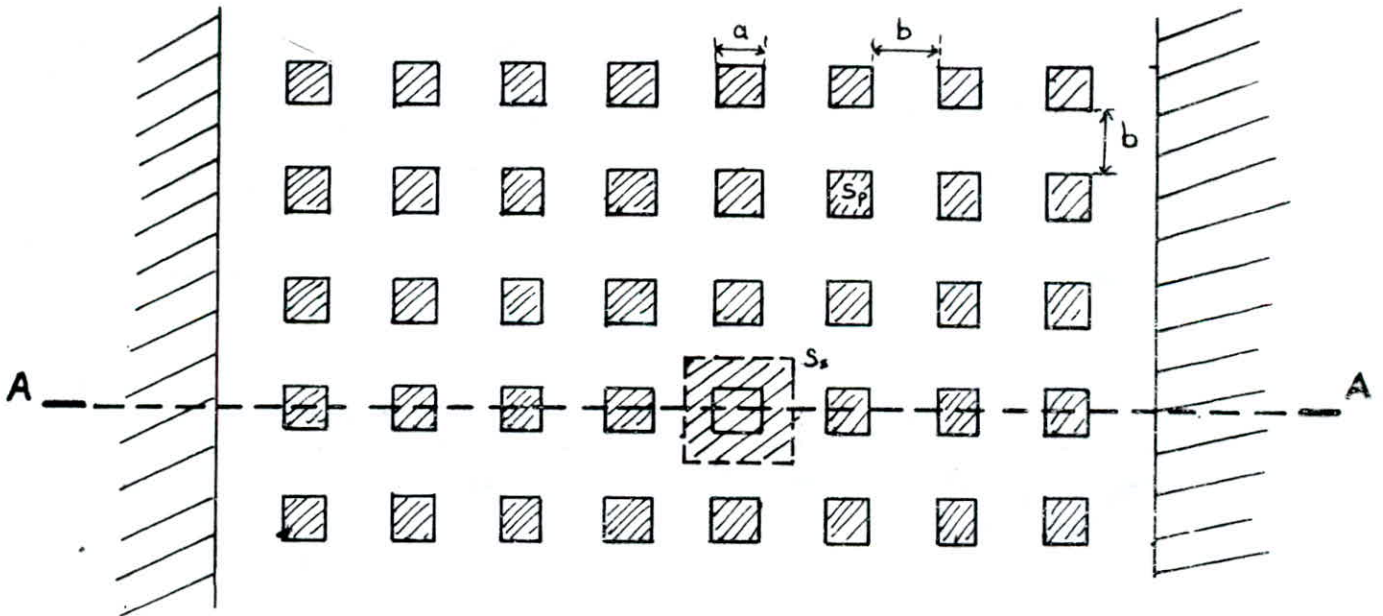
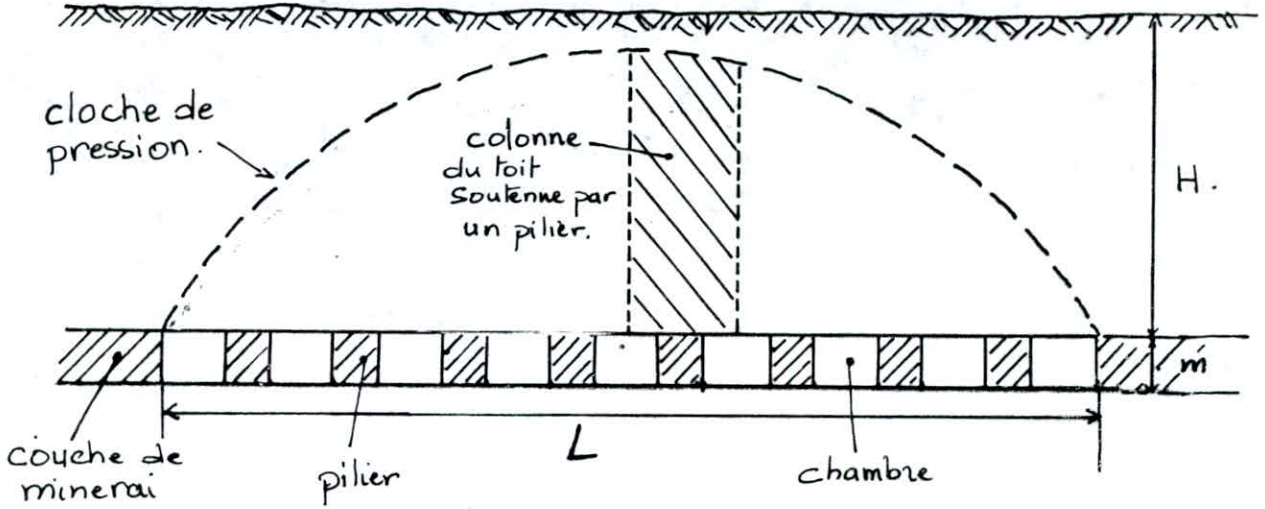
-Sa résistance à la compression: $R_c = 195 \text{ Kg/cm}^2$ (Voir II.6)

-Sa résistance à la traction: $R_t = 19.5 \text{ Kg/cm}^2$

-Son angle de frottement interne: $\rho = 54.9^\circ$.

fig:7. Pression des terrains dans une exploitation par chambres et piliers.

Coupe A-A.



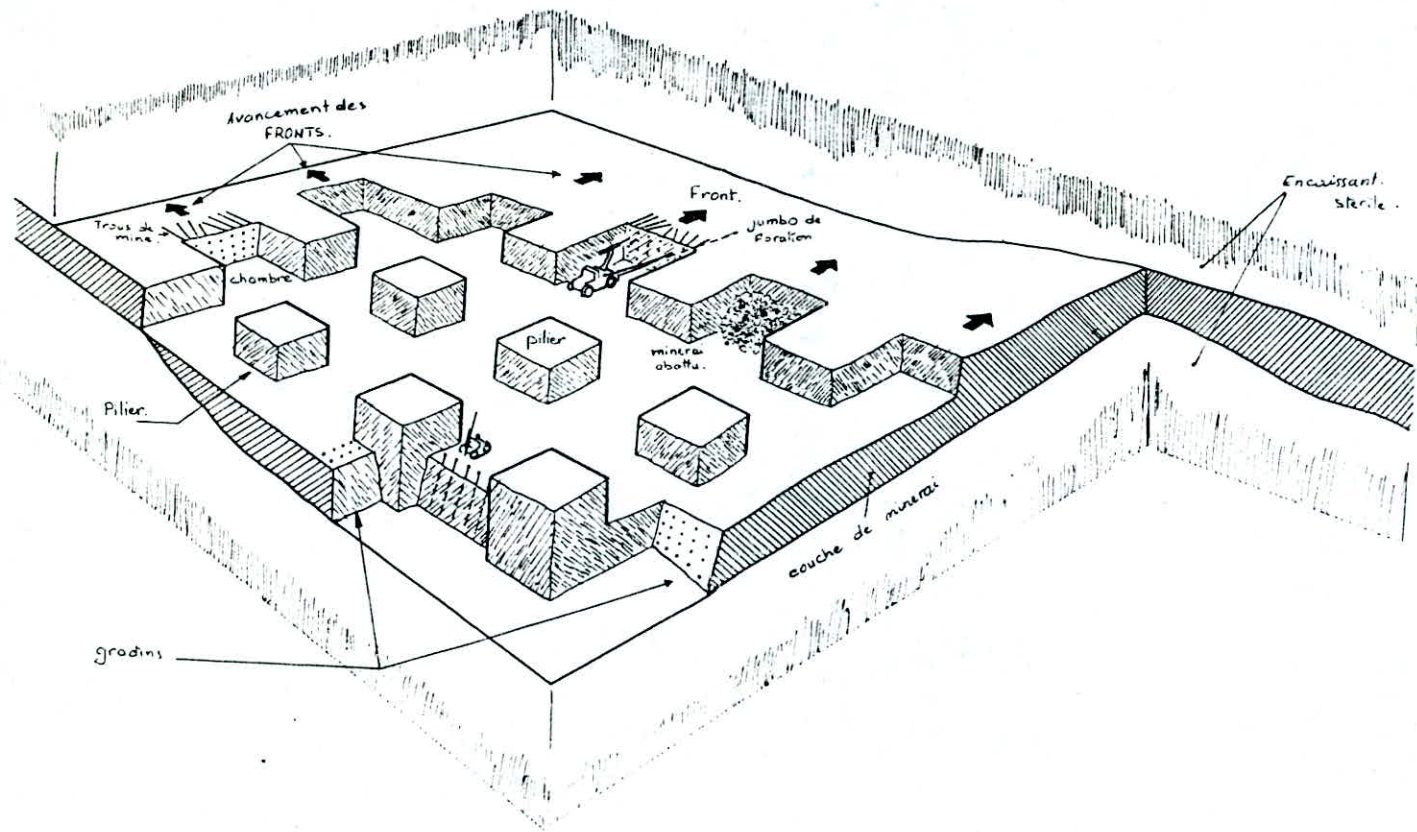
S_s : section de la colonne du toit soutenue par 1 pilier

S_p : section du pilier.

a : largeur du pilier.

b : largeur de la chambre.

fig:6 Exemple d'exploitation par chambres et piliers.



-Puissance de la couche exploitée: $m = 5\text{m}$

-Roche sous-jacentes (stériles):

-nature: calcaire en majorité et argile (Voir 11.3)

-masse volumique moyenne: $\gamma_{at} = 2.5\text{g/cm}^3 = 2.5\text{t/cm}^3$

-hauteur totale gypse et stérile: $H = 40\text{m}$

IV.3.a.1 Méthode grapho-analytique de dimensionnement des chambres et des piliers:

Soient a et b respectivement la largeur du pilier et la largeur de la chambre, les piliers et les chambres étant carrés.

-La contrainte exercée par le massif sus-jacent (toit) sur un pilier s'exprime par:

$$\sigma = \frac{S \cdot H \cdot \gamma_{at}}{S_p} K_h \quad (1)$$

où S : section de la colonne du toit supporté par un pilier $S = (a+b)^2$

K_h : coefficient tenant compte des terrains sus-jacents n'exerçant pas directement de pressions sur les piliers et trouvant appui dans les terrains avoisinants par efforts tangentiels, voir fig

avec $K_h = 1$ si $L > H$.

$K_h = 1$ à 2 si $L = 0.5H$ à H .

$K_h = 0.4$ à 0.8 si $L < 2H$.

L étant la plus petite dimension de l'excavation dans notre cas elle est de 100m au moins et $H=40\text{m}$ donc on prend $K_h=1$.

-La résistance du pilier à la rupture soumis à une contrainte de compression est calculée d'après la résistance à la compression simple au laboratoire de l'échantillon

de gypse:
$$\sigma_p = \frac{K_c \cdot K_f}{n}$$

où R_c : déjà définie ci-dessus [kgf/cm^2]

n : coefficient de sécurité tenant compte de l'irrégularité des contraintes sur la section du pilier $n=3$ à 5 , on prend: $n=4$

K_f : coefficient de forme du pilier

$$K_f = \sqrt{\frac{a}{m}} \quad \text{si } a < m$$

$$K_f = \frac{a}{m} \quad \text{si } a \geq m$$

A la limite on doit avoir, pour assurer la stabilité des piliers, l'égalité: (1) = (2)

$$\text{ou } \frac{S \cdot H \cdot \gamma_{at}}{S_p} K_{\gamma} = \frac{R_c \cdot K_f}{n}$$

en substituant S et S_p par:

$S = (a+b)^2$ et $S_p = a^2$ on aura l'expression:

$$\frac{a^2}{(a+b)^2} = \frac{H \cdot K_{\gamma} \cdot \gamma \cdot n}{R_c \cdot \frac{a}{m}} \quad \text{si } a \geq m$$

$$\frac{a^2}{(a+b)^2} = \frac{H \cdot K_{\gamma} \cdot \gamma \cdot n}{R_c \sqrt{\frac{a}{m}}} \quad \text{si } a < m$$

Ce qui correspond à une équation à deux inconnues, a et b , pour la résoudre il faut procéder graphiquement, c-à-d on trace le graphe de variation de ces paramètres l'un en fonction de l'autre.

