

وزارة التربية الوطنية
MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT GENIE - MINIER



PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

ETUDE DU PROJET D'EXPLOITATION
DU GISEMENT DE GYPSE
DE RAS-FOUNIS
"GHARDAIA"
8 PLANCHES

Proposé par :

E.R.C.C

Etudié par :

BRAHIMI KARIM
MAOUCHE ZAKARIA

Dirigé par

M. D. S. H. CHABOU

PROMOTION

94

Dédicaces

A nos parents .

A nos frères et soeurs

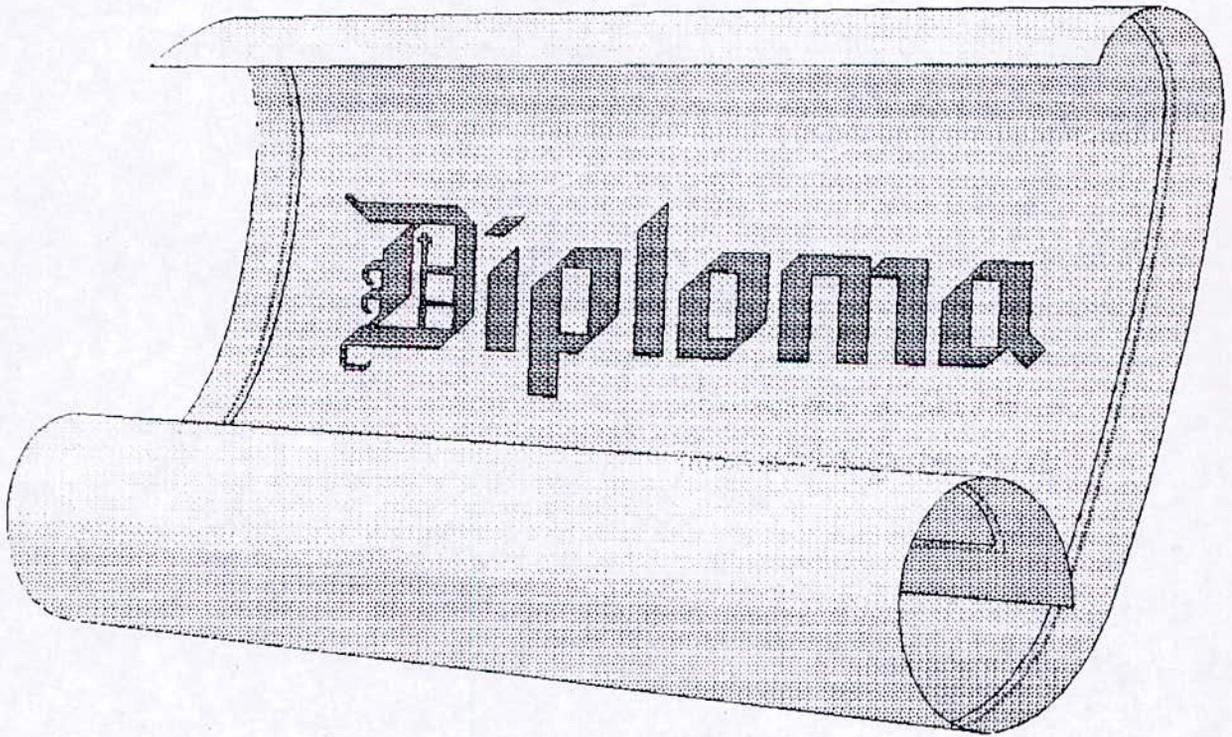
A tous ceux qui nous ont apporté leur soutien.

Brahimi

Karim

Maouche

Zakaria



AVANT-PROPOS



Cette présente étude a été réalisée au département Génie-minier de l'Ecole Nationale Polytechnique d'Alger, elle vient contribuer plus ou moins partiellement au développement du secteur de la construction dans la région de NOUMERAT(Ras-Fouinis) proposée par l'entreprise régionale des ciments et dernier des centre (E.R.C.C), ou a tenté dans un premier lieu avec les outils de travail disponibles(log de sondage), de déterminer la géologie de ce gisement de gypse de Ras Fouinis, chose qui n'était pas tâche facile vu la valeur des documents fournis.

On remarquera un manque de précision parfois dû aux manque de données, à la difficulté de choix ou au manque d'expérience sur le terrain (surtout au niveau du plan de tir).

De ce fait, on a estimé que cette présente étude, constituait seulement une approche, et non une étude très complète.

Qu'il nous soit permis d'exprimer ici nos remerciements à tous ceux grace auxquels nous avons pu établir ce travail.

Monsieur le Chef du département A.Ait Yahiatene, nous a ouvert, il y a trois ans, les portes du département qu'il dirige. Aujourd'hui, il nous fait le grand honneur d'être membre du jury. Malgré ses multiples responsabilités de recherches et d'enseignement, nous avons été très surpris plus d'une fois de la voir parfaitement au courant de notre travail. Il nous plairait de lui témoigner entre autres, notre respectueuse admiration pour la facilité à communiquer son savoir.

La direction de notre travail a été confiée à Mme S.M/Chabou professeur et présidente du conseil scientifique du département génie minier à l'Ecole Nationale Polytechnique ainsi que le Docteur A.Yadi. Ils furent des promoteurs soucieux comme le voudrait la bienveillance du formateur . Nous leurs devons de nous avoir orienté vers le bon chemin après nos timides tâtonnements au début de ce travail.

Nous exprimons nos vifs remerciements à l'ensemble des enseignants qui nous ont transmis leur savoir durant toutes ces années.

Qu'il nous soit permis d'évoquer les intéressantes discussions que nous avons eues avec nos camarades, notre pensée va en particulier à messieurs :

A.ZAIM, H.CHERIFI, N.MOUZAOU.

Table des matières

Introduction générale	1
Chapitre I	
Etude géologique du gisement	
I - Géologie régionale	4
II - Lithostratigraphie	4
III - Localisation géographique et infrastructure de la région	6
IV- Géologie locale	9
IV.1 -Introduction	9
IV.2 -Description des log de sondages	9
IV.3 -Classification des log de sondage d'après l'âge de la couverture	10
IV.4 -Description des niveaux de formations lithologiques concernées.	11
IV.5 -Etude de la morphologie des couches de gypse ...	13
IV.5.1. - Etablissement des corrélations géologiques à partir des sondages	13
IV.5.2. -Etablissement de la constante des isovaleurs du niveau 2	13
IV.5.3. -Corrélation entre les différentes coupes géologiques	13
IV.5.4. -Interprétation des constantes d'isovaleurs ..	14
IV.5.5.-Interprétation des coupes géologiques	15
IV.5.6. -Influence de la tectonique	17
IV.5.7. -Influence de la paléogéomorphologie du gypse	19
IV.5.8.-Couche de gypse concernant l'exploitation	19
Chapitre II	
Etude technico-minièrre du gisement	
I - Propriétés physiques	32

II- Propriété mécanique 32
 III- Indices technologiques 33

Chapitre III
Détermination du coefficient de découverte
et des contours la carrière

Introduction 39
 A - Etude de la stabilité du talus 39
 B- Détermination du coefficient de découverte 43
 B-1- Détermination du coefficient de découverte 43
 B-2- Méthodologie de travail pour la détermination
 des contours de la carrière 43
 B-3- Détermination des contours de la carrière avec $K_d = 1$
 B-3-1- Méthode du plan d'isopaches 47
 B-3-2- Méthode de pondération des puissances .47
 B-3-3- Méthode des coupes verticales 55
 C- Classification et estimation des réserves 57
 D- Faisabilité économique du projet 58

Chapitre IV
Travaux d'extraction

IV.A Système d'exploitation et ses éléments 61
 IV.B Conditions technico-minières de la carrière 64
 IV.C Travaux de découverte 66
 IV.D Travaux de forage des trous de mines 67
 IV.E- Travaux d'abattage des roches 68
 1- Nombre de chantiers d'extraction 68
 2- Calcul de la consommation spécifique en explosifs .
 3- Choix de l'explosif 71
 4- Organisation des travaux de tir 72

5- Elément du plan de tir	73
6- Calcul des éléments du plan de tir	73
7- Organisation de la charge du trou	76
IV.F Travaux de chargement	82
1- Généralités	82
2- Principaux paramètres des chargeuses	82
3- Choix du système de chargement	82
4- Détermination du volume nécessaire de la chargeuse et son rendement	83
IV- G- Les travaux de transport dans la carrière	86
1- Introduction	86
2- Choix d'un type de transport	86
3- Caractéristique des pistes	87
4- Aménagement des pistes stationnaires	87
5- Calcul du rendement des camions et leur nombre nécessaire	88

Chapitre V
Aspect économique du projet

I - Etude du marché	94
II- Etude technique	95
III- Etude économique et financière	95
IV- Etude du prix de revient prévisionnel	96
IV-1- Les frais fixes	96
IV-2- Les frais variables	97
IV-3- Les frais généraux	102
V- Evaluation des frais totaux et calcul effectif du prix de revient prévisionnel	103

— 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 essor 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 [2]) 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.

Valeur industrielle du gypse

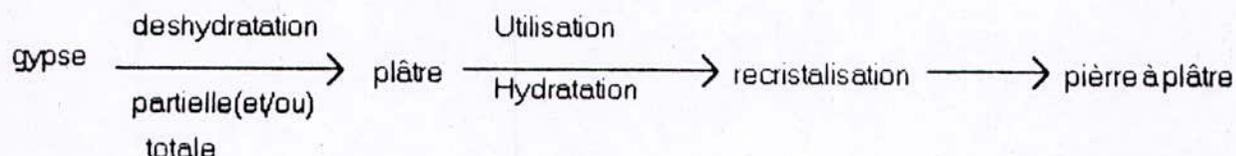
On estime que 90% de la production mondiale du gypse est destinée à la fabrication des liants, tout particulièrement le plâtre, et ce grâce à ses propriétés physico-mécaniques et technologiques qui en font un matériau moins onéreux et de large utilisation, parfois même d'une utilisation plus appropriée que le ciment.

Donc, pour ces besoins quotidiens de construction, l'homme ne cesse de développer les moyens techniques et technologiques adéquats pour l'extraction, le traitement et la fabrication finale des matériaux de construction dont le plâtre.

Notre pays, pour sa part a montré beaucoup d'intérêt pour les matériaux de construction, en ouvrant plusieurs carrières et usines de traitement, parmi lesquelles on trouve la carrière de gypse Noumerat "GHARDAIA" qui appartient à l'usine de plâtre "PLATNA" laquelle est sous la tutelle de l'entreprise des ciments et dérivés du centre (ERCC).

L'utilisation directe du gypse consiste donc à la fabrication de plâtre, suivant la simple opération de déshydratation.

Le cycle de transformation du gypse :

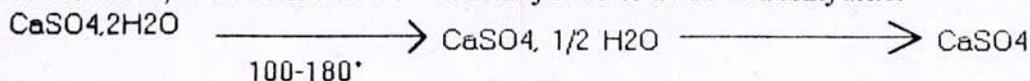


a - La déshydratation partielle (100 à 180°) : Il en résulte un plâtre avide d'eau appelé hémihydrate ($\text{CaSO}_4, 1/2 \text{H}_2\text{O}$).

Ajout d'eau → adsorption → fixation → cristallisation → pierre à plâtre essentiellement du sulfate de calcium hydraté)

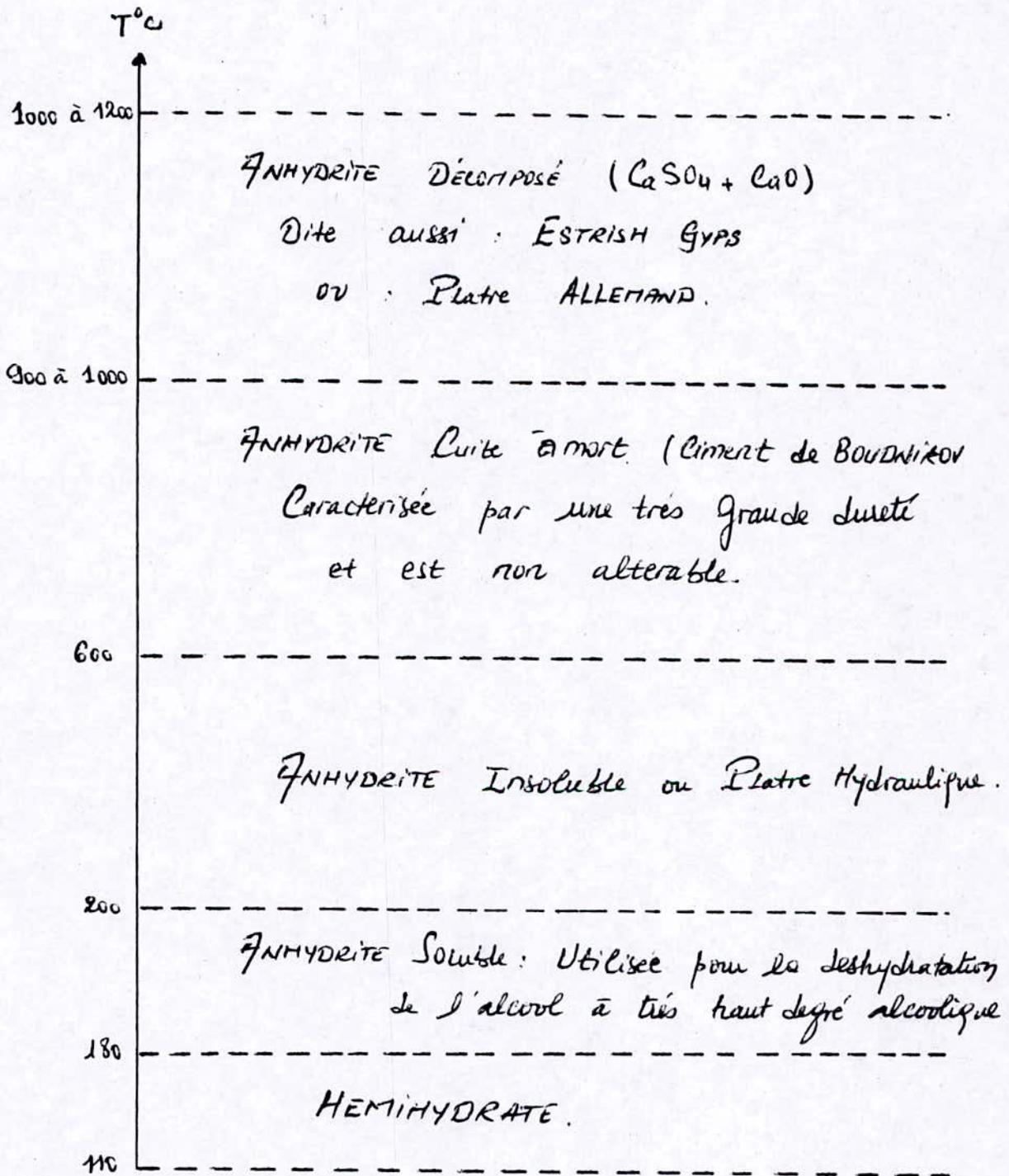
b - déshydratation complète : (180° - 600°) : il en résulte un plâtre complètement déshydraté appelé anhydrite (CaSO_4) il est insoluble et possède une réactivité à très long terme, c'est un agent presque inerte .