Suivant les conditions d'exploitation, de stabilité ..., on fixe une valeur de l'un des paramètres, a et b , l'autre est obtenue du graphe.

Ayant les valeurs de H , γ , R_c , a , m avec $n=4$ et $K_{\gamma}=1$,

voir tracé de graphes en figures 8,9.

D'après ces deux graphes, on dispose pour le choix de a et b des possibilités suivantes:

Cas où $a \geq m$

$$(1) \begin{cases} a=5m \\ b=6m \end{cases} \quad (2) \begin{cases} a=6m \\ b=8.5m \end{cases} \quad (3) \begin{cases} a=6.5m \\ b=10m \end{cases}$$
$$(4) \begin{cases} a=7m \\ b=14m \end{cases} \quad (5) \begin{cases} a=7.5m \\ b=17.5m \end{cases}$$

Cas où $a < m$

$$(6) \begin{cases} a=4.5m \\ b=5m \end{cases} \quad (7) \begin{cases} a=4m \\ b=4.5m \end{cases} \quad (1) \begin{cases} a=3.5m \\ b=3.5m \end{cases}$$

Remarque:

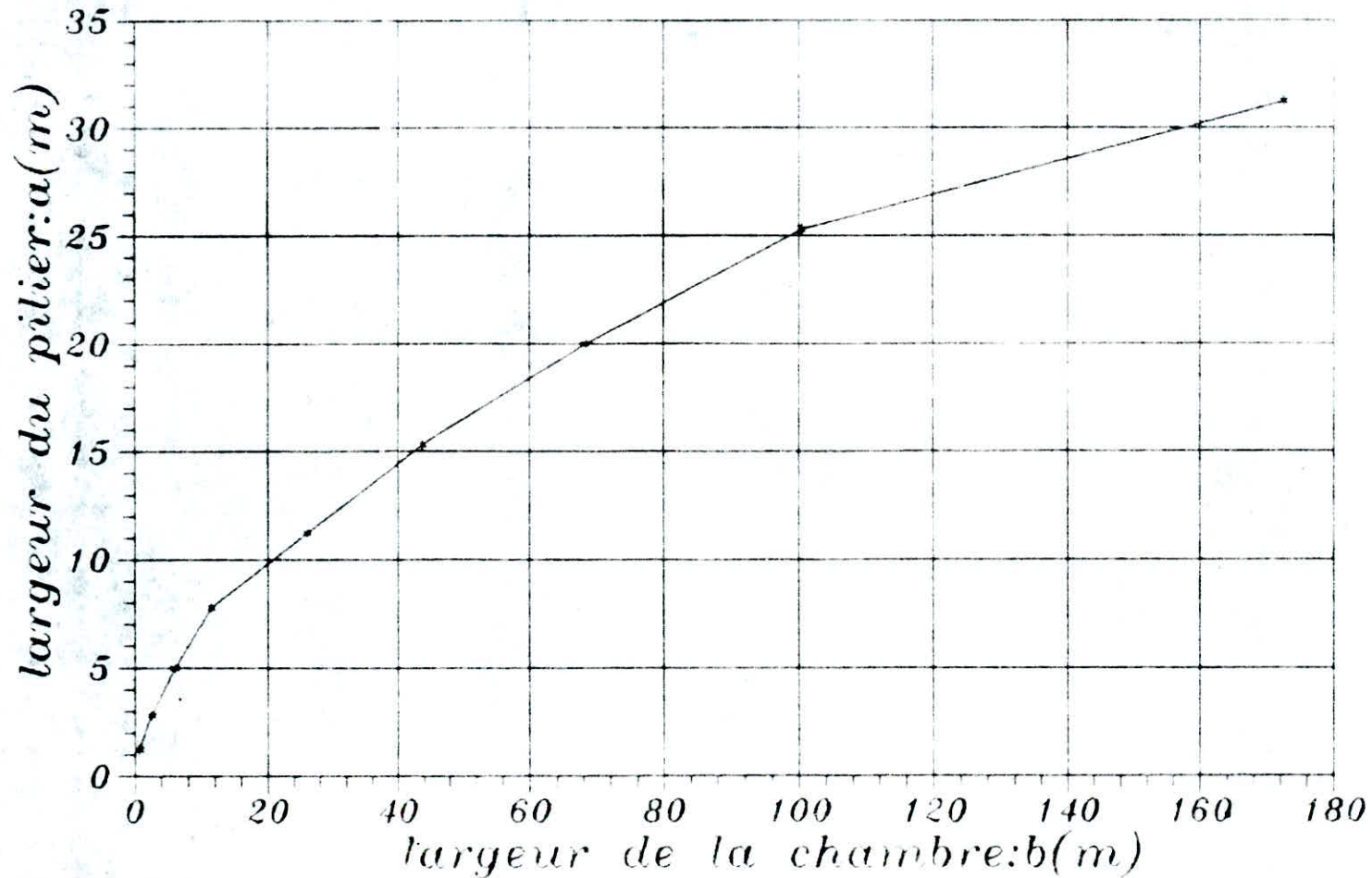
Cette méthode nous semble assez proche de la réalité puisque elle pose ses hypothèses en tenant compte d'un maximum de paramètres du gisement et aboutit à des résultats logiques et possibles à réaliser sur terrain.

IV.3.a.2 Méthode statistique [9]:

Dans la thèse [9] on a relevé une petite étude statistique consacrée à la mise au point d'une formule mathématique empirique liant les dimensions d'un pilier, dans une

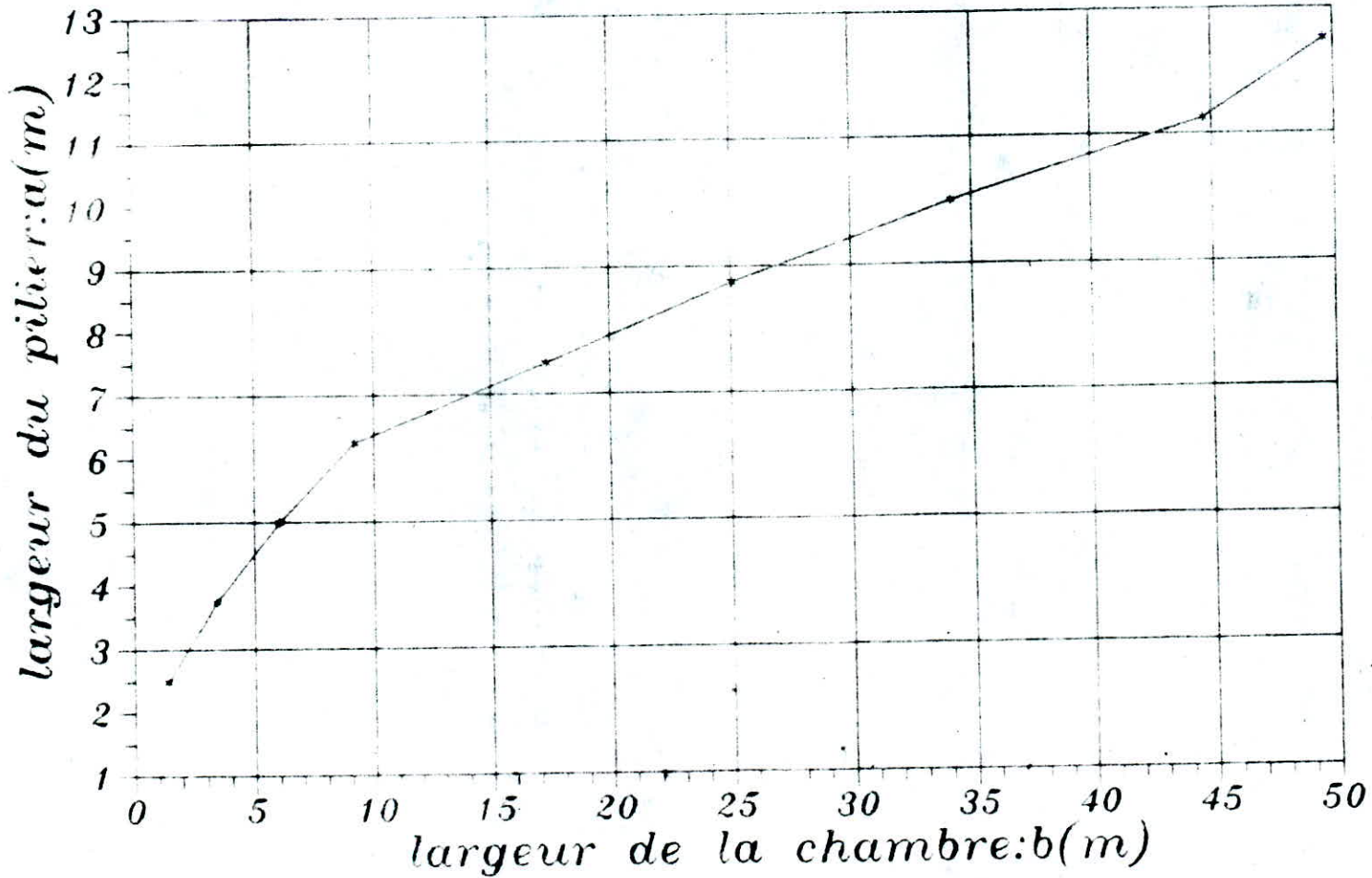
fig:9

METHODE GRAPHO-ANALYTIQUE DE DIMENSIONNEMENT DES CHAMBRES
ET DES PILIERS EN MINE SOUTERRAINE a INF a m
CONDITIONS DU GISEMENT DE GYPSE GHARDAIA



1:8

METHODE GRAPHO-ANALYTIQUE DE DIMENSIONNEMENT DES CHAMBRES
ET DES PILIERS EN MINE SOUTERRAINE a SUP a m
CONDITIONS DU GISEMENT DE GYPSE GHARDAIA



exploitation par chambres et piliers, aux paramètres d'exploitation: profondeur, puissance du gisement ...

Nous avons alors jugé utile de profiter de ces résultats, surtout que nous touchons au même problème, et que cette étude est basée sur l'expérience mondiale (on y a utilisé les paramètres de 61 mines souterraines de par le monde).

Parmi les relations mathématiques auxquelles on a aboutit, l'équation suivante qui exprime la section d'un pilier en fonction de la profondeur de l'exploitation et de la couche exploitée:

$$S_p = -11 + 0.014H + 6.4m + 0.004H m$$

En substituant les paramètres par leurs valeurs, on aura:

$$S_p = -11 + 0.014 \times 40 + 6.4 \times 5 + 0.004 \times 40 \times 5$$

$$S_p = 22.36 \text{ m}^2, \text{ ou } a = 4.72 \text{ m}$$

d'où la valeur de la largeur du pilier qu'on doit avoir selon cette méthode de calcul: $a = 5\text{m}$

Remarque:

Cette méthode est basée seulement sur l'expérience, et on ne connaît pas son degré de fiabilité ni ses limites d'utilisation, elle donne seulement la largeur du pilier ce qui rend difficile le choix des dimensions des chambres. On remarque également que parmi les mines dont les données ont fait l'objet de cette étude, presque toutes sont de grande profondeur (5 seulement d'entre elles ont une profondeur inférieure à 50m, les autres ont de 80 à 1000m de profondeur).

IV.3.a.3 Méthode de SAVIELEVA:

Toujours dans la thèse [9] on a utilisé une autre méthode de dimensionnement des chambres et des piliers du nom de son auteur SAVIELEVA.

Le principe de cette méthode est basé sur des simulations physiques à partir desquelles on a tracé le graphique de variation d'un paramètre K en fonction de la largeur de la

chambre b , où $K = \frac{R_t}{\gamma \cdot H}$

Ce graphe est donné en figure 10 .

Pour l'application à partir des données du gisement on calcule le paramètre K , et d'après sa valeur on se reporte au graphe sus-cité d'où on détermine la valeur de b correspondantes.

$$\text{Alors } K = \frac{R_t}{\gamma \cdot H} = \frac{19.5}{2.5 \times 40} = 0.2$$

à $K = 0.2$ correspond dans le graphe, voir fig 10 :

$$b = 4.5 \text{ m}$$

Remarque:

Néanmoins cette méthode est mal expliquée, elle ne pose pas de conditions d'utilisation, ne tient pas compte de tout les paramètres, ne donne pas une idée sur les dimensions des piliers et ne précise pas la nature de cette valeur de b : maximale, minimale, ... ce qui diminue sa fiabilité.

Conclusion:

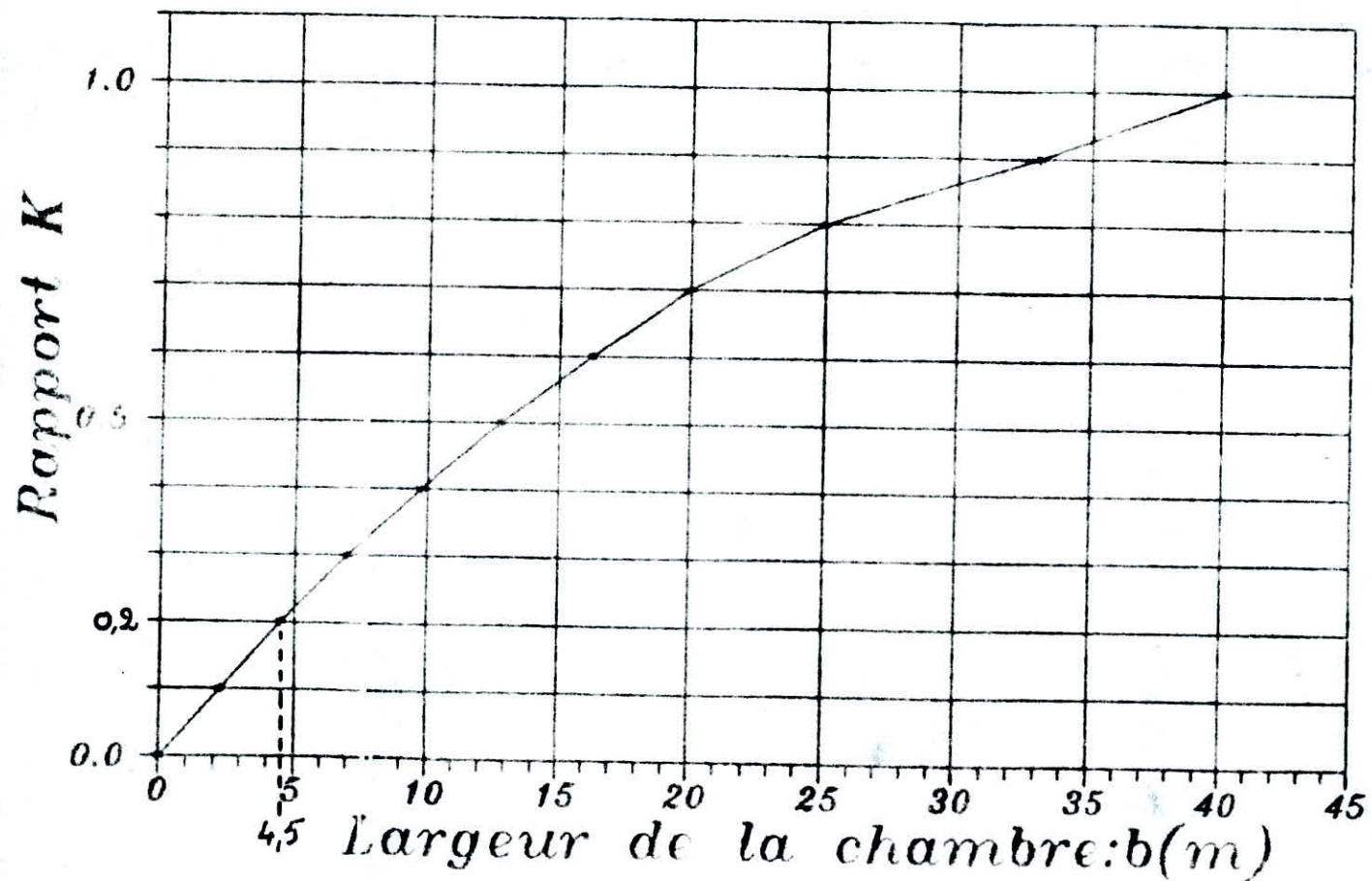
En conclusion, et tenant compte des remarques ci-dessus, nous utiliserons dans les prochains calculs les résultats de la première méthode c-à-d la méthode grapho-analytique et plus précisément sa variante (2): $a=6\text{m}$ et $b=8.5\text{m}$ et ce tenant compte de la faible profondeur de l'exploitation d'une part et du taux de récupération optimale, moyens de transport, de chargement et de foration ... d'autre part.

Donc les piliers sont de section carrée $6\text{m} \times 6\text{m}$ et les chambres sont de section carrée $8.5\text{m} \times 8.5\text{m}$ ce qui correspond à un taux de récupération de 50% au moins et qui pourrait être amélioré lors de la phase rabattante

IV.3.b Nombre de chantiers:

On appelle chantier d'abattage l'endroit du panneau où s'exécute l'abattage, le chargement et le transport du minerai vers la voie principale de roulage.

**:10 METHODE DE SAVILEVA DE DIMENSIONNEMENT DES CHAMBRES DANS UNE
EXPLOITATION PAR CHAMBRES ET PILIERS**



Afin de fixer le nombre de chantiers nécessaires pour maintenir la production requise par l'usine, il faut déterminer la vitesse d'avancement correspondante ℓ .

On a calculé en III.1 que la production journalière nécessaire:

$$P_j = 282t/j = \frac{282}{2.3} = 122.6 \text{ m}^3/j \text{ de gypse}$$

La section du front de taille (chambre) a été fixée telle que:

$$\text{largeur } b = 8.5\text{m}$$

$$\text{hauteur } m = 5\text{m}$$

donc la surface du front de taille est

$$S = m \times b = 5 \times 8.5 = 42.5 \text{ m}^2$$

la production journalière s'exprime en volume par :

$$P_j = S \times \ell$$

$$\ell = \frac{P_j}{S} = \frac{122.6}{42.5} = 2.88 \text{ m/j}$$

Donc la vitesse d'avancement nécessaire par jour est:

$$\ell = 2.88 \text{ m/j}$$

Un tel avancement peut être réalisé par un seul chantier pendant un poste, donc on peut fixer le nombre de chantiers à un (1).

Mais comme on doit assurer le travail continu des engins: jumbo de foration, chargeuses, camions de transport ... on doit avoir au moins deux chantiers de travail par poste à la fois, l'un en préparation: foration, chargement des trous, tir ... et l'autre en travaux de chargement, transport...

IV.3.c Plan de tir:

Nous n'abordons ici que le plan de tir relatif aux travaux de production dans les chambres, pour les autres ouvrages préparatoires il est analogue (c'est la même roche).

Nous proposons l'abattage à l'explosif malgré la faible

dureté du gypse, pour les raisons suivantes:

-Le gypse dans ce gisement se présente en texture compacte difficile à foisonner par moyens mécaniques, les travaux dans les carrières actuelles le démontrent.

-La carrière actuelle en service a démontré l'efficacité de l'explosif.

-En travaux souterrains on ne permet pas d'avoir une grande granulométrie (comme c'est le cas à ciel ouvert) obligeant un débitage secondaire et inadaptation des engins de chargement.

-Effet économique de l'explosif: ce dernier rend le prix de revient bas, par rapport à l'abattage par moyens mécaniques.

Pour le calcul des différents paramètres du plan de tir relatif à la production dans les chambres, on démarre des données suivantes:

.Surface du front de taille:

$$S = 8.5 \times 5 = 42.5 \text{m}^2$$

.Vitesse d'avancement par jour (par poste):

$$l = 2.88 \text{m/j}$$

.Production journalière requise:

$$P_j = 282 \text{t/j} = 122.6 \text{m}^3 / \text{j}$$

.Longueur des trous de mine: sachant que la longueur d'avancement est toujours inférieure à la longueur du trou de mine (coefficient d'utilisation des trous = 0.8 à 0.95 cas d'une seule surface libre [6]), à cet effet on fixe la longueur du trou de mine à: $l = 3 \text{m}$.

.Choix de l'explosif: ici on est obligé d'utiliser un explosif produit en Algérie, en se référant à la brochure éditée par l'ONEX, on n'a trouvé qu'un seul explosif adapté aux travaux souterrains en terrains à roche dure c'est la

GELANIT I dont les caractéristiques principales sont les suivantes:

- Désignation commerciale: GELANIT I.
- Type : gélatineux.
- Résistance à l'eau : très bonne.
- Vitesse de détonation : 5700 à 6100 m/s.
- Densité : 1.45 g/cm³.
- Essai trauzl : 450 cm³ /10g.
- C.U.P : 1.35.
- R.W.S : 86% .
- Dimensions des cartouches(mm): 25x130; 30x120; 30x230 .
- Poids correspondants(g): 100 ; 125 ; 250
- Couleur : rouge.
- Type de cartouches : cartouches en papier.
paraffiné.
- Utilisation : Abattage dans les travaux
souterrains, explosif pour
roches dures.

.Consommation spécifique d'explosif: celle-ci a été déterminée d'après un graphique donnant la variation de la consommation spécifique en fonction du coefficient de dureté de Protodiakonov [8], pour le gypse dont le coefficient de dureté varie de 2 à 3, sa consommation spécifique d'après ce graphe (Voir figure 11), est de :

$$E = 0.45 \text{ Kg/t} = 1.03 \text{ Kg/m}^3$$

.Calculs [6]:

.volume de gypse à abattre par volée:

$$w = 122.6 \text{ m}^3$$

.Quantité totale d'explosif nécessaire:

$$Q = E.w = 1.03 \times 122.6 = 126 \text{ Kg}$$

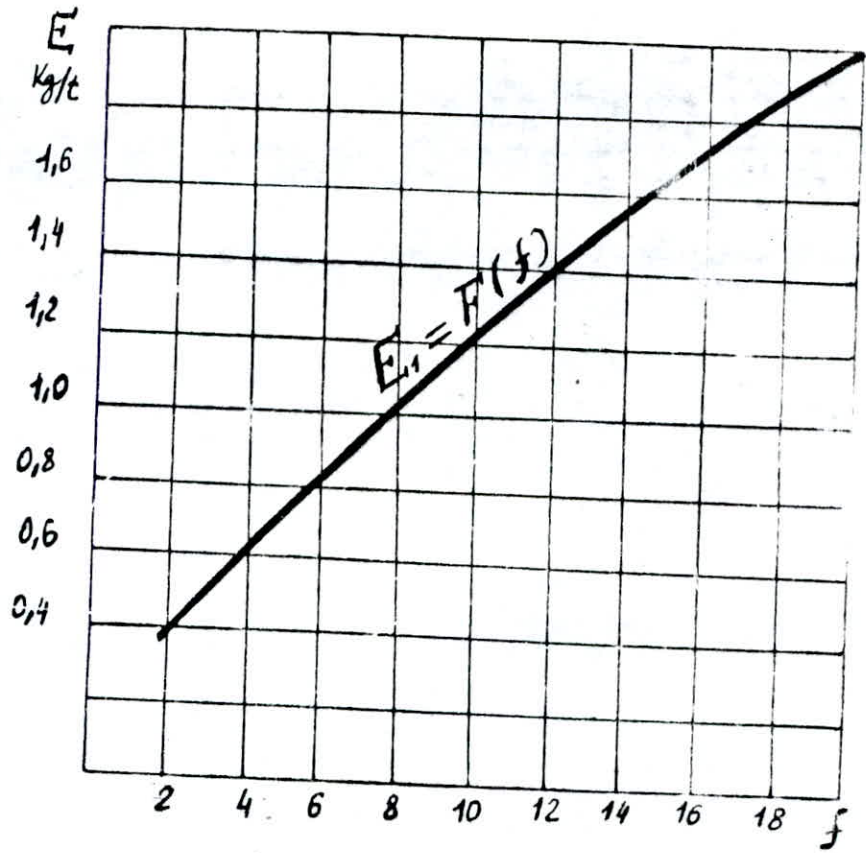


fig:11

Relation approximative entre la
consommation spécifique d'explosif E_s et le
coefficient de dureté f .