Le plâtre ordinaire résultant de ces deux transformations est appelé plâtre β , c'est un plâtre de construction, il est formé de 70 % hémihydrate et de 30% d'anhydrite.



plâtre β = 70% ($\text{CaSO}_4, 1/2 \text{H}_2\text{O}$) + 30% (CaSO_4)

En ce qui concerne les plâtres spéciaux ou à valeur ajoutée, ils sont fabriqués sous haute pression et (température) de manière à améliorer les caractéristiques physiques du plâtre connu sous le nom de plâtre α ; par exemple, si on considère seulement la température comme paramètre variable, on pourra mettre en évidence le tracé suivant:



CHAPITRE (I):

ETUDE GEOLOGIQUE DU GISEMENT.

CHAPITRE I

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 $\text{CaSO}_4, 2\text{H}_2\text{O}$, exploitables à ciel ouvert, ces réserves sont réparties sur 7 terrains autour de l'usine dans la région de Noumérat [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.

III- LOCALISATION GEOGRAPHIQUE ET INFRASTRUCTURE DE LA REGION:

- La région de Noumerat est localisée:
- entre les lignes longitudinales (39°-40°) Est
 - entre les lignes de latitude (32°-32.5°) Sud. (voir esquisse E2).

Aussi elle se localise à 20 kms au sud du centre ville de GHARDAIA, laquelle est située à 620 kms au sud d'ALGER, sur la route nationale ALGER-EL GOLEA (voir esquisse E1). et (fig: 2)

Son relief est représenté par un plateau rocheux avec des collines isolées, ou de chaînes de collines plates; avec des pentes abruptes et des côtes de 20 à 60 mètres . La ville de GHARDAIA, l'agglomération de METLILI , et l'usine de plâtre "PLATNA" sont reliées par des routes goudronnées; quand à la liaison entre l'usine et la carrière, elle est assurée par :

- 3 kms de routes goudronnées.
- Prés d'un (1) km de piste (relativement praticable, mais doivent être renouvelées).

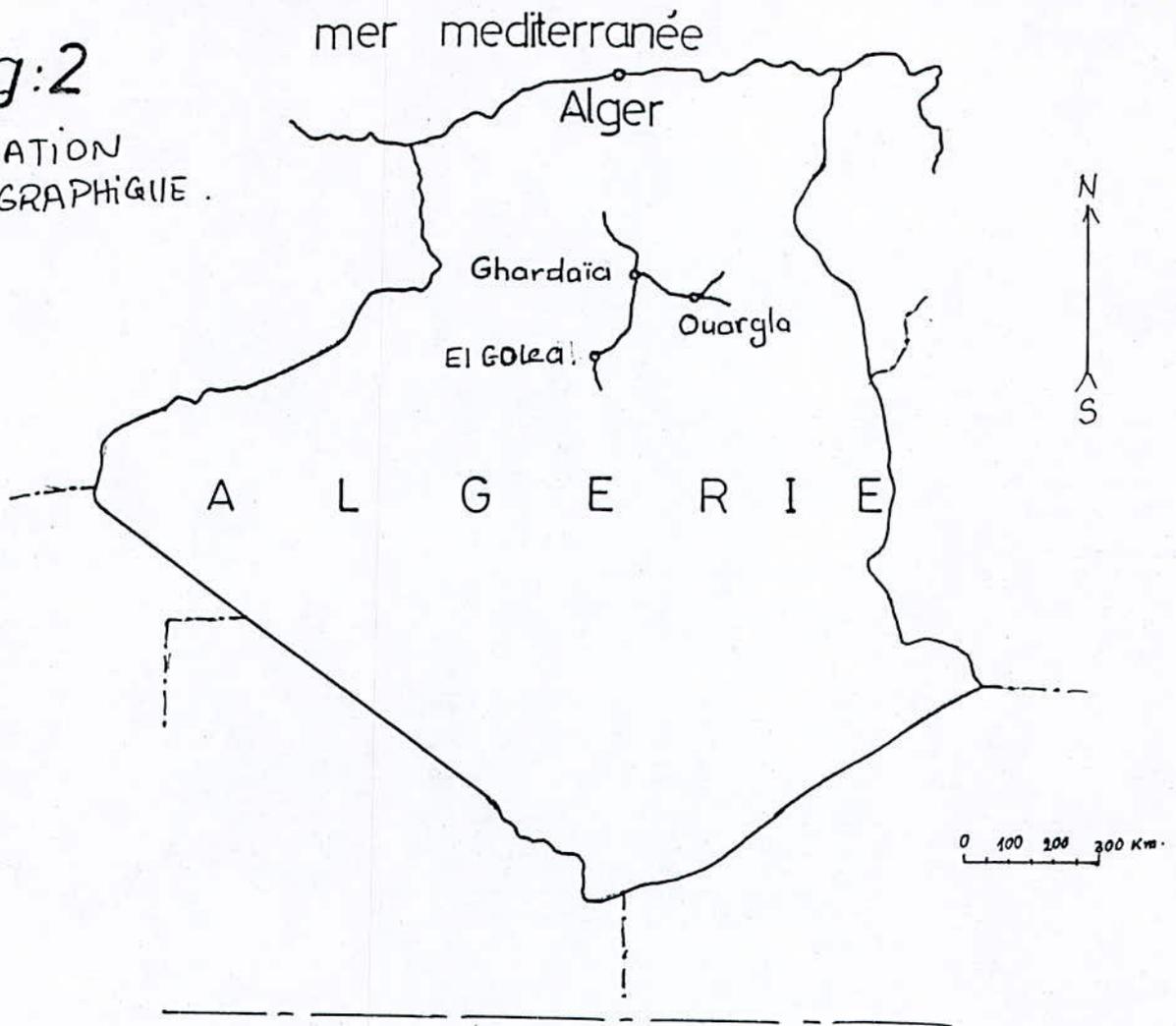
Non loin de l'usine passe une ligne de haute tension. Le climat y est continental, chaud et aride; la végétation est presque absente, sauf dans les zones irriguées (oasis: EL ATTEUF, BOUNCOURA, GHARDAIA ville, METLILI ...).

Les conditions d'approvisionnement en eaux sont difficiles, car les seules sources d'eaux dans la région sont les puits artésiens; les lits des oueds étant secs, et la nappe aquifère se situe à la profondeur de 10 à 100 mètres.

(d'après les observations durant les travaux de prospection).

fig:2

S SITUATION GEOGRAPHIQUE.



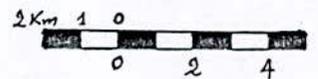
GHARDAÏA

Légende:

 : route goudronnée.

RN : route Nationale.

Echelle : 1:200 000



N O U M E R A T

Usine de Plâtre

Carrière de Gypse

RAS FOUNIS

METLILI

RN → Vers OUARGLA.

RN
Vers EL .GOLEA.

I - GEOLOGIE REGIONALE:

La région de GHARDAIA, où se situe le district de Noumerat, est située sur des formations d'âge crétacé supérieur.

Ces dernières s'étendent suivant une assez large bande, depuis le nord de GHARDAIA (environ 80 kms plus au nord) jusqu'au bassin de TADMAIT (environ 500 kms au sud). Voir les esquisses géologiques E1 et E2.

Le crétacé supérieur existant se présente sous forme de deux âges, à savoir:

- Le crétacé supérieur marin (Cs): occupant généralement la partie centrale.
- Le crétacé moyen: représente essentiellement par le Turonien (Ct), occupant essentiellement la partie ouest, sur laquelle est située la région de Noumerat; et où apparaissent aussi des dépôts éparpillés de petites formations du crétacé supérieur marin (Cs).

Ces formations crétacées sont entourées par des formations d'âge quaternaire, représentées par :

- le Pontien (Pc) (miocène supérieur), vers le Nord.
- le Mésozoïque anté-cénomaniens, vers le Sud.

sans oublier les deux grands ergs dunaires : l'Erg occidental et oriental.

II - LITHOSTRATIGRAPHIE:

La connaissance des formations composant le terrain de GHARDAIA n'a pu être mise en évidence qu'après la réalisation des forages (sondages) pétroliers dans la région de MZAB et les terrains voisins.

C'est ainsi que les formations d'âge secondaire (Fig 1) montrent la succession suivante:

- * Au Trias: une alternance de carbonates, d'argiles et d'anhydrites.
- * Au Jurassique: on a essentiellement une alternance d'argiles, carbonates, d'anhydrite et de quelques combinaisons de ces composantes.
- * Au crétacé: On a essentiellement des carbonates, des argiles, des marnes, des grès et du gypse.

Les formations gypsifères qui nous intéressent montrent un sérieux problème de leur représentation dans le temps; c'est ainsi que :

* Selon les résultats des travaux de Busson, G, 1956; ces formations seraient d'âge Cénomaniens, d'origine lagunaire en alternance avec des niveaux marins et marqueraient ainsi un milieu confiné.

* Selon le log-sondage MD2 effectué par La SONATRACH dans la région de MZAB en 1975, les formations de gypse seraient d'âge turonien toujours d'origine lagunaire en alternance avec des niveaux marins marquant ainsi un milieu confiné.

Figure : 01

Représentation des formations rencontrées Au Secondaire.
 = d'après : MD2 ; SONATRACH, 1975 =

SECONDAIRE (MESOZOÏQUE)	Crétacé	Turonien	- Dolomies - marmes - bancs de Gypse - calcaire massif - Marmes et craies		
		Cenomanien	- Débris. - Calcaire Compact. - Argiles vertes à gypse. - Calcaire dolomitiques - Argiles vertes à gypse.	préssumé lagunaire avec des niveaux marins (milieu Confiné).	
		Albion	- sables grès fins, pelites et argiles avec intercalation carbonatée.		
		Aptien	- Dolomies, Calcaire - grès. - Argiles (vertes, grises, bages).	Sédimentation lagunaire avec une grande homogénéité de faciès (puissance)	
		Barrémien	- bancs Carbonatés - petits lits de lignites - Grès Arkosique	Sédimentation en milieu marin.	
		Maastrichtien	- calcaire, dolomies, Argiles - Marmes - Calcaire, Argiles, marmes, bancs d'Anhydrite, Calcaire, Calcaire argileux, et dolomies	Sédimentation en milieu marin (parfois lagunaire) Caractérisée par une Transgression Soudée par une grande immersion marine.	
		Jurassique	Jurassique Sup	- dolomies, Argiles (grise, verte, rouge) avec bancs d'Anhydrites.	
			Kimmeridgien	- Sables et Calcaires bancs Carbonatés, Anhydrites grès, et Argiles - Calcaires dolomitique, Anhydrite.	
			Dogber - Bathonien	- Argile et Anhydrite - Calcaire dolomitique, dolomies avec alternance de marme. - Argiles - Calcaire dolomitique, dolomies avec alternance de marmes, Anhydrite	milieu marin peu profond, avec une regression au Bathonien.
			Trias Salifère	- Anhydrite, sel gemme, Argile - Argile, sel gemme, Anhydrite - Dolomie, Argile, Anhydrite.	Le milieu de sédimentation était un Golfe à fond très plat; à l'écart des grands courants marins.
	TRIAS	Trias Gresoux	- bancs Carbonatés. - Anhydrite, et sable (feldspathique) - Argile - Illites, Kaolinites, présence de minéraux lourds (Apatites) - Sables.		

IV- GEOLOGIE LOCALE:

IV-1- INTRODUCTION:

L'étude de la géologie locale est basée sur l'interprétation des résultats des deux campagnes de prospection 1974 et 1994.

Le nombre total des sondages de prospection pour cette partie Est du terrain n° 4, gisement de RAS FOUINIS est de 24 sondages répartis en :

- 13 sondages de la campagne 1994, avec un métrage total de 267.4 mètres et une côte moyenne de 462 mètres.

- 11 sondages de la campagne 1974 avec un métrage total de 137.9 mètre et une côte moyenne de 462 mètre.

Les objectifs de la campagne de prospection 1994 ont été de:

1- Vérifier l'hypothèse du prolongement de la couche de gypse sous la colline , en effectuant des sondages dans le versant Sud de cette dernière. (Sondage S43-94 et S44-94).

2- Resserer la maille de prospection, dans le but de recueillir plus d'informations pour la mise en oeuvre d'une exploitation rentable. (réserve précise, forme précise, stabilité ...).

D'autre part, le gisement est affecté par une tectonique disjonctive représentée par un ensemble de failles qui se répartissent en deux familles :

- 1ere famille: orientée (E-W) (NNW-SSE) (NW-SE).
- 2 eme famille: orientée (NE-SW).

IV-2- DESCRIPTION DES LOG-SONDAGE:

Mis à part les sondages: S28/94, S10/94, S44/94 et S43/94, tout les autres sondages ont recoupés la couche de gypse permettant ainsi de rencontrer une puissance qui varie entre (1,2 à 8,2) m. (voir les coupes de corrélation).

En plus du gypse, les sondages ont recoupés des formations très variés et différentes d'un sondage à un autre marquant la présence d'intercalations faisant apparaitre une discontinuité du corps gypseux.

Du point de vue représentativité des sondages, on estime que le taux de récupération des sondages (campagne 94) est acceptable. Il varie de 50% à 88.11%, avec une moyenne de 65.27%.

REMARQUES:

1- Les deux sondages S43-94 et S10-94, ne laissent pas apparaitre des couches de gypse; néanmoins elles présentent des zones de broyage avec traces de gypse. Les zones de broyage suggèrent l'hypothèse que le sondage est situé à proximité d'une faille.

2-Le sondage S28-94 ne laisse apparaitre lui aussi aucune couche de gypse; il se distingue par la puissance considérable de sa couverture quaternaire, et de l'homogénéité des formations sous-jacentes.