.Quantité d'explosif par trou de mine:

$$q = K_{ch} \frac{\ell_t}{\ell_h} q_c$$

où ℓ_{ch} et q_c longueur et poids de la cartouche d'explosif respectivement, nous proposons les cartouches telles que: $\ell_{ch}=230\text{mm}$ et $q_c=250\text{g}$.

K_{ch} coefficient de déchargement du trou $=0.65+0.85$, on prend $K_{ch} = 0.75$ d'où

$$q = 0.75 \frac{3}{0.230} \cdot 0.250 = 2.44 \text{ Kg}$$

.Nombre de trous de mine au front:

$$M = \frac{Q}{q} = \frac{126}{2.44} = 52 \text{ trous}$$

.Distance moyenne entre trous de mine:

$$d = \sqrt{\frac{S_f}{Nt}} = \sqrt{\frac{42.5}{52}} = 0.9 \text{ m}$$

.Longueur totale des trous de mine dans une volée:

$$L = M \cdot \ell = 52 \times 3 = 156 \text{ m}$$

.Rendement d'un mètre de trou de mine foré:

$$r = \frac{P_j}{L} = \frac{282}{156} = 1.8 \text{ t/m}$$

-Répartition des trous de mines et choix du bouchon

.Nombre de trous de bouchon [15]:

$$N_b = \frac{M \cdot 0.6}{\Sigma c}$$

où $\Sigma c = c_b + c_a + c_c$

c_b : coefficient attribué aux trous de bouchon $c_b=0.6$

c_a : coefficient attribué aux trous d'abattage $c_a=1$.

c_c : coefficient attribué aux trous de contour $c_c=1.6$.

donc $\Sigma c = 3.2$

et $N_b = 9.75 \approx 10$ trous de bouchon

.Nombre de trous d'abattage:

$$N_a = \frac{M \cdot l}{\Sigma C} = 16.25 \approx 16 \text{ trous d'abattage}$$

.Nombre de trous de contour:

$$N_c = \frac{M \cdot l \cdot 6}{\Sigma C} = 26 \text{ trous de contour}$$

.Consommation moyenne d'un trou en explosif:

$$q_m = \frac{Q}{M} = \frac{126}{52} = 2.4 \text{ Kg}$$

.Charge d'explosif pour chaque type de trou:

-Trou de bouchon

$$q_b = k_1 \cdot q_m = 1.1 \times 2.4 = 2.64 \text{ Kg}$$

où k_1 coefficient variant de 1.1 à 1.6,
on prend $k_1 = 1.1$

-Trou d'abattage

$$q_a = k_2 \cdot q_m = 0.85 \times 2.4 = 2.04 \text{ Kg}$$

où k_2 coefficient variant de 0.8 à 0.9,
on prend $k_2 = 0.85$

-Trou de contour

$$q_c = q_m = 2.4 \text{ Kg}$$

.Nombre de cartouches dans chaque type de trou

-Nombre de cartouches dans un trou de bouchon:

$$n_b = \frac{q_b}{q_c} = \frac{2.64}{0.250} = 10 \text{ cartouches}$$

la longueur totale occupée par les cartouches dans le trou est alors: $L_c = 10 \times 0.230 = 2.3m$ ce qui correspond à 75% du volume du trou (dans les normes), le reste est pour le bourrage.

-Nombre de cartouches dans un trou d'abattage:

$$n_a = \frac{q_a}{q_c} = \frac{2.04}{0.250} = 8 \text{ cartouches}$$

-Nombre de cartouches dans un trou de contour:

$$n_c = \frac{q_c}{q_c} = \frac{2.4}{0.250} = 8 \text{ cartouches}$$

-Vérification de la quantité d'explosif nécessaire:

$$Q_v = q_c (N_b \cdot n_b + N_a \cdot n_a + N_c \cdot n_c) = 122 \text{ Kg}$$

Conclusion:

La quantité d'explosif totale par volée est:

$Q_v = 122 \text{ Kg}$ en cartouches de 250 g réparties comme suit:

- 100 cartouches pour 10 trous de bouchon: 10 chacun
- 128 cartouches pour 16 trous de bouchon: 8 chacun
- 260 cartouches pour 26 trous de bouchon: 10 chacun

Choix du bouchon:

Dans les travaux de creusement des ouvrages souterrains à l'explosif on a toujours recours dans les plans de tir à l'utilisation d'un bouchon. Il s'agit d'un ensemble de trous de mine caractérisés par leur géométrie bien précise, dans l'espace et par le fait qu'ils sont les premiers à exploser par rapport aux autres trous de mine, dans un ordre bien déterminé. Leur tâche est de multiplier le nombre de surfaces libres pour augmenter le rendement des trous d'abattage donc du travail de l'explosif.

Suivant la position du bouchon et la disposition géométrique des ses trous, on différencie plusieurs types de bouchons [15]:

-Bouchon en coin ou en "V": pour les roches fragiles et particulièrement le charbon.

-Bouchon pyramidal: utilisé surtout pour les roches et massifs durs et compactes.

-Bouchon en éventail.

-Bouchon canadien.

-Bouchon suédois: pour les roches dures et compactes...

Généralement, pour le choix du bouchon approprié on tient compte des caractéristiques suivantes:

-Paramètres du gisement: disposition des fissures et leur orientation, l'homogénéité ou non des roches, dureté,...

-Dimension de la section de la galerie à creuser

-Type d'engins de foration

-La construction de la charge: continue, discontinue...

Compte tenu de ce qui précède, nous proposons le bouchon en coin ou en "V", car il est le plus utilisé pour les roches fragiles, cas du gypse et particulièrement le charbon [15].

.Caractéristiques du bouchon en coin ou en "V":

Les trous sont disposés en deux rangées parallèles, horizontales ou verticales, les trous de chaque rangée sont inclinés vers les autres de façon à former un coin (ou un "V" en projection sur plan), la figure 12.1 doit mieux expliciter cette définition.

Pour l'application au plan de tir calculé ci-dessus, on dispose des données suivantes:

-Largeur du front d'abattage: 8.5m.

-Hauteur du front d'abattage: 5m.

-Profondeur de la tranche à abattre: 3m.

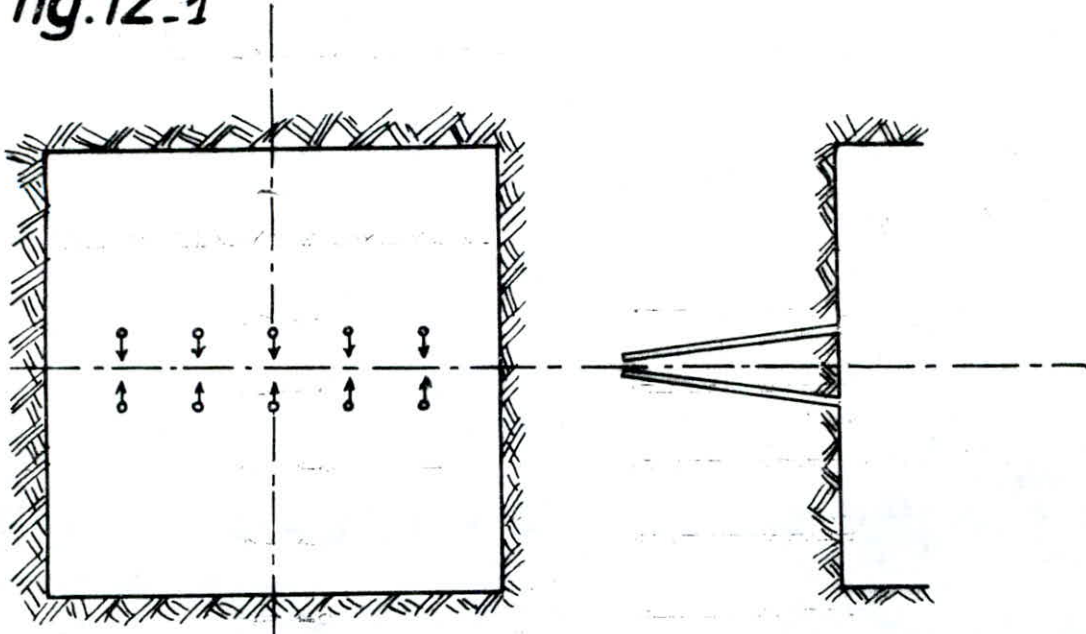
-Nombre de trous de bouchon: 10 trous.

Dans ces conditions et vue la grande largeur du front, nous proposons d'utiliser un bouchon en coin vertical, d'ailleurs même son exécution est plus facile.

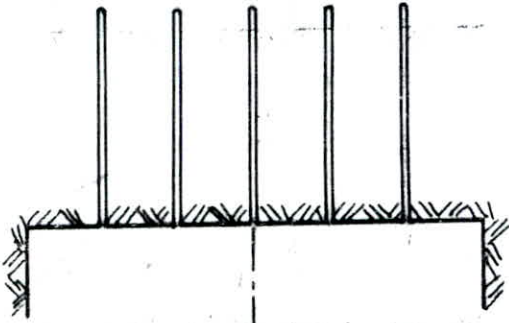
IV.4 PRESSION DES TERRAINS ET SOUTÈNEMENT

Dans tous les travaux d'excavations souterraines, exploitation minière ou non, nous nous heurtons toujours au

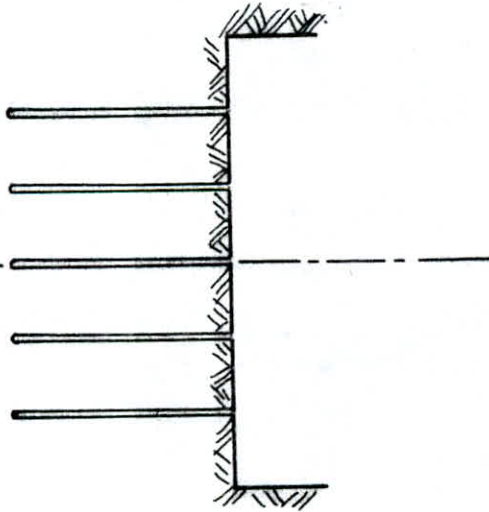
fig:12-1



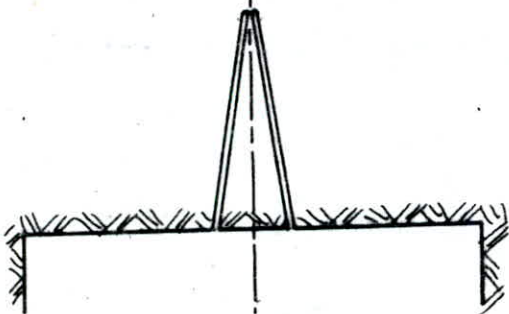
Bouchon en coin horizontal.



Bouchon en coin vertical.



Bouchon en coin vertical.



problème des vides et du toit, et ce du fait de la redistribution des contraintes autour des ouvrages et cavités souterraines dues aux pressions des terrains environnants.