3- Le sondage S44-94 ne présente pas de couches de gypse.

IV- 3- CLASSIFICATION DES LOG DE SONDAGES D'APRES L'AGE DE LA COUVERTURE:

Cette classification a pour but de déterminer les surfaces ayant une même géochronologie de formation ; chose qui nous permettra ; plus tard ; de prendre cette classification comme référence dans l'orientation de nos coupes géologiques.

On distingue d'après l'âge et la nature du faciès de la couverture des couches de gypse, trois grandes familles:

1- DEPOTS QUATERNAIRE: Représentés par des sables et des éboulis (débris de calcaires et de marnes).

Sondages:

S01,S04,S08,S26 de la campagne 94.

S102,S103,S104,S106 et S111 de la campagne 74.

2-FORMATIONS D'ARGILES ET D'ARGILES GYPSEUSE SURMONTEES PAR DES SABLES DUNAIRES:

Sondages:

S05 et S06 : 94

S28,S38,S101,S107,S108 et S110 : 74

3-DES ALTERNANCES DE CALCAIRE-MARNEUX ET D'ARGILES:

Sondages:

S02,S03 et S07: 94

IV-4- DISTINCTION DES NIVEAUX DE FORMATIONS LITHOLOGIQUES CONSIDEREES:

L'étude des log sondages, appuyée par les constatations faites sur le terrain, a permis de mettre en évidence trois niveaux distincts; de bas en haut :

Niveau 01: Il constitue le mûr des couches de gypse ou le niveau inférieur. Il est représenté généralement par des argiles plastiques verdâtre à grisâtre, parfois en contact direct avec les couches de gypse, d'autre fois surmontées par des couches marneuse. Ces argiles plastiques ont représentées un faciès de référence pour l'arrêt de foration des sondages.

Du point de vue exploitabilité, ce niveau ne représente pas de matériaux valorisables.

Niveau 02: C'est le niveau intermédiaire; il est représenté par des formations gypseuses recoupées dans certains cas par des intercallations de nature différentes. (sondage S01-94, S03-94 et S06-94) et des sondages S28, S108, S111, S103, S110, S101 et S102.

Ce niveau est rapporté au turonien; il représente le niveau le plus intéressant, puisqu'il contient en son sein les couches gypseuses valorisables

La nature des intercallations, ainsi que leur puissance, influent directement sur la considération de la puissance de la couche de gypse puisqu'on a considéré que les intercallations de nature carbonate dont la puissance est inférieure à 0.4 mètre sont considérées non pas comme des stériles, mais comme faisant partie intégrante de la couche de gypse exploitable, ex: sondage S102-74 et S28-74; d'où la puissance moyenne pondérée est égale à 6.12 mètres avec un maximum = 8.2 mètre et un minimum = 1.2 mètre.

Ce niveau fera donc l'objet d'une étude plus approfondie en vue de déterminer la morphologie et la quantité de réserves exploitables du gisement.

Niveau 03: Il représente le niveau supérieur, d'âge Turonien et est représenté par des couches carbonatées (calcaire, dolomie, calcaire dolomitique) occupant le sommet de la colline. Ces dernières pourraient faire l'objet d'une valorisation pour la production d'un certain type de plâtre pour des usages très spéciaux; en fait on cherche à produire de la chaux qui serait susceptible à la fabrication ; plus facile et plus rapide du plâtre allemand; à une haute pression et de température élevée (900 à 1200) °C.

sondage	coordonée X	coordonée Y	côte absolue	côte du 1er toit	côte du 1er mur	côte du 2émè toit	côte du 2émè mur
S01-94	15	29,4	478,34	478,34	476,54	474,14	473,54
S02-94	14,2	23,4	493,58	477,78	474,48	-----	-----
S03-94	22,4	27,1	481,48	472,58	469,18	467,88	466
S04-94	31	30,75	476,5	475	468,5	-----	-----
S05-94	34,85	28,8	478,64	471,84	467,44	-----	-----
S06-94	53,25	22,1	479,51	475,01	469,21	468,71	467,51
S07-94	52,6	26	474,95	470,55	462,35	-----	-----
S08-94	57,2	24,6	475,95	471,35	468,55	-----	-----
S10-94	66	18,1	485,89	-----	-----	-----	-----
S26-94	52,1	29,9	472,5	469,1	465,7	-----	-----
S28-94	51,7	33,5	470,5	-----	-----	-----	-----
S43-94	-----	-----	515,13	-----	-----	-----	-----
S44-94	37,85	8,45	509,08	-----	-----	-----	-----
S28-94	23	28,65	479	474,7	466,9	465,7	464,5
S38-94	24,5	34,75	472,7	469,0	467,7	-----	-----
S101-94	61,3	2,7	477,8	473,9	468,4	467,5	465
S102-94	58	37,8	472,7	468,9	466,4	465,8	464
S103-94	38,2	30,15	475,5	474,9	469,5	468	465
S104-94	59,3	30,5	473,1	469,6	466,1	-----	-----
S106-94	57,2	43,45	471,7	466,3	462,9	-----	-----
S107-94	47,7	23,5	479,2	468,4	467,2	-----	-----
S108-94	8,9	27,7	478,6	474,9	468,4	467,6	464,1
S110-94	43,5	28,4	475,5	473,5	467	466,2	464,4
S111-94	8,9	29,7	476,9	474	470,7	470	467,9

IV- 5- ETUDE DE LA MORPHOLOGIE DES COUCHES DE GYPSE:

Le gypse s'étend sur une vaste superficie; cependant malgré cette grande étendue, les seuls gisements de valeur industrielle sont ceux du district de Noumerat.

Pour une meilleure connaissance du gisement en vue d'une éventuelle exploitation , il s'est avéré nécessaire de recueillir plus d'informations sur la morphologie du gisement, chose qui conditionnerait le choix de la méthode d'exploitation.

La campagne de prospection 1994 est venue compléter celle de 1974 dans le but de répondre à cette nécessité, en resserrant la maille de prospection; cependant celle-ci n'a pas conservé une forme régulière, chose qui fait que l'établissement des coupes géologiques n'a pas toujours respecté une même direction.

IV-5-1- ETABLISSEMENT DES CORRELATIONS GEOLOGIQUES A PARTIR DES SONDAGES:

L'élaboration des coupes géologiques a été faite sur la base de :

- La direction par rapport à la colline: de sorte qu'on a choisi essentiellement deux directions distinctes:

* direction Normale au Versant de la colline: N-S.

* direction Parallèle au Versant de la colline: E-W.

- Type et nature du recouvrement : on a choisi des sondages présentant un même de recouvrement pour l'établissement d'une coupe géologique .
(voir le plan topographique et les différentes coupes C1 à C11).

IV-5-2- ETABLISSEMENT DE LA CARTE D'ISO-PACHE DU GYPSE (ISO-VALEURS) DU NIVEAU 02:

L'établissement de ce plan est basé sur le simple report des puissances de la couche de gypse à travers le log de sondage sur le plan. L'extrapolation des puissances similaires a permis de mettre en évidence la morphologie du gisement .

concernant les intercalations de natures différentes avec le gypse, on a considéré comme intercalation stérile tout corps non carbonaté, dont la puissance est supérieure à 0.15 mètre, et tout corps carbonaté dont la puissance est supérieure à 0.4 mètre. Ces limites sont relatives ; car cela dépend essentiellement des conditions géologiques, techniques et économiques de l'extraction ; ainsi que du produit fini et les éléments susceptibles de le produire.

IV-5-3-CORRELATION ENTRE LES DIFFERENTES COUPES GEOLOGIQUES:

L'analyse des différentes coupes a permis de mettre à l'évidence le caractère ondulatoire de la couche de gypse. Aussi la présence des intercalations stériles en alternance a laissé entrevoir deux couches de gypse distinctes:

Une couche supérieure: représentée par des épaisseurs importantes, limitée en haut par la frontière séparant le niveau 02 du niveau 03, et vers le bas par la première intercalation stérile et dans le cas échéant par le niveau 01.

Une couche inférieure: elle n'apparaît que dans certains sondages; elle est située au dessous de la première couche, avec des puissances assez faibles, elle a pour mur la limite supérieure du niveau 01 et pour toit la base de l'intercalation stérile.

la variation de faciès des intercalations stériles, et leurs morphologies lenticulaires a nécessité une interprétation graphique basée sur des corrélations des logs de sondages pour la détermination du comportement des couches de gypse.

Cette interprétation graphique résulte de l'analyse du comportement des intercalations stériles, car on constate que ces dernières n'apparaissent pas d'une manière continue, d'où l'hypothèse du caractère lenticulaire.

Le problème qui se pose est: comment déterminer le lieu de biseau? La solution à ce problème est l'exploitation des deux notions suivantes:

* La zone d'influence d'un sondage: on considère un sondage est représentatif jusqu'à un point situé à mi distance du sondage suivant d'où chaque intercalation ne possédant pas une continuité apparente sur toute la coupe géologique se verra biseauter à mi distance du sondage voisin.

* Les similitudes macroscopiques des sondages; basée sur la ressemblance de faciès du recouvrement des sondages voisins.

Ainsi, par exemple, dans les corrélations géologiques des sondages S103, S102, S104 et S101 (74), la couche de gypse présentait une intercalation dont la nature était plus voisine de celle du mur que de celle du toit; ce qui permet de supposer à ce niveau un biseau.

IV-5-4-INTERPRETATION DES CARTES D'ISO-VALEURS:

1- Carte d'iso-pache de la couverture: Cette carte montre une augmentation de la puissance de la couverture du nord (où elle est minimale) vers le sud (où elle est maximale). Cette augmentation se fait d'une manière continue et régulière (suivant un angle de 70°) (voir la carte P1).

2- Carte des iso-bathes du toit de la 1ère couche minérale: Cette carte montre une surface d'un toit très ondulé, du fait de la variation continue des côtes de ces points d'Est en Ouest comme du Nord au Sud. On observe deux (02) régions de sommets: l'une très à l'Ouest allant jusqu'à 478.5 mètres et l'autre très à l'Est; remontant jusqu'à 474.4 mètre (voir la carte P2).

3-Carte des iso-paches de la 1ère couche minérale: Cette carte soutient fortement la carte des iso-profondeurs, puisqu'on met en évidence deux sommets dans la même région que dans le cas des iso-profondeurs, un sommet très à l'Ouest allant jusqu'à 7.8 mètres de puissance; et un deuxième sommet à l'Est atteignant 8.2 mètres. Aussi, on note des élévations de puissance du côté Est, mais il faut plus de sondage dans cette partie pour en conclure. (voir la carte P3).

4-Carte des iso-paches de la 2eme couche minérale: Cette carte met en evidence cinq (05) corps gypseux séparés les uns des autres par des stériles. Ces corps sont de faible importance économique dans certaines zones, du fait de la faible puissance qu'ils présentent (0.6 -- 3.5) mètre. Ces corps sont séparés de la 1ere couche minérale par du stérile dont l'épaisseur peut atteindre (0.7 -- 1.8) mètre (voir la carte P4).

Remarques:

1- Le corps minéralisé de la 1ere couche apparait tres ondulé tandis que la forme du deuxieme corps minéralisé apparait sous un aspect lenticulaire

2- Pour la partie Est, en son côté Nord, nous remarquons que le sondage S28-94 pose de sérieux problèmes pour l'interprétation; d'où la nécessité d'ajouter à nos informations au moins un sondage de ce côté.

IV-5-5-INTERPRETATION DES COUPES DE CORRELATION GEOLOGIQUES:

* COUPES PERPENDICULAIRES AU VERSANT NORD DE LA COLLINE:

- **Coupe C1:** Elle représente deux (02) couches de gypse séparées par une intercalation de calcaire argileux; la couche supérieure est continue, mais elle se retrecit du côté Nord, alors que la couche inférieure présente relativement une même puissance.

- **Coupe C2:** Elle représente deux (02) couches de gypse divisées par une grande faille d'orientation (E-W) ; du côté Sud, elles sont séparées par une petite couche d'argile; et du côté Nord, par une couche d'argile silteux.

- **Coupe C3:** Elle représente deux (02) couches de minéralisation; la couche supérieure est continue mais se retrecit des deux côtés Nord et Sud, et elle est maximale du côté du sondage S28-74; une petite couche de calcaire dont la puissance est supérieure à 0.4 mètre de forme lenticulaire, sépare la couche supérieure de la couche inférieure; cette dernière se biseaute et présente une forme lenticulaire.

- **Coupe C4:** Elle représente deux couches de gypse, une couche inférieure limitée, qui se biseaute en forme lenticulaire jusqu'au sondage S07-94; elle est séparée de la 1ere couche supérieure par une intercalation argileuse se biseautant elle aussi du côté Sud, la couche supérieure est continue et possède des puissances considérables jusqu'au limites de la 1ere faille orientée (NNW-SSE) où elle disparaît complètement du côté Nord au voisinage du sondage S28-94.

- **Coupe C5:** Elle représente un terrain très accidenté; du côté Sud, au voisinage du sondage S101-74, on distingue deux couches de gypse de puissance appréciable séparées par une intercalation carbonatée dont la puissance atteint 1 mètre, jusqu'aux limites de la 1ere faille d'orientation (NNW-SSE) .Partant de cette faille jusqu'au limite de la 2eme faille orientée (NNE-SSW), en passant par le sondage S104-74, cette coupe montre une seule couche de gypse de cette faille jusqu'aux limites de S106-74. On distingue, de nouveau, deux (02) couches de gypse séparées par une intercalation calcaire. (= 0.7 mètre) lenticulaire jusqu'au mur de la couche de gypse du sondage S106-74.

* COUPES PARALLÈLES AU VERSANT NORD DE LA COLLINE:

- **Coupe C6:** Elle représente deux (02) couches de gypse séparées par une intercalation de calcaire argileux en forme lenticulaire jusqu'aux limites du sondage S38-74. La couche supérieure est continue mais se rétrécit du côté NE, la couche inférieure se biseaute sous forme de lentille jusqu'au mur de la couche gypseuse présentée par S38-74.

- **Coupe C7:** Elle présente du côté Ouest, deux couches de gypse jusqu'aux limites de la faille orientée (NE-SW); la couche supérieure est continue et peut atteindre des puissances considérables, mais elle se rétrécit du côté Ouest. Aussi, nous distinguons deux petits lits inférieurs se biseautant en lentille avec de faibles puissances. Des limites de la faille citée jusqu'aux limites de la 2ème faille d'orientation (NNW-SSE), on distingue une seule couche de gypse continue avec des puissances considérables se rétrécissant du côté Est.