En effet, les roches tendent vers un nouvel état d'équilibre et se déforment plus ou moins vite et ce en fonction de leurs caractéristiques mécaniques et celles des massifs encaissants sans oublier leur tectonique.

Pour remédier à ce problème, très important et qui menace la vie de la mine tout le temps, nous sommes contraint d'envisager des solutions à la fois sécurisantes et économiques afin d'assurer la bonne marche des travaux durant toute la vie de la mine ou du quartier. Pour cela nous disposons de plusieurs moyens selon l'état d'avancement des travaux et leur nature: soutènement naturel par stots de protection, soutènement artificiel par boisage ou cintres et étaçons métalliques, traitement des vides par foudroyage ou remblayage ...

Dans notre cas, la couche de gypse est de grande puissance et la couverture formée par du calcaire et un peu d'argile... est assez faible 40m au maximum, ce qui joue en faveur de la stabilité, surtout que la tectonique et l'hydrogéologie sont de faible impact dans la région [1].

Dans de telles conditions, on ne prévoit pas de sérieux problèmes de stabilité, néanmoins pour plus de sécurité nous proposons les points suivants:

-Soutènement à l'aide de cintres métalliques de la galerie de roulage principale, ainsi que la cheminée d'aérage, ces cintres peuvent éventuellement être réutilisées à la fin de liquidation du quartier. Les caractéristiques de ce soutènement ne peuvent être détaillées ici vu le grand travail et les données nécessaires.

-Nous avons déjà signalé, en IV.3, que du fait de la médiocre qualité du toit de la couche de gypse (gypse et

argile) et de la grande puissance de celle-ci nous abandonnons, en guise de soutènement naturel, en couronne des chambres et galeries une couche de gypse de 1.5m de puissance pour maintenir ces argiles [2].

-Nous proposons l'exploitation en mode chassant dans un premier stade avec des longs piliers, et dans un deuxième stade rabattante avec section définitive des piliers. Pour ce faire les travaux doivent commencer d'abord par la chambre la plus éloignée du jour (à la limite sud du quartier) et passeront, suivant le même contexte, aux autres chambres de façon à avoir une disposition des fronts de taille (chambres) en forme d'escalier sur plan. Une fois la première chambre arrivée à la limite du panneau, on entame l'ouverture d'autres chambres dans les longs piliers laissés jusque là, afin d'aboutir à leur section définitive définie en IV.3.

-Des stots de protection seront laissés tout le long et autour de la galerie principale de roulage afin de garantir sa stabilité.

IV.5 CHARGEMENT _ TRANSPORT

L'opération chargement et transport est une étape importante dans le processus d'exploitation, elle occupe à elle seule de 30 à 40% du cycle de production.

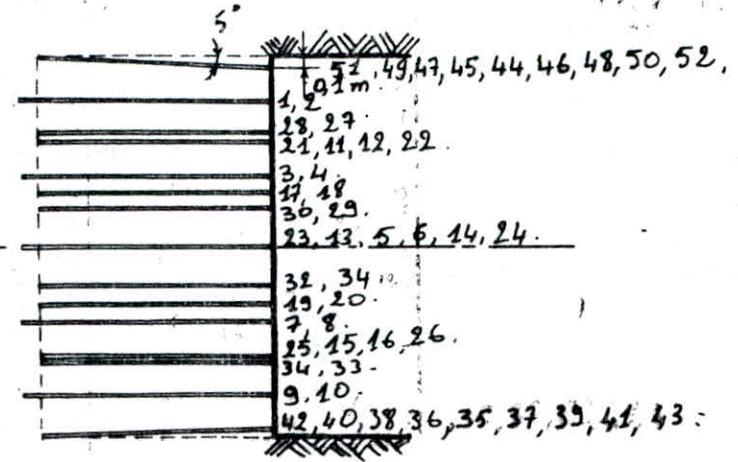
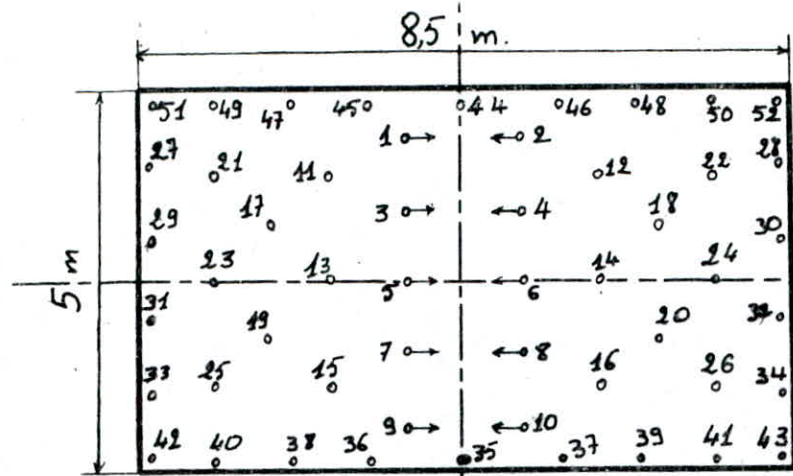
Vues la faible production, les grandes dimensions des chambres et des galeries d'accès aux chantiers, et tenant compte des engins disponibles dans notre pays, nous proposons:

-D'utiliser une chargeuse sur pneus

-et le transport par camions (10t) du front de taille jusqu'à l'usine

Ce mode de chargement est simple et très utilisé dans pareilles exploitations [2] [7], ajouter à cela la faible production.

fig: 12-2



Échelle: 1:100

Caractéristiques du Plan de tir:

Aire de la section: 42,5 m².

Avancement par volée: 2,90 m

Nombre de trous: Bouchons: 10 ; Abattage: 16 ; Contour: 26

Profondeur maximale forée: 3,2 m

Diamètre des trous: 35 mm.

Quantité de roche abattue: 282 t (122,6 m³)

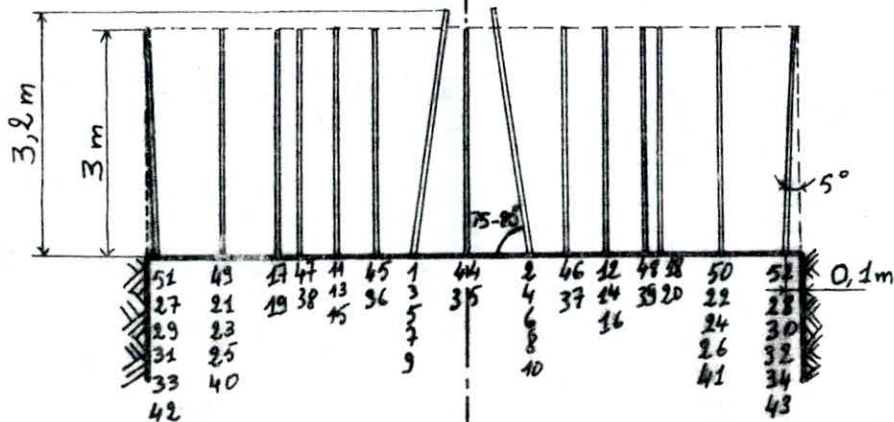
Longueur totale perforée: 156 m

Type d'explosif: GELANIT I

Consommation d'explosif par tir: 122 Kg.

Consommation d'explosif par m³: 1,03 Kg/m³.

Modèle et type de perforatrice:



Pour ce qui est du transport, l'utilisation de camions offre de grandes performances: transport par grande quantité, diminution du cycle de transport, réduction du nombre d'ouvriers, du nombre de postes, réalisation de la production exigée rapidement...

IV.5.a Choix d'une chargeuse:

Nous avons utilisé à cet effet le guide CATERPILAR [11] où on offre une gamme de chargeuses de différentes qualités, et on conseille la marche à suivre, pour le choix, ci-dessous:

- 1. Déterminer la production requise de la mine
- 2. Calculer la durée du cycle de travail de la chargeuse et le nombre de cycles par heure.
- 3. Déterminer le rendement requis par cycle.
- 4. Déterminer la taille adéquate du godet de la chargeuse.
- 5. Choix de la chargeuse.

Calcul:

-1. La production requise a été déterminée en II.1

$$P_j = 282 \text{ t/j} = 40 \text{ t/h (7 heures par poste)}$$

-2. Durée du cycle de la chargeuse:

Les éléments du cycle de la chargeuse sont les suivants:

- Le temps de base, comprend les temps des opérations: chargement, déversement et manoeuvre.
- Pertes de temps dues à la granulométrie non-homogène du matériau, la distance de chargement.

D'après le guide sus-cité le temps de base est pris égale à 0.4mn, et les pertes de temps dues à la granulométrie à 0.02 mn, nous estimons en plus les pertes de temps diverses (distance de chargement qui est généralement de 10 à 20m...) à 0.03mn, ce qui

donne:	temps de base	0.4mn
	granulométrie non homogène	0.02mn
	distance de chargement	0.3mn
	divers	0.2mn
	<hr/>	
	temps de cycle t_{cy}	0.92mn

.Le nombre de cycles par heure est alors N_{cy} , pour un rendement horaire estimé à 45mn/h

$$N_{cy} = \frac{45}{0.92} = 49 \text{ cycles/heure}$$

.La charge requise par cycle de travail de la chargeuse est alors:

$$P_{cy} = \frac{\text{production/heures}}{N_{cy}} = \frac{40}{49} = 0.816 \text{ t/cycle}$$

Mais puisque le matériau est foisonné avant d'être chargé, calculons la masse volumique foisonnée sachant que le coefficient de foisonnement est donné $K_f = 1.35$ (d'après ERCC), la masse volumique foisonnée s'exprime:

$$\gamma_f = \frac{\gamma}{K_f} = \frac{2.3}{1.35} = 1.70 \text{ t/m}^3$$

donc le volume de matériaux foisonnés correspondant à P_{cy} ci-dessus est:

$$V_{cy} = \frac{P_{cy}}{\gamma_f} = \frac{0.816}{1.70} = 0.48 \text{ m}^3/\text{cycle}$$

.Le volume du godet doit être alors V_g :

En estimant à 0.75 le rendement volumétrique du godet à chaque cycle, son volume est alors

$$V_g = \frac{\text{volume requis/cycle}}{\text{rendement volumétrique}} = \frac{0.48}{0.75} = 0.64 \text{ m}^3$$

V_g nécessaire est alors: $V_g = 0.48 \text{ m}^3$

En conclusion:

D'après la gamme de chargeuses présentée dans le guide [11] celui qui présente un volume de godet le plus proche de V_g est le 920C (Voir figure 13.1) dont les caractéristiques sont:

-Volume du godet: $1.15 \div 1.35 \text{ m}^3$

-Largeur hors pneus: 2160 mm.

-Longueur hors tout: 5700 mm.

-Hauteur totale: 4400 mm (lors de son accès au chantier par la galerie principale ($4 \times 4 \text{ m}^2$), on doit démonter le toit protecteur du chauffeur)

-Diamètre de braquage hors tout: 11100 mm

Pour un meilleur choix de la chargeuse, nous avons également consulté une brochure éditée par ATLAS COPCO, où on présente un abaque pour le choix du volume du godet adéquat en fonction de la production horaire (Voir figure 13.2).

Nous avons une production journalière en m^3/j de:

$$P_j = 122 \text{ m}^3/\text{j}$$

$$P_h = \frac{122}{7} = 17.42 \text{ m}^3/\text{h}$$

Dans l'abaque sus-cité, d'après cette production horaire, nous proposons un volume de godet variant de 0.6 à 1 m^3 , ce qui confirme notre choix du 920C.

Iv.5.b Transport:

Les conditions de l'exploitation, l'ouverture ainsi que la méthode de dépilage nous permettent d'utiliser de grandes performances dans les moyens de transport du matériau de la mine vers l'usine: c-à-d le transport par camions. Ce mode de transport est particulièrement intéressant de par sa manoeuvrabilité facile, sa possibilité de surmonter les pentes, sa simplicité d'organisation ...