Puis de la limite de cette faille jusqu'aux voisinages du sondage S101-74, deux couches de gypse réapparaissent séparées par une intercalation de calcaire argileux gypseux.

- **Coupe C8:** Elle présente trois parties:

- **Partie OUEST:** Allant du sondage S03-94 jusqu'aux limites de la 1ère faille orientée (NNW-SSE), on distingue deux couches de gypse; la couche supérieure est continue et conserve une puissance relativement constante. Elle est séparée par un intercalaire calcaire lenticulaire de la couche inférieure, laquelle se biseaute aussi en lentille jusqu'aux limites du mur de la minéralisation du sondage S05-94, et réapparaît associée à des lits stériles dans le sondage S110-74.

- **Partie CENTRALE:** Allant de la limite de la 1ère faille jusqu'aux limites de la 2ème faille orientée (NEE-SWW); elle présente une seule couche de gypse conservant une puissance constante.

- **Partie ORIENTALE:** Allant des limites de la 2ème faille jusqu'aux voisinages du sondage S104-74 présentant une seule couche de gypse.

- **Coupe C9:** Elle est divisée par une faille d'orientation (NNW-SSE) en deux (02) parties:

- **Partie SWW:** Elle présente deux (02) couches de gypse, une couche supérieure continue possédant une puissance considérable mais qui se rétrécit du côté NNW et une couche inférieure qui se biseaute jusqu'au mur de la minéralisation de la couche supérieure au voisinage du sondage S04-94.

- **Partie NEE:** Présentant une seule couche minéralisée conservant une épaisseur constante.

- **Coupe C10:** Elle est divisée par une faille d'orientation (NNE-SSW) en deux (02) parties:

- **Partie NNW:** Elle présente deux (02) couches de gypse, une couche supérieure continue possédant une puissance considérable, mais qui se rétrécit du côté

NNW et une couche inférieure qui se biseaute jusqu'au mûr de la minéralisation de la couche supérieure au voisinage du sondage S04-94.

- Partie SSE: Présentant deux couches de gypse, la supérieure possède des puissances considérables et se biseaute en lentille; la couche inférieure est plus petite et aussi se biseaute en lentille.

IV-5-6 INFLUENCE DE LA TECTONIQUE:

1- LOCALISATION ET NOMENCLATURE DES FAILLES EXISTANTES:

* 1ere famille des failles:

- La faille F1: Elle est localisée à l'ouest du gisement, orientée (NNW-SEE); elle se situe aussi entre les sondages S01-94 et S02-94. (fig: 2)

- Double failles F2: Elles sont localisées à l'ouest du gisement, orientées (NNW-SEE); elles se situent au sud du sondage S02-94. (Plan Topo)

- Double failles F3: Localisées dans la partie Est du gisement, orientées (NNW-SSE); elles se situent entre les sondages S110-74 et S26-94. (fig: 8)

- Faille F4: Localisée à l'est du gisement, orientée (NNW-SSE), située entre les sondages S26-94 et S28-94. (fig: 4 et 7)

- Faille F5: Localisée à l'Est du gisement dans sa partie Sud, orientée (NNW-SSE), située entre les sondages S08-94 et S101-74. (fig: 9)

- Faille F6: Localisée à l'Est du gisement dans sa partie Sud, orientée (NNW-SSE); située entre les sondages S101-74 et S104-74. (fig: 5)

* 2 eme famille de failles:

- Faille F7: Localisée à l'Est du gisement dans sa partie centrale, orientée (NNE-SSW); elle semble normale aux failles de la 1ere famille. (fig 5 et 4)

2- INFLUENCE DES FAILLES SUR LA MORPHOLOGIE DES COUCHES DE GYPSE:

Pour l'interprétation de l'effet des failles, et l'enjeu qu'elles ont provoqués dans le massif, il est plus intéressant de considérer les couches de gypse comme couches référentielles. On a les résultats suivants:

* Cas de la faille F1: (voir coupe C2)

La faille semble soulever le compartiment Sud et affaisser celui du Nord; la partie du Nord, qui est une zone basse, a permis un dépôt plus important de couches intercalaires: l'argile siliceuse, par rapport à la zone haute du Sud qui a permis le

depot mixte d'argile suivi préalablement d'une érosion, et puis le depot en même temps de couches de gypse vu la constance de ses épaisseurs des deux côtés de la faille.

* Cas de la faille F2: (voir plan topographique)

On ne possède pas d'informations suffisantes pour étudier leurs comportements. On suggère la réalisation de deux (02) sondages, l'un à l'intérieur des deux failles et l'autre au Sud.

* Cas de la faille F3: (voir la coupe C8)

D'un point de vue niveau des couches, on peut dire que la faille a soulevé le compartiment Ouest et affaissé celui de l'Est. D'autre part, on peut dire que le compartiment Ouest est un piège pour les sédiments, du fait que son faciès paleo-morphologique semble être en entonnoir.

* Cas de la faille F4: (voir coupe C11)

On constate que la faille F4 semble soulever le compartiment NW, et au contraire affaisser celui du SE (constatation faite d'après les niveaux des couches gypsifères).

* Cas de la faille F5: (voir coupe C7)

D'un point de vue niveau, on constate que la faille semble soulever le compartiment SE par rapport au compartiment NW; cependant au voisinage de cette faille, tout semble jouer en faveur de la sédimentation massive du fait des épaisseurs appréciables en allant de l'Est près du sondage S101-74 vers l'Ouest jusqu'au sondage S28-94 plus à l'Ouest.

* Cas de la faille F6: (voir coupe C5)

En considérant les niveaux des couches gypsifères, on constate que le compartiment Sud s'est soulevé par rapport au Nord. Pour expliquer pourquoi une zone haute contient des puissances de gypse plus élevées qu'une zone basse, nous disons qu'au début, cette zone marquait une partie du gisement de grande épaisseur, puis avec la venue de cette faille qui a soulevé ce compartiment par rapport au Nord qui contient de petites épaisseurs correspondant au rétrécissement des lentilles du côté Est.

* Cas de la faille F7: (voir coupe C5 et coupe C₄)

Cette faille appartient à la 2eme famille des failles, qui semble être postérieure aux failles de la 1ere famille. Suivant la comparaison entre les sondages S104-74 et S102-74, on constate que le compartiment Sud est soulevé par rapport au compartiment Nord. La partie basse (au Nord) a permis le dépôt des intercalations, notamment, le calcaire argileux puis un redépôt de gypse.

IV-5-7- INFLUENCE DE LA PALEOGEOMORPHOLOGIE DU GYPSE:

L'observation du plan des iso-bathes du mur de toute la minéralisation gypseuse (couche 1+ couche 2) nous fait voir une topographie très irrégulière; aussi en faisant la corrélation avec les plans 3 et 4 concernant les iso-paches de la 1ere et 2eme couche , on voit nettement que les zones haute du plan 6 sont les zones les moins riches en gypse (d'un point de vue puissance). De plus, nous constatons que les points spéciaux déjà cités (S28-94 -- S10-94 ...) correspondent initialement à des points dont la côte était très élevée pour ne pas permettre le depot du gypse.

IV-5-8- COUCHE DE GYPSE CONCERNANT L'EXPLOITATION:

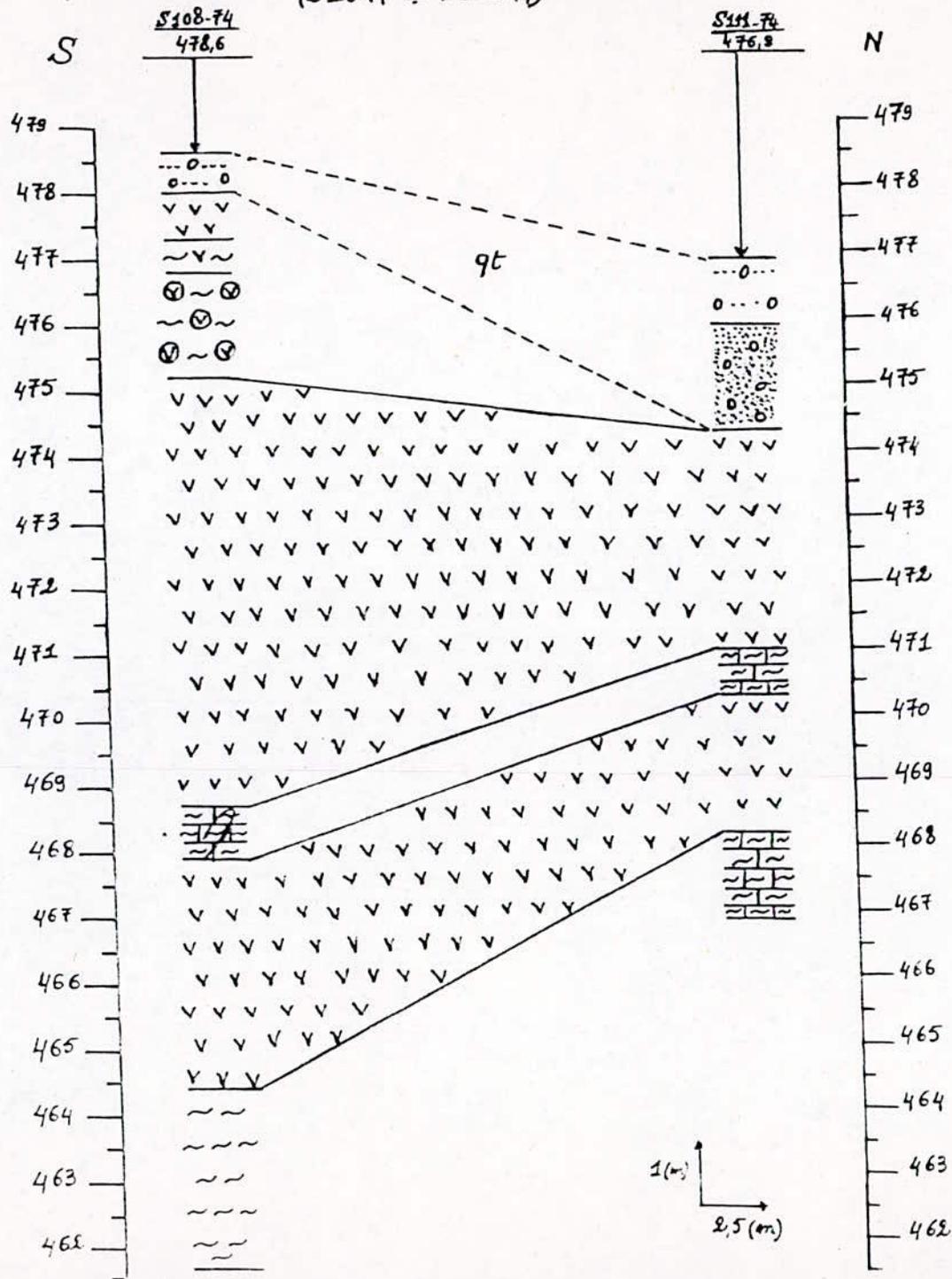
Suivant l'étude menée jusqu'à présent, il est normal de conclure que la première couche est la plus intéressante à l'exploitation, car elle présente plus de régularité, de continuité et une puissance appréciable.

d'autre part, il existe des zones, notamment la partie Est et Nord de ce gisement où la puissance de la deuxième couche devient égale ou supérieure à celle de la première couche; avec une petite intercalation qui les sépare.

Pour notre part, on recommande d'exploiter ces couches dans ces zones jusqu'à ce que les conditions techniques et économiques ne le permettent plus.

(fig:1)

Coupe Géologique De Sondages (C1)
(S108.74 ÷ S111.74)



LEGENDE :

-  Sable dunaire.
-  débris de Calcaire sableux.
-  Gypse.
-  Gypse argileux.
-  Gypse argileux silteux.
-  Calcaire argileux.
-  Calcaire argileux fissuré.
-  Argile plastique.

(fig. 2)

Coupe Géologique: (C2)

(S 02/94 ÷ S 01/94)