Etant donnée la faible production (40t/h) nous proposons le camion SNVI C260 de P.T.A.C 19T et charge utile C.U 10t,

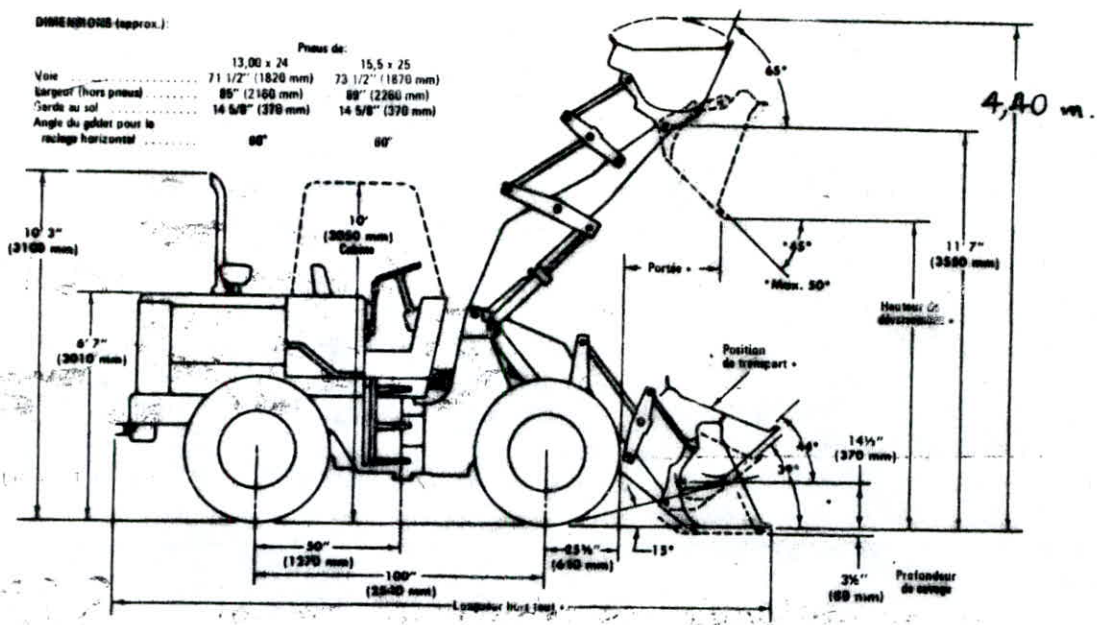


fig:13.1 CATERPILAR 920C

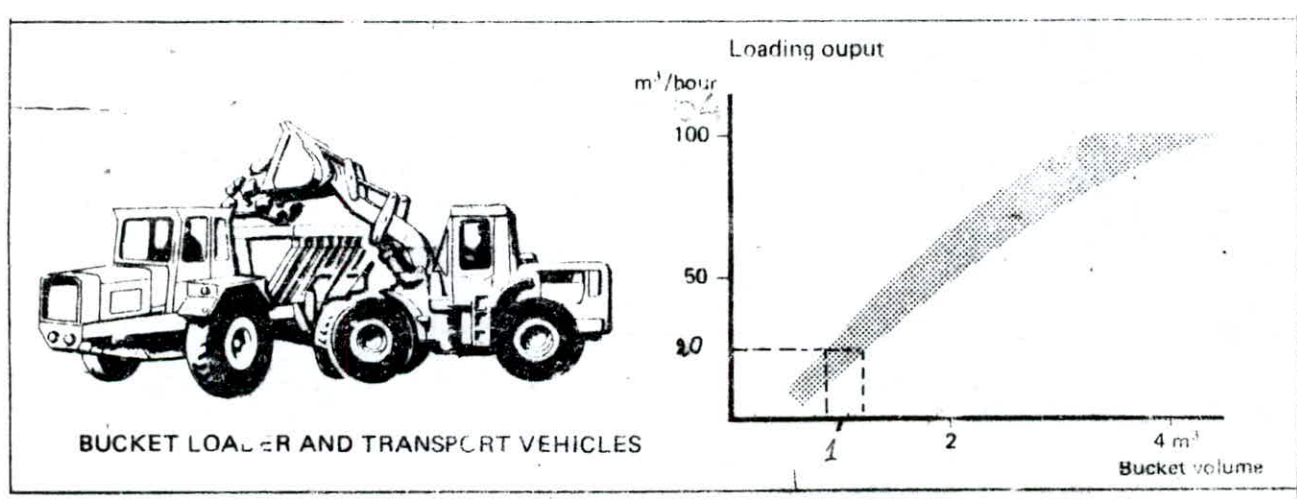


fig:13.2 Volume du godet en fonction de la production.

Le camion accède jusqu'au front de taille par la galerie principale au jour, les chambres et les recoupes (les dimensions de celles-ci le permettent).

Mais il se pose alors le problème de l'opération 'demi-tour' pour le camion après chargement au front, en effet la chambre n'est large que de 8.5m et n'est donc pas suffisante pour une manoeuvre de 'demi-tour' rapide.

Comme nous l'avons signalé en III.3, nous avons projeté de faire des recoupes de 4m de large dans les longs piliers, chaque 20.5m pour l'aérage des chantiers, alors ces mêmes recoupes seront justement utilisées pour l'opération de 'demi-tour' des camions suivant l'itinéraire de la figure 14.

-Calcul du nombre de camions nécessaire:

Pour cela, il faut calculer le temps de cycle d'un camion qui est composé de:

-Temps de chargement au front: t_{ch}

La capacité d'un camion est de 10t, pour un rendement de 85%, sa charge utile est donc de 8.5t.

La chargeuse choisie charge avec un rendement volumétrique estimé à 75% du godet, or le volume du godet est $1.15m^3$, donc elle met à chaque cycle $0.75 \times 1.15 = 0.86m^3$ de gypse foisonné dans le camion qui correspond à $0.86 \times 1.7 = 1.46$ tonne.

Donc le nombre de cycle de la chargeuse pour le chargement d'un camion est: $n_{cy} = \frac{8.5}{1.46} = 5.82 \approx 6$ cycles

D'où le temps de chargement d'un camion au front est:

$$T_{cy} = n_{cy} \cdot t_{ch} = 6 \times 0.92 = 5.5 \text{ mn}$$

-Temps de parcours des pistes: (mine-route goudronnée et route goudronnée-usine) t_p

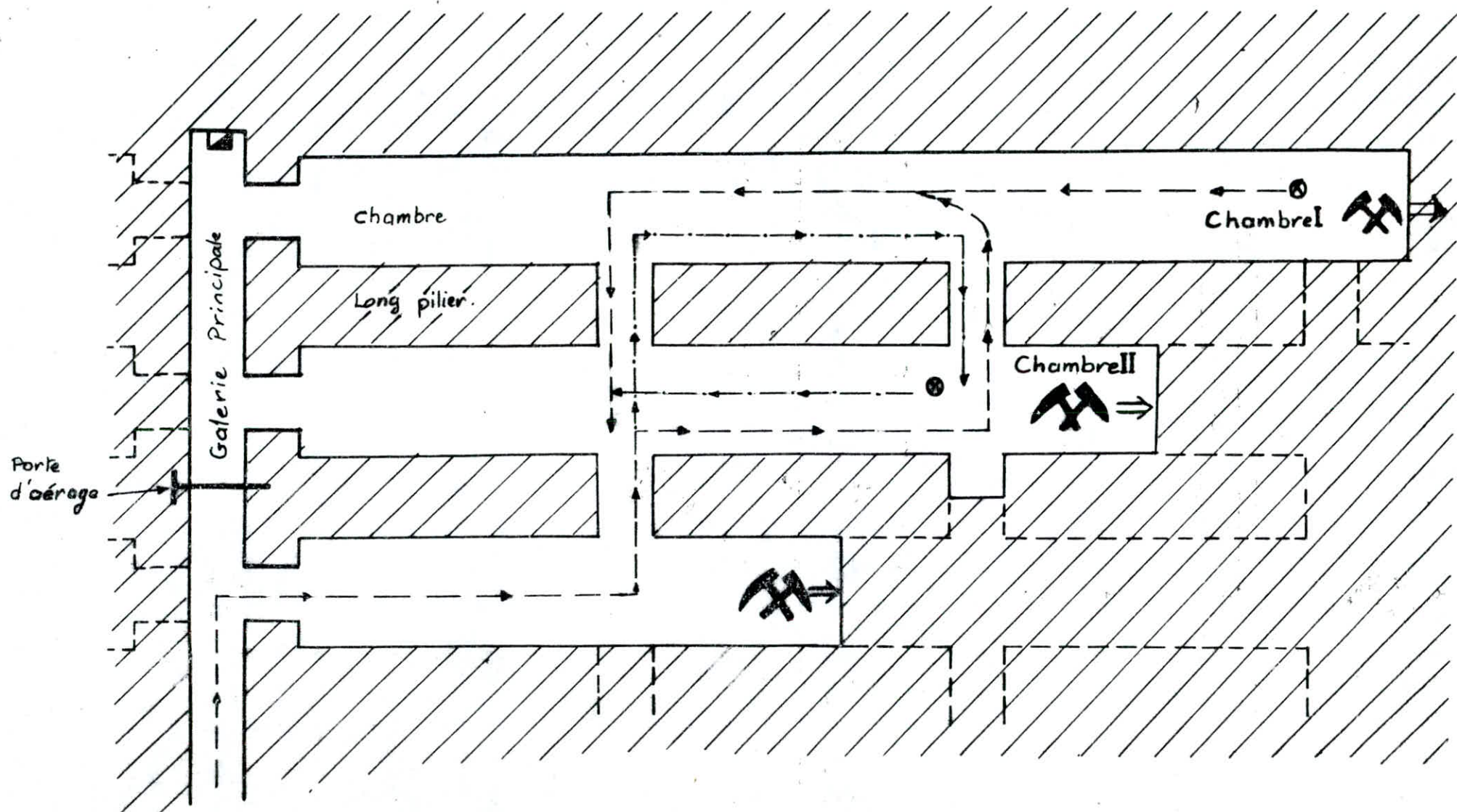


fig:14 Organisation du transport dans le chantier e 1:400

- : Itinéraire en cas de chargement en Chambre II
- : Itinéraire en cas de chargement en chambre I
- ⊙ : Point de chargement

En tout, ces deux distances sont estimées à 400m parcourues à 20km/h, d'où:

$$t_p = \frac{0.35 \times 60}{20} = 1.05 \text{ mn}$$

-Temps de parcours en route goudronnée t_g :

Elle est longue de 2km, la vitesse moyenne est de 60km/h, le temps de parcours est alors: $t_g = 2 \text{ mn}$

-Temps de manoeuvre, déchargement au niveau de l'usine:

Nous l'estimons à $t_{dech} = 1 \text{ mn}$ [13]

En considérant les parcours effectués deux fois pendant le cycle du camion, nous aurons en fin de compte son temps de

cycle: $t_{cc} = t_{ch} + 2t_p + 2t_g + t_{dech}$

$$t_{cc} = 14.4 \text{ mn}$$

Le temps de cycle du camion est alors: $t_{cc} = 15 \text{ mn}$

Donc d'après ces considérations le rendement d'un camion est de l'ordre de 8.5t/15mn ou 34t/h, or la production nécessaire est de 40t/h d'où la nécessité d'utiliser deux camions de 10t, surtout si l'on considère les cas limites: plus le front avance plus les distances de parcours augmentent, variations sensibles des vitesses ... ce qui peut engendrer des retards d'approvisionnement à l'usine. Avec deux camions, on travaille largement, même en cas de panne la production est maintenue.

-IV-6-ETABLISSEMENT D'UN CYCLOGRAMME.