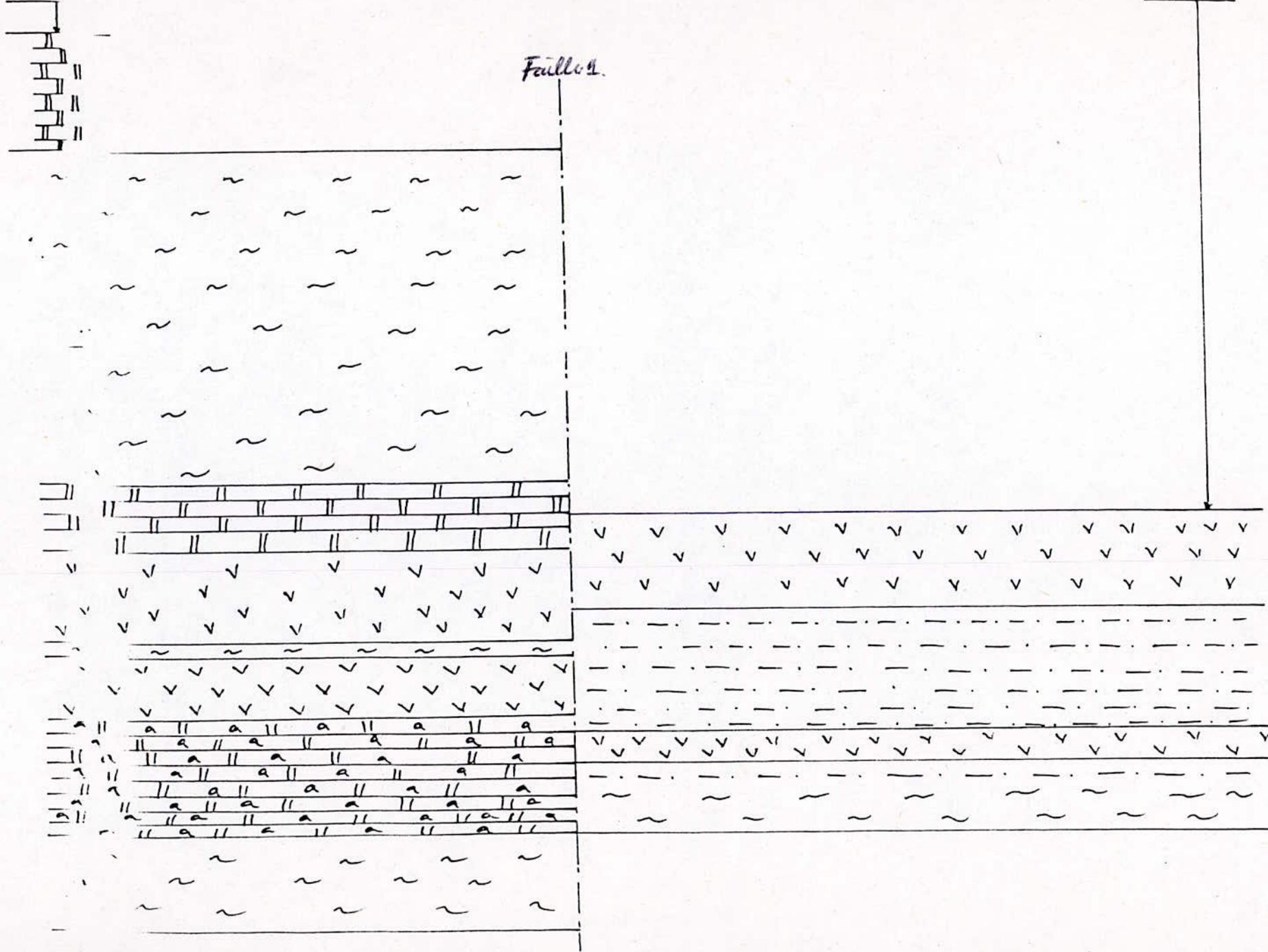
S02/487.9

S01/478.34

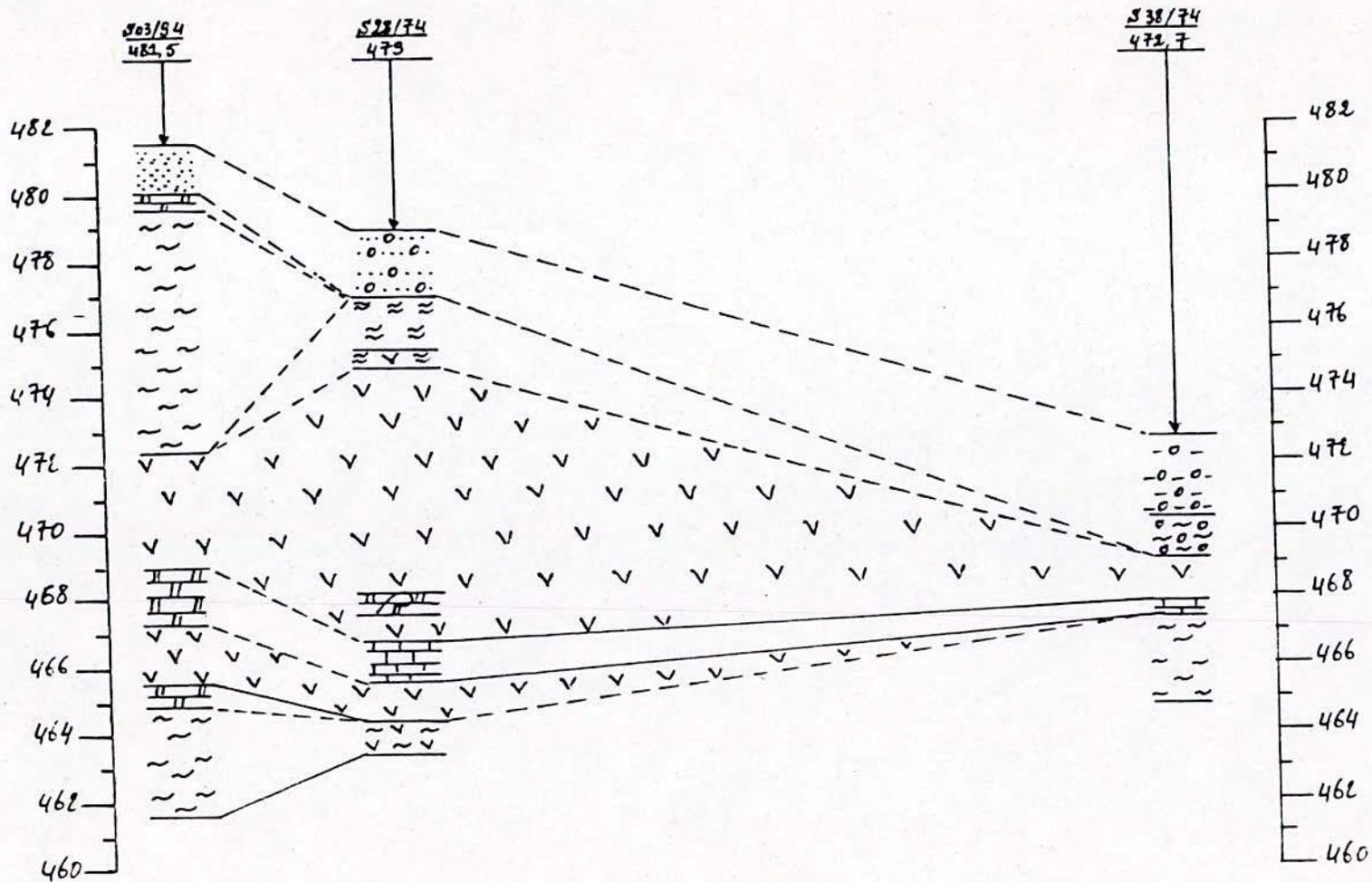
488
487
486
485
484
483
482
481
480
479
478
477
476
475
474
473
472
471
470

488
487
486
485
484
483
482
481
480
479
478
477
476
475
474
473
472
471
470

Faillon



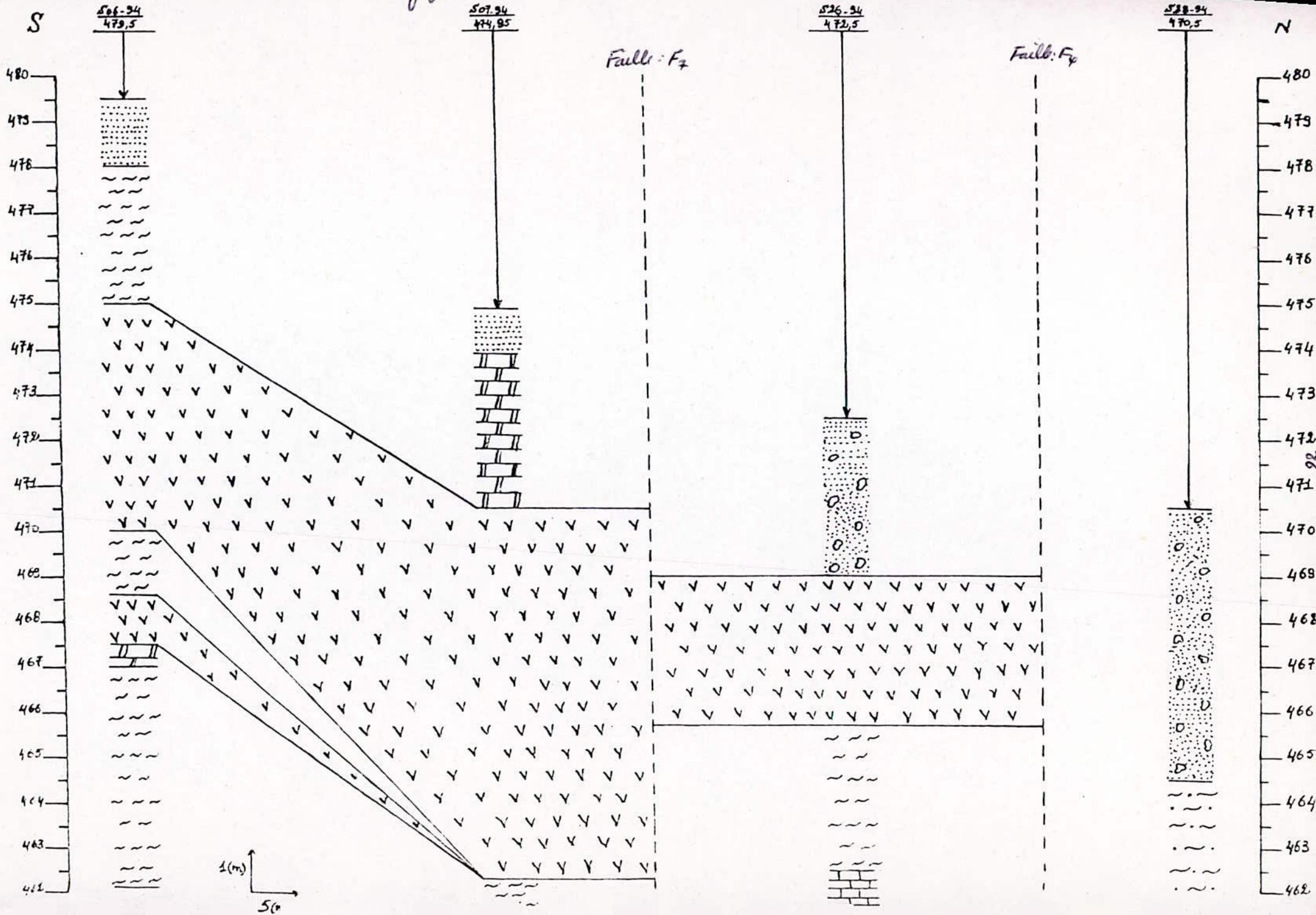
(fig:3) Coupe Géologique (C3) : (S03/94 ÷ S25/74 ÷ S38/74).



(fig: 4)

Coupe Géologique: (C4)

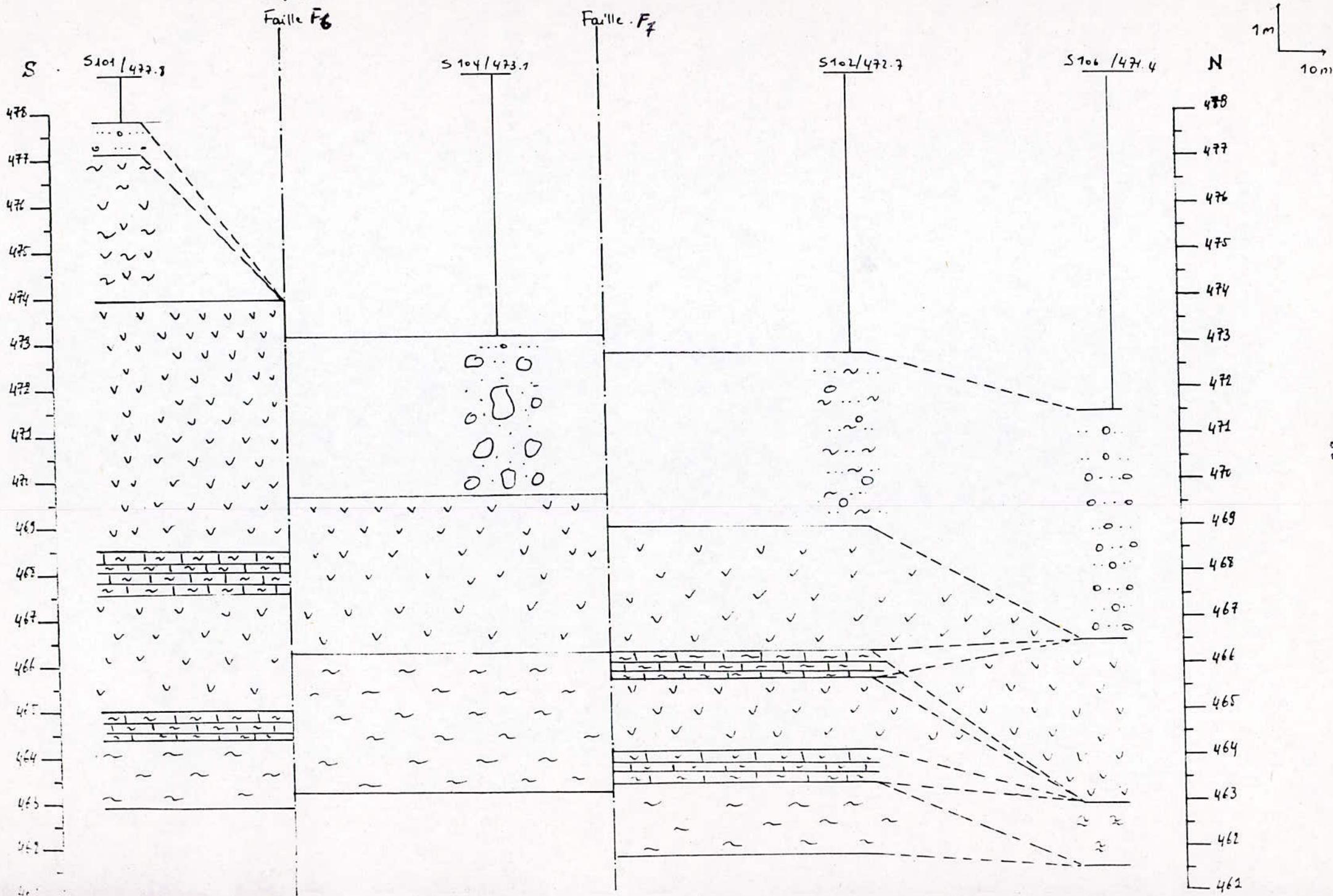
(506-94 + 507-94 + ...)