C'est un résumé sous forme de tableau de l'ensemble des principales tâches effectuées par les mineurs durant le cycle de travail (poste) dans un chantier donné; dans ce tableau on fait apparaître la répartition de ces tâches durant le poste, leurs désignations, durées, ainsi que le nombre d'ouvriers respectifs... (voir tableau fig 15.).

Dans notre cas la production se fait en deux chantiers (chambres I et II) distincts mais voisins, l'un en

production proprement dite (abattage, chargement et transport...)
et l'autre en préparation (purgeage, foration des trous de mine...)
La définition ainsi que le chronométrage des différentes tâches
exécutées par les mineurs est la suivante:

-CHAMBRE I: ABATTAGE-CHARGEMENT-TRANSPORT.

-Chargement des trous à l'explosif et leur bourrage: Nécessite
au moins deux mineurs avec un temps d'exécution estimé à 30mn en
moyenne.

-Connexion de la ligne de tir, tir, aérage et pause: En basant
sur le temps d'aérage nécessaire pour la dilution des gaz nocifs
cette opération doit durer au moins 15mn, en même temps les mineurs
profitent de la pause.

-Chargement et transport: C'est
l'opération la plus longue, d'après le cycle du camion, de la
chargeuse et du volume de matériaux à déplacer on a évalué le
temps nécessaire à cette opération 5h 40mn avec un effectif de
trois mineurs dont deux chauffeurs de camions et un conducteur de
la chargeuse.

-CHAMBRE-II-: PURGEAGE-FORATION...

En même temps dans la chambre voisine de la chambre I, un autre
groupe de mineurs exécute les opérations suivantes:

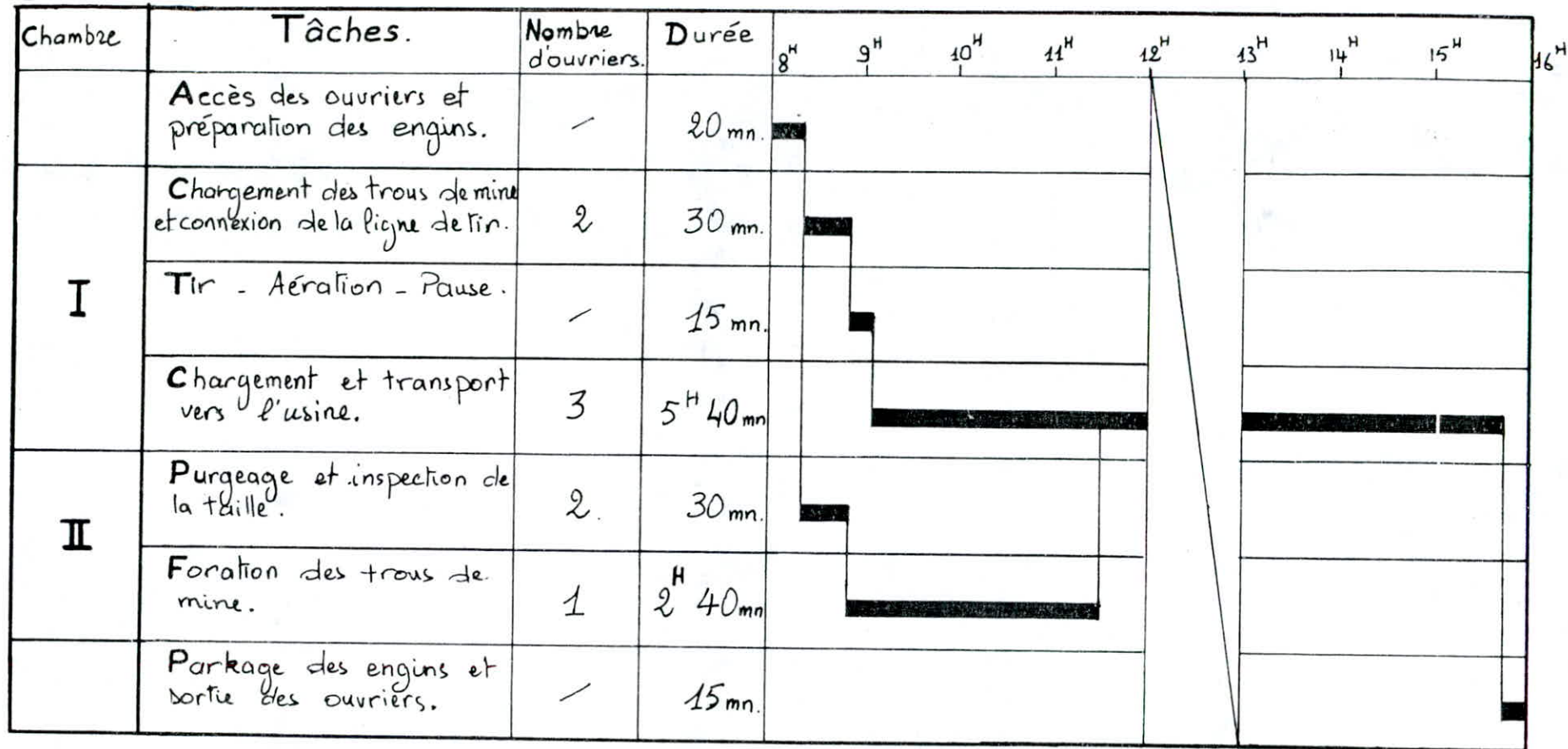
-Purgeage et inspection de la taille: Elle est nécessaire pour
assurer la sécurité des mineurs en travail, et des engins. Elle
dure en moyenne 30mn et elle est exécutée par 1 ou 2 mineurs selon
la largeur de la taille.

-Foration des trous de mines: C'est une opération assez longue
vu le nombre de trous (52), leur longueur (3m) et la vitesse de
foration (0,5 m/mn dans les roches de faible dureté d'après la
mine d'EL ABED).

D'après ces données, la durée de foration des trous est de 5,2
heures, opération qui ne nécessite qu'un seul mineur sur jumbo de
foration à deux bras, ce qui diminue la durée de foration de moitié

fig: 15.2

CYCLOGRAMME (1 poste.)



c'est à dire à 2h40mn Le cyclogramme ci-dessous doit expliciter la répartition de ces tâches tout le long de la durée du poste, ainsi que le nombre de mineurs nécessaire pour chacune d'elles (voir fig 15. .



Chapitre-5

V. 1. AERAGE.

Le but principal de l'aérage dans une mine souterraine, c'est de conserver le plus de temps possible les conditions atmosphériques normales à l'aide d'un courant artificiel ou naturel d'air frais.

Lors de son passage dans les galeries l'air frais est soumis à des transformations chimiques naturelles qui l'appauvrissent en oxygène et l'enrichissent en CO_2 et autres gaz toxiques résultants du tir, ajouter à cela la poussière et l'humidité, il est dit alors air viscié.

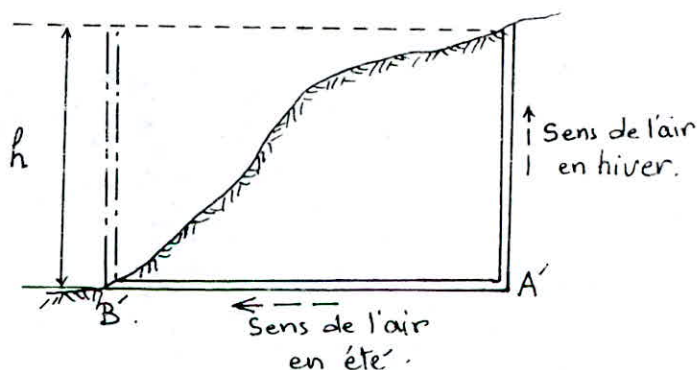
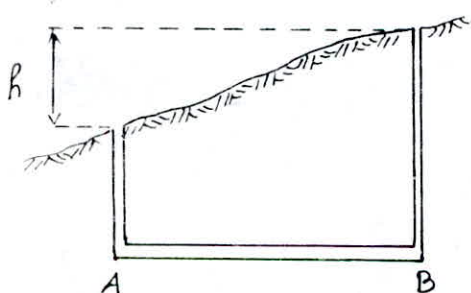
L'écoulement de l'air dans les galeries souterraines se réalise de deux manières:

AERAGE NATUREL:

Les conditions atmosphériques naturelles, température, pression, .. peuvent être à l'origine de l'écoulement de l'air entre deux points de la mine.

En effet quand la température de l'air augmente en un point donné A, par rapport à un point B, alors sa densité diminue et il se crée une différence de pression entre ces deux points qui provoque un écoulement de l'air du point B au point A.

C'est pourquoi dans les mines souterraines on essaie toujours de profiter de ce principe naturel par son étude afin de minimiser les frais d'aérage (généralement par une bonne disposition des ouvrages...) d'après les figures suivantes:



D'après [16] la dépression causée par l'aérage naturel est donnée par l'équation:

$$\Delta H_n = 0,45 \frac{h}{100} \Delta T$$

où:

h: Différence de côte entre la galerie la plus basse et le retour d'air au jour [m].

ΔT : Différence de température entre le fond et le jour [C].

L'aérage naturel va du chaud au froid, comme la température au fond est pratiquement constante on aura généralement un aérage montant en hiver et descendant en été (voir figures ci-dessus).

Mais ce type d'aérage a des inconvénients très difficiles qui font qu'on ne doit pas se fier uniquement à lui seul tels que:

-Difficulté de calculer la quantité d'air en écoulement car très sensible à la température et autres facteurs...

-Difficulté de prévoir toujours son sens.

-Insuffisance de la quantité d'air entrante dans la mine...

-La faiblesse de son activité pendant certaines périodes de l'année (printemps et automne).

C'est pourquoi il est toujours conseillé d'utiliser en plus l'aérage artificiel.

-AÉRAGE ARTIFICIEL:

Comme l'aérage naturel, il est lui aussi basé sur la création d'une différence de pression entre deux points de la mine à l'aide de moyens artificiels, les ventilateurs notamment...

En aspirant l'air ou en le soufflant, le ventilateur crée une différence de pression entre deux points et l'écoulement entre eux la vitesse de cet écoulement est fonction de la puissance du ventilateur, de la résistance des parois ...

L'aérage artificiel est surtout utilisé dans les galeries lors de leur creusement, il est dit alors aérage en cul de sac.

Dans notre cas la position de la mine au pied de la colline est très favorable à un aérage naturel, c'est pourquoi on a proposé en III-3 le creusement d'une cheminée verticale jusqu'au sommet de la colline et par un système de portes dans les galeries on fera que le circuit de l'air passe par les chantiers de travail.

Par manque de données, et vu le travail que ça demande nous ne ferons pas ici le calcul de l'aérage naturel mais nous conseillons toutefois d'avoir au moins un ventilateur de moyenne puissance qu'on placera par exemple devant la cheminée au fond, afin de réagir en cas de perturbation de l'écoulement naturel, ou pour compenser celui-ci; un autre ventilateur sera nécessaire pour les travaux en cul de sac.

-V-2_EXHAURE.

Du point de vue infiltration d'eau souterraines on prévoit pas de venues d'eau (voir II-5) on peut dire que le gisement est sec.

Mais toutefois il ne faut pas oublier les tempêtes saisonnières ou centenaires qui peuvent surprendre à tout moment et causer des infiltrations dans les chantiers souterrains par d'éventuelles failles, les cheminées aboutissantes au jour..., voir même par les galeries au jour (TB).

Nous recommandons alors de prendre les mesures suivantes:

-lors du creusement du TB principal l'exécuter avec un léger pendage (3 ou 4°) vers le jour.

-les orifices des cheminées au jour doivent être bien protégées des intempéries.

-les vieux travaux doivent être suffisamment séparés des travaux en cour par des stots de protection... .