(fig:5)

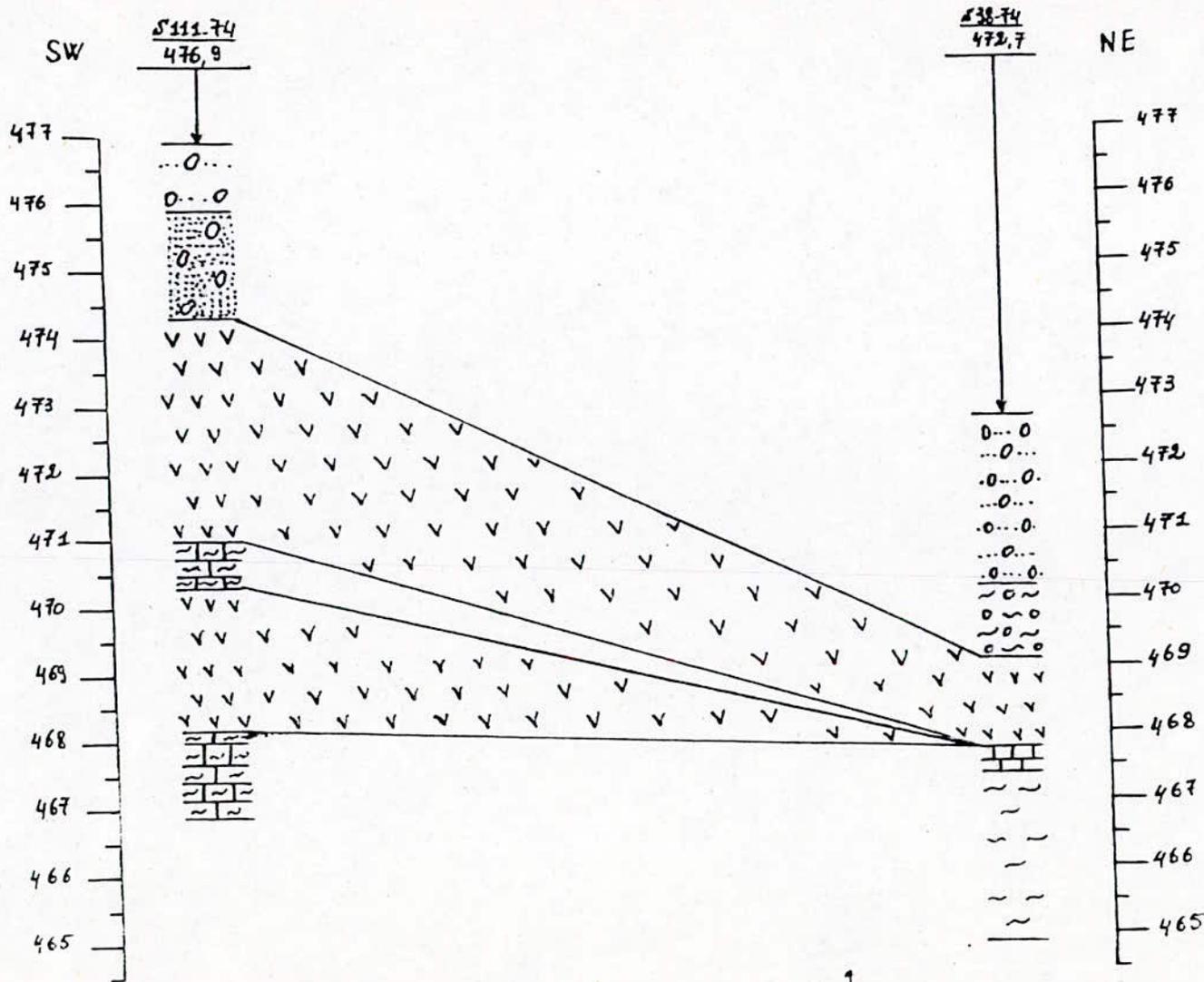
Coupe Géologique: (C5)

(S 101/74 - S104/74 - S102/74 - S106/74)



(fig 6)

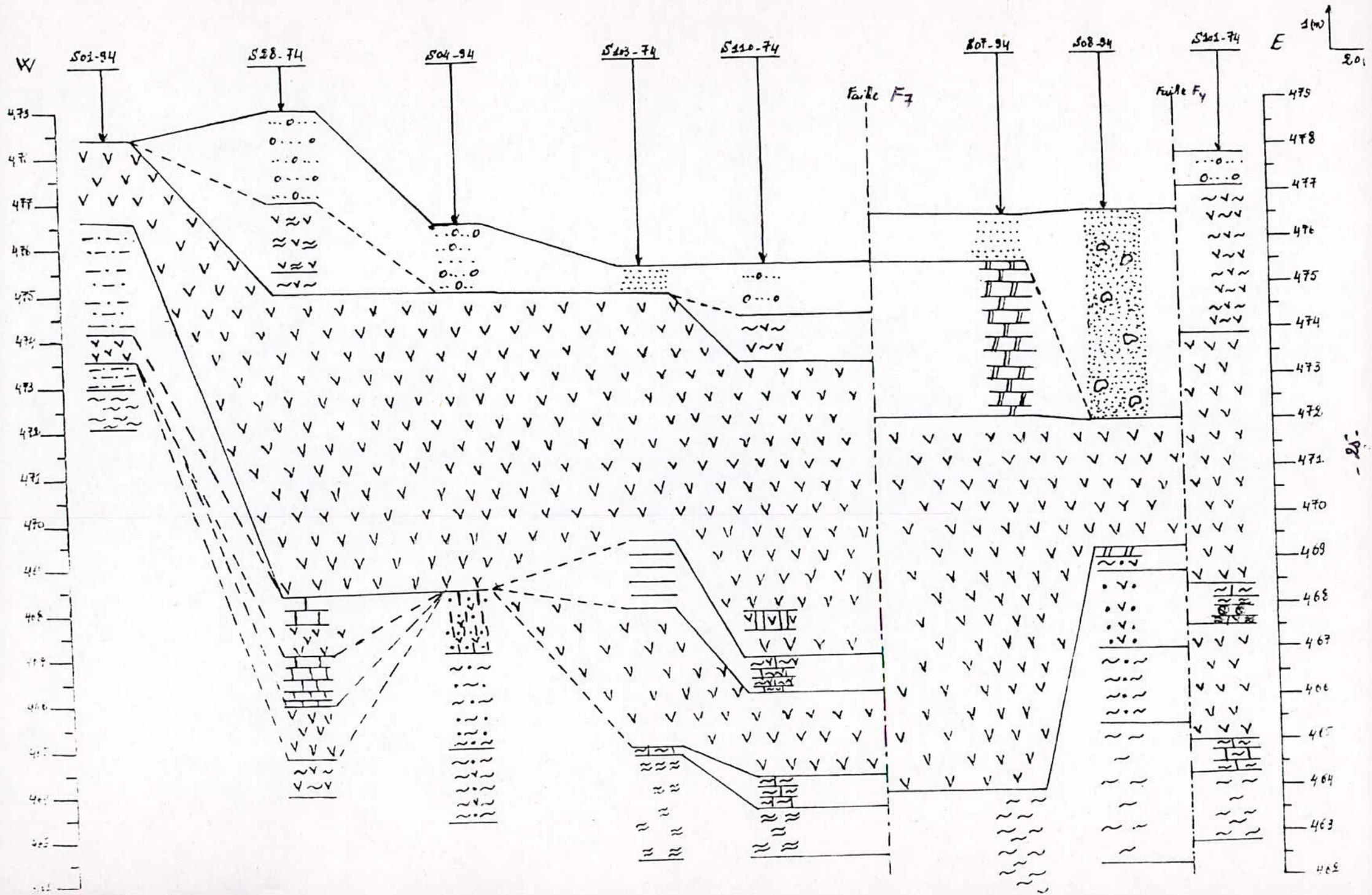
Coupe Géologique de Sondages (CG)
(S111.74 ÷ S 38.74)



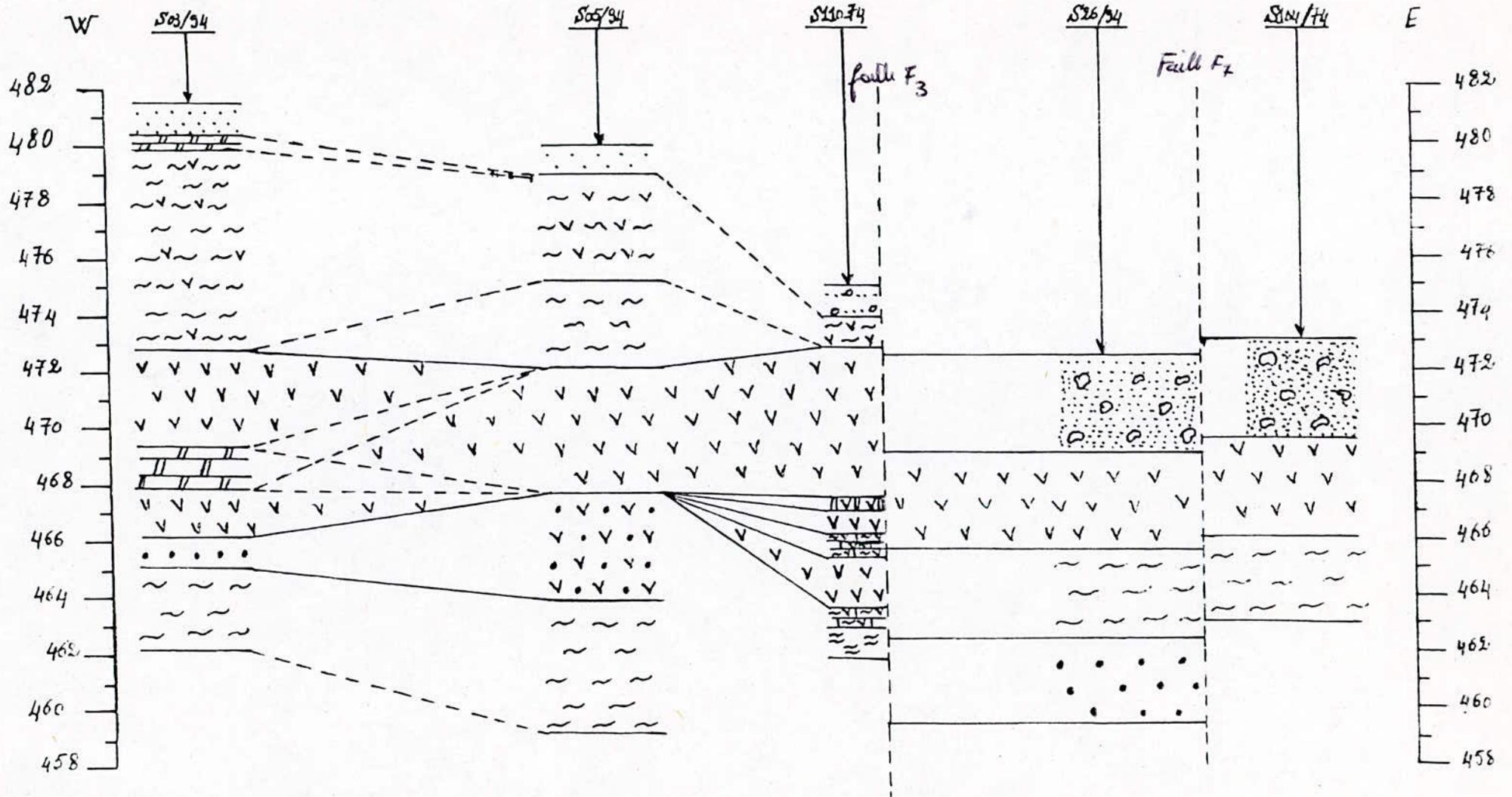
LEGENDE :

-  Sabbe dunaire.
-  debris de calcaire sableux.
-  debris argilleux.
-  Gypse.
-  Calcaire
-  Calcaire argilleux.
-  Argile plastique.

(fig: 7) Coupe Géologique (CF)

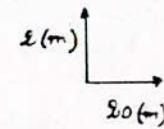


(fig: 8) : Coupe Géologique (C8): S03/94 + S05/94 + S110/74 + S26/94 + S204/74.



LEGENDE

- | | | | |
|-------------------------------|------------------------------|------------------|---------------------------|
| sable durais. | Argile gypseuse versicolore. | marne. | Argile marneuse. |
| débris de calcaire karstique. | Argile plastique rougeâtre. | marne gypseuse. | Argile marneuse gypseuse. |
| calcaire marneux. | Gypse. | marne argileuse. | Argile marneuse à teneur. |

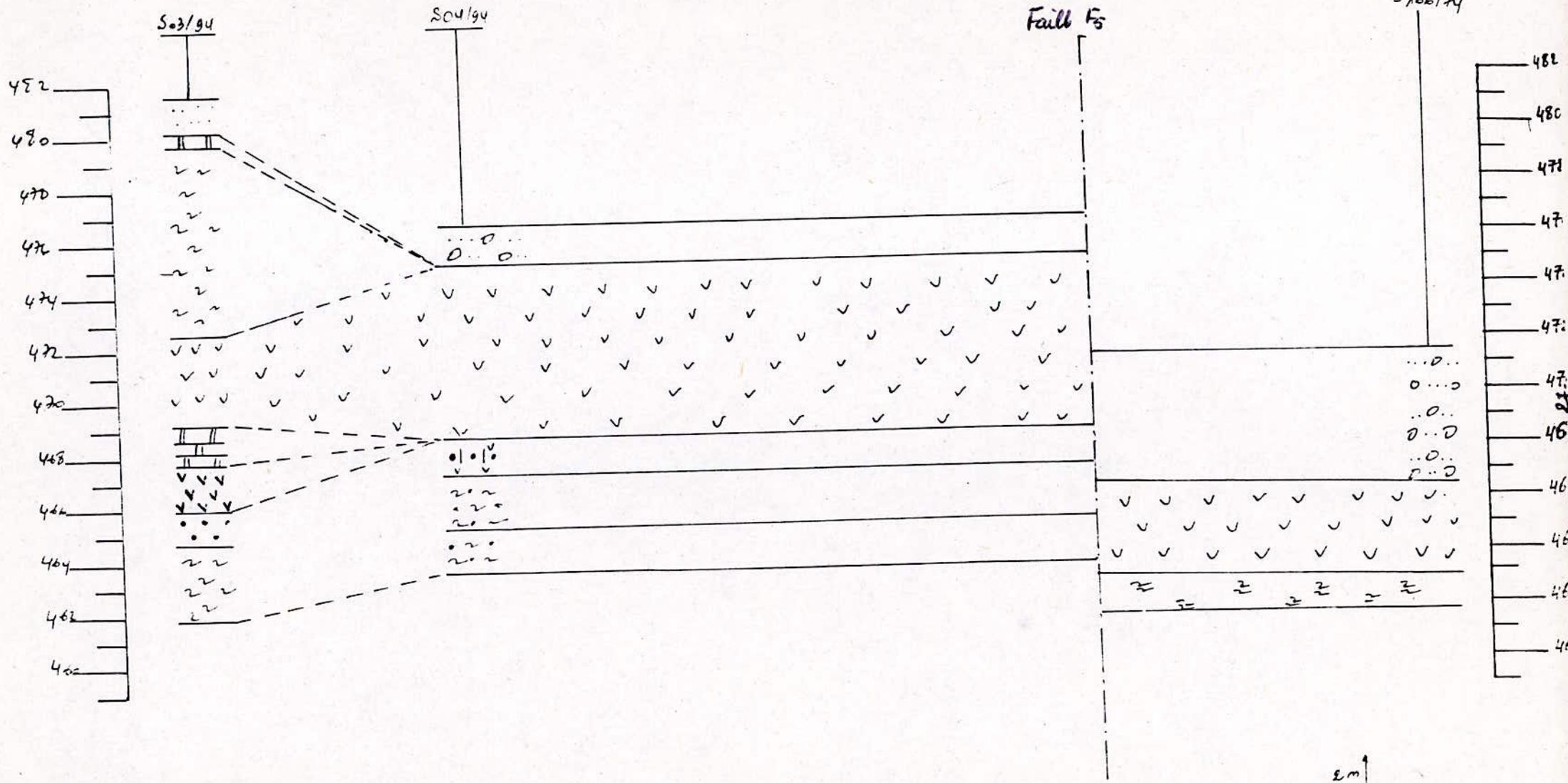


(fig: 9) Coupe Géologique (C9)