V-3-HYGIENE ET SECURITE.

l'hygiène et la sécurité forment un ensemble de mesures à prendre à tous les niveaux afin de sauvegarder et la santé des travailleurs et le bon état des engins des ouvrages... en prevenant les incidents et les accidents de travail.

D'après leur origine, les dangers dans une mine se differentient en:

-Naturels: Inondations, Dégagement gazeux, Eboulement et glissement, coups de roche...

-Biologiques: Maladies dangereuses (silicose...).

-Technologiques: Explosif, mouvement des engins, rupture du soutènement, panne de ventilateur...

Et d'après leur manifestation, ils sont:

-Inopinés: C'est à dire imprévisibles et brusques, per exemple:

**Coup de roche.*

**coup de poussière.*

**Eboulement.*

**Incendies exogènes.*

**Inondations.*

**Coup de grisou, dégagement gazeux...*

**Dangers des explosifs, détonation d'une onde de choc...*

-Permanent:

**Radioactivite des roches.*

**Poussière contenant de la silice (silicose).*

**Gaz toxiques :CO₂,CO...*

**Minerai poiseux:Hg,Pyrite,Amiante...*

**Le bruit des engins.*

**Vibrations.*

-En combinaison:

Il existe des facteurs qui augmentent l'insecurite ou facteurs préjudiciables tels que:

*Obscurité.

*Humidité.

*Atmosphère.

Afin de prévenir les accidents tous les ouvriers et fonctionnaires tenus de suivre et de se souscrire strictement aux règlements d'hygiène et adoptés à cet effet par les autorités compétentes, c'est pourquoi nous croyons utile de rappeler ici les articles les plus importants du code des mines[5].

DISPOSITIONS GENERALES

-Art-1-3-Les travailleurs nouvellement recrutés doivent passer un cours afin d'apprendre les dangers, les risques et les mesures à prendre. Les mineurs doivent passer un stage de 6 jours et les ouvriers un stage de 3 jours, au terme desquels ils passent un examen.

-Art-1-4-Il est obligatoire d'avoir pour chaque unité un lieu d'affichage des règlements de sécurité...

-Art-1-5-Tout travailleur doit veiller à la sauvegarde de sa propre sécurité ainsi que celle de ses camarades de travail, il doit à cet effet des consignes et s'y conformer strictement:

-Signaler toute déféctuosité du matériel et des installations autres dont il a la charge à l'occasion de son travail.

-Eviter l'utilisation de machines ou engins ou équipements dont il ne connaît pas le risque

-Utiliser obligatoirement les moyens de protection individuels casques, bottes, bleu de travail...

-S'abstenir d'enlever, de modifier ou de déplacer un dispositif de sécurité ou tout autre moyen réservé à cet usage...

-S'abstenir de se faire remplacer ou de quitter son poste de travail

sans l'accord préalable de son chef.

-Le chef de poste doit connaître personnellement ses ouvriers son effectif.

-Le contremaître doit contrôler de lui même les différentes tâches des mineurs pour connaître leur attitude et leur respect du règlement.

-Art-1-9-Les carreaux des mines, minières et carrières, et autres exploitations à l'extraction minérale doivent être efficacement séparées des voisines par des murs, clotures ou fossés.

-Art-1-10-Nul ne peut pénétrer dans les locaux de la mine sans accord.

-Art-1-11-Les locaux de la mine doivent être bâtis de façon à faciliter une évacuation rapide des lieux.

-Art-1-13-Les surfaces des fenêtres des locaux doivent être supérieures ou égales à 1/6 de la surface du local.

HYGIENE

-Art-1-21-Assurer les mesures de désinfection et de protection contre les maladies contagieuses en période d'épidémie:

-L'aération des bâtiments doit assurer un débit de 15m³/min/pe

-Il faut assurer l'éclairage, le chauffage pendant les saisons froides.

-Installations sanitaires: 1cabine/10personnes est obligatoire.

-Art-1-35-La direction est tenue de mettre à la disposition du personnel l'eau potable.

-Art-1-37-Les ouvriers, travailleurs doivent être équipés de vestiaires, bain-douche, lavabo à eau courante.

-Art-1-38-Des serviettes et du savon doivent être garantis par la direction.

SECURITE

-INSTALLATION ELECTRIQUE AU JOUR:

Les installations électriques (schéma, équipement, protection...

doivent être conformes à la normalisation applicable par SONEGAS. D'après le règlement les mines sont des consommateurs de première catégorie, elles doivent être alimentées par deux lignes aériennes indépendantes; on doit avoir en plus un groupe électrogène de puissance au moins égale à la puissance du moteur d'aération et du moteur d'exhaure

-Art-127-Aucun travail ne doit être poursuivi dans une mine sans qu'il y ait avec le jour au moins deux communications par lesquelles puissent circuler en tout temps les mineurs occupés dans divers chantiers

-Art-140-Il est interdit de porter à la main la lampe, les outils doivent dans un sac (pour avoir les mains libres).

-Art-159-Dans les galeries qui sont étroites, il faut prévoir tous les 50m des refuges pour abriter au moins deux personnes.

-Art-160-Les galeries de transport actif doivent être éclairées.

-Art-205-Les ouvriers travaillant aux chantiers d'abatage et galeries doivent savoir exécuter le soutènement, surveiller la stabilité de leur chantier et ses abords immédiats pendant le travail et spécialement après le tir, Il ne doivent pas quitter leur chantier avant de s'être assurés de sa solidité.

-Art-216-La température dans les chantiers doit être maintenue entre 2 à 28 degrés C. La vitesse de l'air ne doit pas dépasser 8m/s dans les ouvrages où circule le personnel.

-Art-222-Toute porte d'aération doit se refermer d'elle même.

-Art-228-Le responsable d'exploitation minière doit tenir au jour un registre d'aération ou sont tenues au jour inscrites à leurs dates les constatations méthodiques ou occasionnelles relatives à l'aération. Un plan d'aération indiquant notamment le sens, le débit de chaque courant d'air, les stations de toutes les portes d'aération, les stations de jaugeage (de mesure).

Le registre et le plan d'aération sont visés chaque mois par l'ingénieur responsable des travaux d'aération et de fond.

CONCLUSION

Le sujet que nous avons abordé dans ce travail est d'ordre général, c'est à dire qu'il touche aux principales phases de la vie d'une mine souterraine; il est donc assez difficile de le mener sans rencontrer de problèmes

En effet malgré le nombre restreint de chapitres qu'on a essayé de traiter, nous avons fait face à des contraintes de différentes natures:

-Encadrement.

-Manque de données techniques: Carte topographique non complétée, Reconnaissance des terrains incomplète, Caractéristiques physico-mécaniques non réalisées...

-Autres: Manque de bibliographie, Absence de mine souterraine de gypse en ALGERIE...

Toutefois nous avons, dans la mesure du possible, essayé de traiter quatre principaux chapitres à savoir, la géologie, l'ouverture, l'exploitation et l'aérage, l'hygiène et sécurité.

Dans le chapitre géologie nous sommes arrivés à la conclusion que le gisement en question est attribué à la formation sédimentaire à stratification horizontale des couches de faible puissance d'âge Turonien et Cénomaniens (Ille Crétacé supérieur).

Du point de vue lithologie la formation est une succession de couches d'argiles, gypse et calcaires; quant à la tectonique et l'hydrogéologie, la première se manifeste localement par de faibles accidents disjonctifs ou plicatifs; et la deuxième son activité est presque absente.

Dans le chapitre ouverture, on a délimité les réserves estimées à 1,14 Mt (partie ouest 1Km) avec un défrêtement estimé, au moins à 65%, mais nous recommandons de revoir ce point une fois les données complétées; ces réserves ont été découpées en quatre quartiers de dimensions 400m x 100m, puis chacun est découpé en

deux panneaux de 100m x 200m entre lesquels passe le TB au jour.

Au chapitre exploitation, le plus important, on a commencé par le choix d'une méthode de dépilage adéquate, à savoir, la méthode par chambre et piliers abandonnés, après nous avons fait le calcul du dimensionnement des ouvrages (piliers et chambres) en utilisant trois méthodes différentes en conclusion desquelles on a opté pour des piliers carrés de 6m x 6m et des chambres de 8,5m de large ce qui fait un taux de récupération de 50% au moins, qu'on pourrait améliorer par attaque des piliers pendant la phase rabattante. Pour le plan de tir on a fait les calculs correspondants, nous avons proposé un explosif disponible en ALGERIE, et un bouchon en coin, ce choix pourrait être amélioré après des essais sur terrain; quant à la foration des trous nous proposons un jumbo à deux bras BOOMER H128.

Dans la partie chargement et transport on a fait le choix d'une chargeuse ou d'un camion correspondant au volume de production, nous avons proposé la chargeuse CATERPILAR 920c et deux camions SONACOME C260, la production étant faible 282 t/j, et en cloture nous avons établi un cyclogramme.

Enfin dans le chapitre V on a proposé de profiter de l'aéragé naturel par le creusement d'une cheminée verticale, sans toutefois oublier la nécessité d'un ventilateur pendant certaines périodes. Dans la partie hygiène et sécurité nous avons rappelé un nombre d'articles du code de sécurité minière.

A partir de ce qui précède, nous croyons avoir traité les problèmes les plus importants, mais toutefois nous proposons une révision, surtout pour le chapitre III, une fois les données complétées.

Ce sujet pourrait faire l'objet d'autres études complémentaires ou détaillées que nous espérons vont trouver dans celle ci des idées utiles, en outre on est ouverts à toute remarque qui la ferait enrichir et améliorer.

BIBLIOGRAPHIE

- [1]-SNMC.DREG. Rapport géologique final, recherches détaillées
Gisement NOUMERAT GHARDAIA 1976.
- [2]-SYNDICAT NATIONAL DES INDUSTRIES DU PLATRE.
Le plâtre, physico-chimie, fabrication et emplois.
364 pages. EDITIONS EYROLLES 1982.
- [3]-K.HERRMANN. Précis de forage des roches
291 pages EDITIONS DUNOD 1971.
- [4]-V.VIDAL. Exploitation des mines tome 3.
Méthodes, Energie, Services du jour.
595 pages EDITIONS DUNOD 1962.
- [5]-Cours d'exploitation souterraine 4^{ème} Année (Année Sc 89/90)
-Cours de sécurité 5^{ème} Année (Année Sc 90/91).
Dispensés par A.BOTEV.
- [6]-N.CHIBKA. Exploitation des gisements métallifères
240 pages Université d'ANNABA.OPU 1980.
- [7]-Méthodes d'exploitation des mines souterraines
Monographies d'exploitation souterraines.
Revue de l'industrie minérale Numéro spécial
Fev.1983. p 54-250.
- [8]-Dj.MERABET. Art des mines, travaux dirigés.
60 pages Université d'ANNABA.
- [9]-L.AOUADIA. Calcul des principaux paramètres d'exploitation
par chambres et piliers, partie spéciale.
thèse de fin d'études. Université d'ANNABA 1984.

-[10]- Cours de géotechnique 3^{ème} Année (Année 88/89).

Dispensé par M.WENDA.

-[11]- Guide Caterpillar, matériel et méthodes EDITION 2.

-[12]- Guide to underground mining, méthodes and application.

40 pages.ATLAS COPCO, STOKHOLM SWEDEN 1980.

-[13]-V KOVALENKO, N. AMBAR TSOUMIAN et K.M.LAHMER.

Exploitation des carrières 302 pages OPU 1986.

-[14]-E.TINCELIN. Le choix des méthodes d'exploitation dans les couches en plateau.

Annales des mines Avr.1983.p 11-26.

-[15]-Guide de l'ingenieur des mines Poradnik Gornika.

Wydawnictwo Slask, Katowice,tome 4, 1399 pages 1982.

-[16]-Revue de l'industrie minerale,les techniques N°7, 1987.

-[17]-Outils de perforation, SANDVIK COROMANT.

Exploitation en souterrain, 20 pages.