(S03/94 - S04/94 - S106/74)

NEE

S LV. W



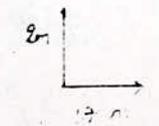
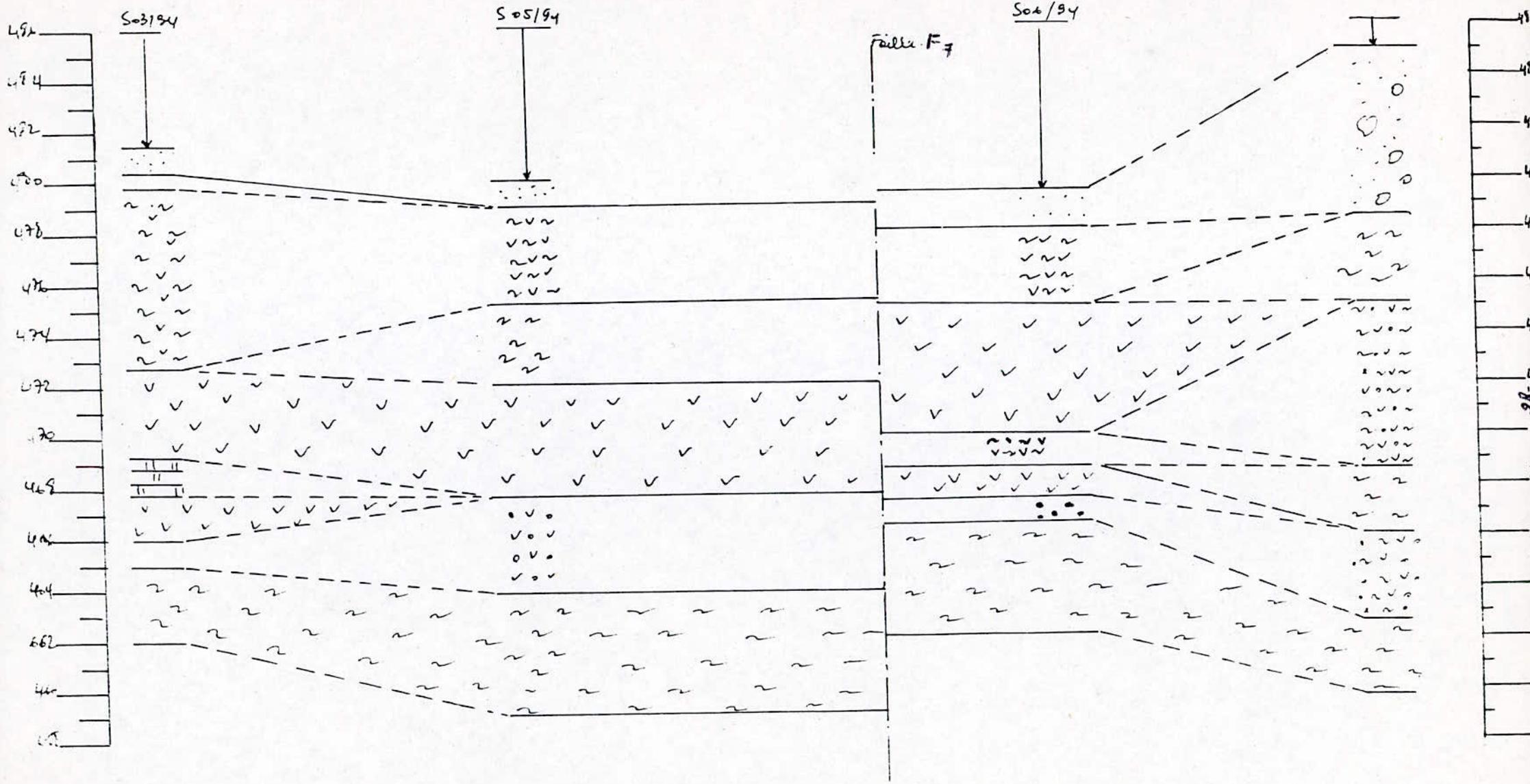
(Fig: 10). Coupe Géologique (C10)

(S 03/94 - S 05/94 - S 06/94 - S 09/94)

S 08-94

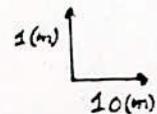
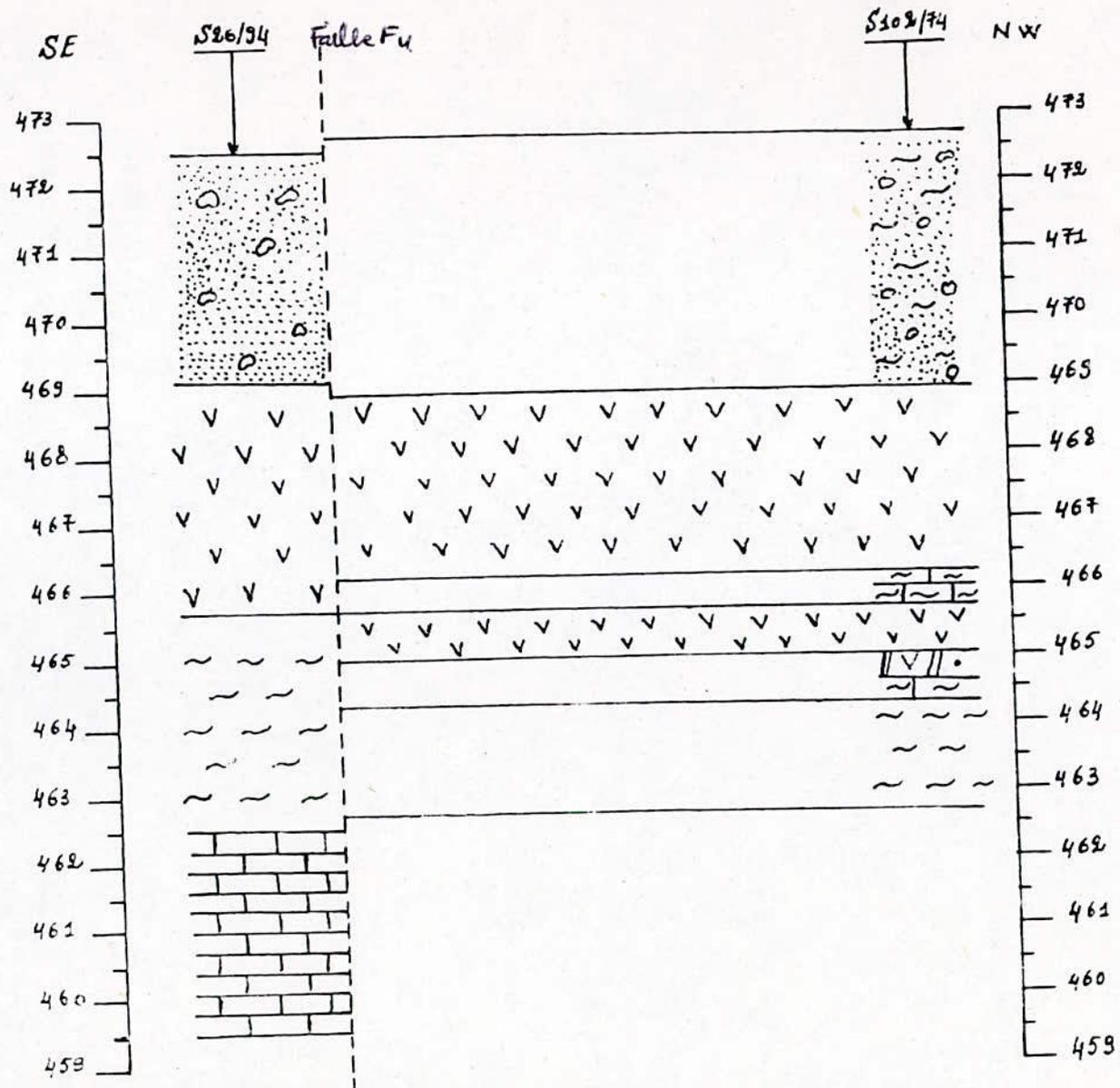
S.S.E

N.N.W



(fig. 11)

Coupe Géologique (C11)
S26/94 ÷ S102/74



29.

CHAPITRE II

**CARACTERISTIQUES PHYSICO-MECANIKES
ET TECHNOLOGIQUES
DU GISEMENT**

CHAPITRE : II

INTRODUCTION

La connaissance de toutes ou du moins quelques unes des caractéristiques physico-mécaniques d'une roche sujette à des travaux miniers (abattage transport, traitement mécanique et chimique), relève de la plus haute importance dans tout projet de mines, dans le but de classer notre gisement suivant la difficulté de son exploitation, et la technologie adoptée dans ce sens .

Suivant le même contexte nous avons oeuvré à recueillir le maximum de données la dessus pour cela nous avons procédé de deux manière :

- La recherche en littérature par le calcul des indices technologiques (Tableaux III).
- Utilisation des résultats des travaux de laboratoire d'un projet de fin d'étude établi sur le même gisement [12], pour les caractéristiques physico-mécaniques (Tableau I et II).

CLASSIFICATION DES ROCHES D'APRES LEURS RESISTANCES:

Roches	Faible résistance	Résistance moyenne	Résistante	Trés résistante
Rc1 (MPa)	5	20	60	> 100
Rc2 (MPa)	0.5	1.5	4	> 20

III- INDICES TECHNOLOGIQUES:

III-1- INDICE DE FORABILITE: Df d'après RJEVSKI

$$Df = 0.007 (Rc + Rcis) + 0.7 * \delta h$$

δh = Masse volumique humide

III-2- DURETE DE LA ROCHE: f

Selon le professeur PROTODIAKONOV

$$f = Rc / 100 \quad \text{ou} \quad F = Rc / 300 + \sqrt{\frac{Rc}{30}}$$

III-3- INDICE DE RESISTANCE AU CONTACT: Ic

Cet indice caractérise l'action de contact de l'outil de foration sur la roche.

$$Ic = 1.9 (Rc)^{1.5} \quad (\text{Pa})$$

III-4- INDICE DE DIFFICULTE DE DESTRUCTION DE LA ROCHE:

Ids

Cet indice caractérise la difficulté de destruction de la roche.

$$Ids = 0.005 * Kt (Rc + Rt + Rcis) + 0.5 * \delta h$$

$$Kt = 1.2 * dm + 0.2$$

dm = distance moyenne entre les fissures : $dm = 0.5 \div 1m$

Kt = coefficient tenant compte de la fissuration du massif

Rc, Rt, Rcis et δh : sont en kgf / cm^2 et kgf / cm^3

Suivant les différentes valeurs de l'indice de difficulté d'exploitation, on classe les gisements:

Id exp	Catégories de gisements
1 ÷ 2.5	Facilement exploitable
2.5 ÷ 5.0	Assez facilement exploitable
5.0 ÷ 7.5	Moyennement exploitable
7.5 ÷ 10	Difficilement exploitable

Le calcul des différentes propriétés et indices du matériaux considéré (gypse du gisement de NOUMERAT. GHARDAIA) est résumé dans le tableau I.

Les différents indices montrent que le gisement est :

facilement forable:	If = 3.44	: Indice de forabilité
facilement destructible:	Ids = 2.3	: Indice de destructibilité
facilement excavable	Iexc = 2.4	: Indice d'excavabilité
facilement exploitable	Id.exp = 1.35	: Indice d'exploitabilité

IV- PROPRIETES GEOMECANIQUES:

IV-1- ANGLE DE FROTTEMENT INTERNE:

Echantillon : $\phi_e = \text{Arcsin} ((R_c - 4 * R_t) / (R_c - 2 * R_t))$

Massif : $\phi_m = K * \phi_e = 0.8 * \phi_e$

IV-2- FISSURATION EXTERNE DU MASSIF:

L'étude géologique du gisement a montré qu'il est fissuré, où de grandes fissures apparaissent au niveau du front de liquidation de l'ancienne carrière (constatation sur le terrain). Elles sont longues et subverticales. On peut donc classer ce massif dans la catégorie II: roche à grandes fissures divisant le massif en gros blocs.

IV-3- LA COHESION:

C'est la propriété qui permet au massif de résister à un effort de cisaillement.

$$C_e = 0.5 * R_c * R_t / (R_c * R_t - 3 * R_c^2)^{1/2}$$

où $C_e = \sqrt{R_c * R_t} / 2$

*** COHESION DU MASSIF:**

$$C_m = (\lambda * \lambda_w * \lambda_t) * C_e$$

λ = degré de fissuration du massif: $\lambda = 0.1 \div 0.5$, on prend $\lambda = 0.4$.

λ_w = coefficient de diminution de C_e à cause de l'humidité: $\lambda_w = 0.2 \div 1$ ($\lambda_w = 0.6$)

λ_t = coefficient de diminution de C_e à cause du temps: $\lambda_t = 0.7 \div 0.8$ ($\lambda_t = 0.75$)

*** LA RESISTANCE MECANIQUE DU MASSIF:**

$$R_{cm} = \lambda * K_1 * K_2 * R_c$$

K_1 = coefficient tenant compte du temps: $K_1 = 0.5 \div 0.9$ ($K_1 = 0.7$)

K_2 = coefficient tenant compte de l'humidité $K_2 = 0.2 \div 1.0$ ($K_2 = 0.6$)

λ = coefficient tenant compte de la minéralogie de la roche: $\lambda = 0.1$.
(Degré de fissuration du massif)

V- PROPRIETES DE DEFORMABILITE DU MATERIAUX:

V-1- MODULE D'YOUNG DYNAMIQUE: E_d

Il est défini par la formule suivante:

$$E_d = R_c * (\Delta L / L) \quad (\text{MPa})$$

R_c : Contrainte normale appliquée (kgf / cm^2)

$\Delta L / L$: Déformation linéaire relative dans la même direction que la contrainte.

E_d : est aussi défini par :

$$E_d = \gamma (VL)^2 \quad (\text{MPa})$$

VL : Vitesse longitudinale de l'onde sismique $VL = 2000 \text{ m/s}$ selon Longefors 1973.

γ : Masse volumique (kg / m^3)

AN:

V-2- COEFFICIENT DE POISSON: μ

Il est définie comme étant le rapport de la déformation longitudinale sur la déformation transversale.

$$\mu = E_h / E_v$$

Expérimentalement, on détermine le coefficient de POISSON dynamique par la formule suivante:

$$\mu_d = 0.5 * (VL^2 - 2 * Vs^2) / (VL^2 - Vs^2)$$

tel que Vs : vitesse des ondes sismiques transversale.

$$VL = \sqrt{3} * Vs$$

AN:

$$\mu_d = 0.25$$

PROPRIETES PHYSIQUES: (Tableau :I).

	γ_H (grs /cm ³)	γ_d (grs /cm ³)	W (%)
E1	2.28	2.17	5.25
E2	2.26	2.15	5.34
E3	2.28	2.17	5.15
E4	2.26	2.15	5.32
E5	2.27	2.15	5.51
E6	2.26	2.15	5.05
E7	2.25	2.14	4.88
E8	2.28	2.16	5.46
moyenne	2.26	2.15	5.24

PROPRIETES MECANIQUES: (Tableau :II)

	σ_c	σ_{tr}	σ_{cis}	σ_f	σ_{ca}
E1	0.236	0.0236		0.0472	0.217
E2	0.221	0.0221		0.0442	0.197
E3	0.204	0.0204		0.0408	0.175
E4	0.129	0.0129		0.0258	0.088
E5	0.257	0.0257		0.0514	0.247
E6	0.154	0.0154		0.0308	0.114
E7	0.170	0.0170		0.0340	0.133
E8	0.230	0.0230		0.0460	0.209
moyenne	0.2	0.02	0.0666	0.04	0.169

PROPRIETES TECHNOLOGIQUES: (Tableau :III)

f	Ic	Iexc	If	Idest	q ₀ (g/m ³)	I d.ex
2		2.44	3.44	2.3	10.3	1.35

PROPRIETES GEO-MECANIQUES: (Tableau:IV)

ϕ_c	ϕ_m	Ce	Ed	μ_d	Cm
48.59°	38.87°		9040	0.25	

CHAPITRE III

**DETERMINATION DES CONTOURS
DU GISEMENT**

(CALCUL DE COEFFICIENT DE DECOUVERTURE)

CHAPITRE III

INTRODUCTION

La détermination de contours de la carrière, consiste à délimiter les ressources exploitables suivant des conditions technico-économiques données.

La détermination de ces contours est généralement faite grâce à l'implantation d'un réseau de sondages, sur la base duquel on va déterminer on premier contour.

La délimitation finale, comme on l'a indiqué est conditionnée par deux facteurs essentiels:

- Le facteur économique relatif aux volumes de stériles et de minerai déplacés et traduit par un coefficient dit coefficient de découverte. K_d .

- Le facteur de sécurité relatif à la stabilité de ces contours et lequel nécessite la prise en considération des facteurs géologiques, hydrogéologiques, topographiques, technologie d'extraction ...etc.

En effet Lors d'une exploitation à ciel ouvert, la délimitation des contours des réserves exploitables est une des opérations les plus importantes pour la conduite; la plus rentable possible; du processus de l'exploitation .

Pour la détermination de ces contours; il faut considérer aussi l'importance volumique du stérile et du minerai utile présent dans chaque bloc d'exploitation; ainsi que les coûts engendrés par l'extraction selective de chaque composante; ce paramètre est étudié en détail par un coefficient dit : coefficient de découverte .

Dans ce qui va suivre, on tachera de définir et de déterminer, pour le cas concret de la carrière de RAS-Fouinis tout les éléments et paramètres conduisant à déterminer ce coefficient, ainsi que les coûts opérationnels engendrés .

A - ETUDE DE LA STABILITÉ DU TALUS :

Pour déterminer l'angle de talus α , il faut d'abord déterminer la hauteur des stériles de recouvrement H .

La hauteur H est obtenue sur la base du calcul du coefficient de découverte k .

Depuis 1976, l'exploitation de la carrière de Ras-Fouinis s'est toujours faite pour un coefficient de découverte

$k = \left[1/1 + \frac{1,2}{1} \right]$ et rarement 2/1 , et accusait au même temps une rentabilité assez signifiante, aussi on tolérât ces limites du coefficient de découverte pour des raisons socio-inductrielles surtout locales pour ces raisons on a vu bon de considérer; pour le

CAS GÉNÉRAL de notre exploitation, un coefficient de découverte voisin de 4. Sachant que le Coefficient de découverte Courant en ALGERIE est de 2 à 3 d'après les travaux d'exploitation de L'E.N.D.M.C. Ce Coefficient peut atteindre une limite de 4.⁽¹⁾

La stabilité du talus est évaluée à partir d'un coefficient de sécurité qui est défini comme étant le rapport de la force totale mobilisable pour résister à la rupture, à la force totale qui tend à provoquer cette rupture.

En choisissant le cas simple d'un glissement plan, tel que la hauteur du gradin est H, l'inclinaison du talus α , le pendage de couches β , et où il n'y a pas d'accumulation d'eau, ni de fissure de crête.

Le facteur de sécurité est donné par (Metcalf).

$$F = \frac{R}{W \sin \beta} = \frac{C.A + W \cos \beta \operatorname{tg} \varphi_m}{W \sin \beta} = \frac{CA}{W \sin \beta} + \frac{\operatorname{tg} \varphi_m}{\operatorname{tg} \beta}$$

W : Poids du terrain tendant à le faire glisser, et R le résister (force s'y opposant).

$$F = \frac{2 C \sin \alpha}{\gamma H \sin (\alpha - \beta) \sin \beta} + \frac{\operatorname{tg} \varphi_m}{\operatorname{tg} \beta}$$

tg :

$$\begin{cases} W = \gamma H \\ A = \frac{2 \sin \alpha}{\sin (\alpha - \beta)} \end{cases}$$

α et β sont complémentaires.

$$\text{On aura donc : } \frac{\gamma H}{C} = \frac{2 \sin \alpha \cos \alpha}{\sin (\alpha - \beta) [\sin \beta \cos \varphi - \sin \varphi \cos \beta]}$$

en équilibre limite : $F = 1$.

(1): Ce Coefficient et découverte Courant pour un gisement de gypse étant de 1 pour 5. Certaines exploitations peuvent atteindre la valeur de 2 pour 4 ($k_d = 2$).

exple: Carrière de plâtre LAFARGE-MAZAN en France où $k_d = 2$ en 1985.

$$\frac{\gamma H}{C} = \frac{2 \sin \alpha \cos \phi}{\sin (\alpha - \beta) \sin (\beta - \phi)} \quad (1)$$

Pour déterminer le coefficient de sécurité F, on est amené à se référer à des abaques, pour cela il est nécessaire de déterminer deux coordonnées x et y tel que :

$$\begin{cases} x = 2 \sqrt{\gamma (\alpha - \beta) (\beta - \phi)} & : \text{fonction angle de talus} \\ y = \gamma H / C & : \text{fonction hauteur du gradin} \end{cases}$$

x et y sont obtenues à partir d'une approximation du second terme de l'équation (1).

L'intersection de ces deux fonctions x et y sur l'abaque (11).1, nous détermine le coefficient de sécurité F.

Application numérique :

$$H = 11,5 \text{ m} = 377,2 \text{ ft}$$

$$\gamma = 2300 \text{ kgf/m}^3 = 142,6 \text{ lt/ft}^3$$

$$C = 31,62 \text{ kgf/m}^2 = 650,6 \text{ lb/ft}^2$$

$$\phi = 38,87^\circ$$

$$\beta = 45^\circ$$

$$\text{On obtient : } \alpha = 65^\circ$$

$$X = 21,9 \quad \rightarrow \quad F \geq 2$$

$$Y = 8,26$$

Le coefficient de sécurité f étant supérieur à deux (2) met en évidence la stabilité du Talus du front liquidation de la carrière dont l'inclinaison est : $\alpha = 65^\circ$.

B- DETERMINATION DU COEFFICIENT DE DECOUVERTURE

B.1- Détermination du coefficient de découverte :

On définit le coefficient de découverte limite K_L (économique) entre les systèmes d'exploitation à ciel-ouvert et souterrains à partir de la formule :

$$K \leq \frac{P_a - P_m}{P_s}$$

tel que :

$$K_L = \frac{P_a - P_m}{P_s}$$

P_a : Prix de revient admissible d'un m^3 de minerai dans les mêmes données .

P_m : Prix de revient d'un m^3 de minerai dans les mêmes conditions.

P_s : Prix de revient d'un m^3 de stérile dans les mêmes conditions.

Pour une période donnée d'une l'exploitation à ciel ouvert, on définit le coefficient de découverte courant : K_c

$$K_c = \frac{\text{Volume des stériles dégagés}}{\text{Volume de minerai extrait}} = \frac{V_s}{V_m}$$

B.2- Méthodologie de travail pour la détermination des contours de la carrière :

Pour déterminer les limites, de la carrière il faut utiliser la méthode combinée :

- des variantes
- des coupes transversales du gisement

Soit une coupe transversale : profil représentatif d'un bloc donné de réserves) .

On se propose de poser des distances d'entrée L_i dans la colline (exemple : 3 distances donc trois variantes) : (fig III.2)

Pour chaque variante , on calcul le coefficient de découverte courant :

$$k_c = V_s / V_m$$

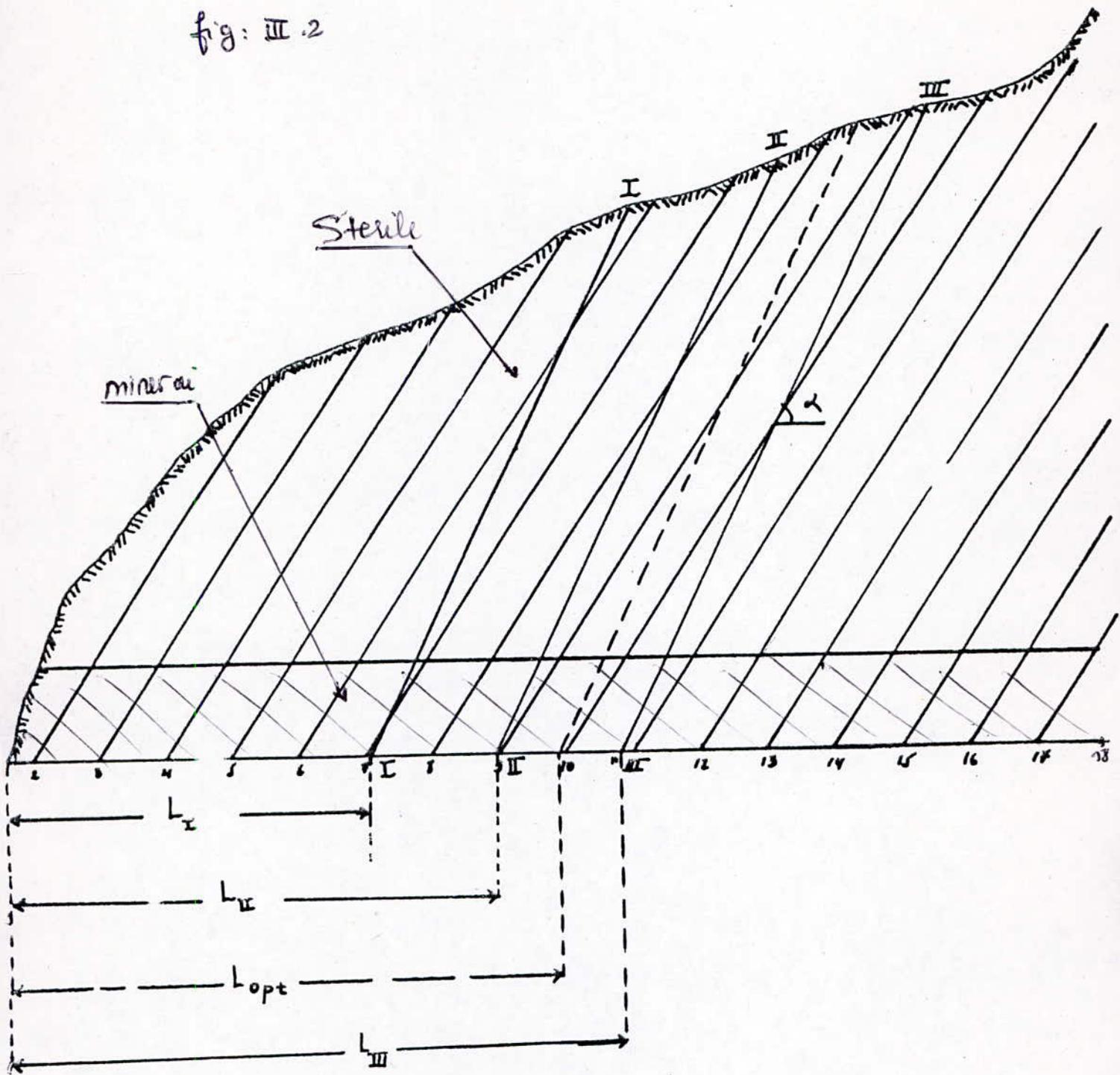
puis on calcul le coefficient de découverte limite $k_L = \frac{P_a - P_m}{P_s}$

- Pour chaque variante , il faut considérer l'angle de talus du bord de la carrière exploitable : $\varphi = \varphi_{max} = Cte.$

- On calcule les volumes V_s et V_m ainsi que les accroissements de chacun d'eux ΔV_s et ΔV_m afin de déterminer le régime de travaux miniers grâce à l'établissement de graphes : $V_s = f(V_m)$ pour différentes tranches .

La variante optimale correspondante à une distance L , sera déterminée à partir de l'intersection des courbes de K_m , et celle constitué des différents coefficient k_c obtenus : pour chaque variante suivant le graphique dont suit un exemple concret d'une exploitation en carrière . (fig III.3)

fig: III.2



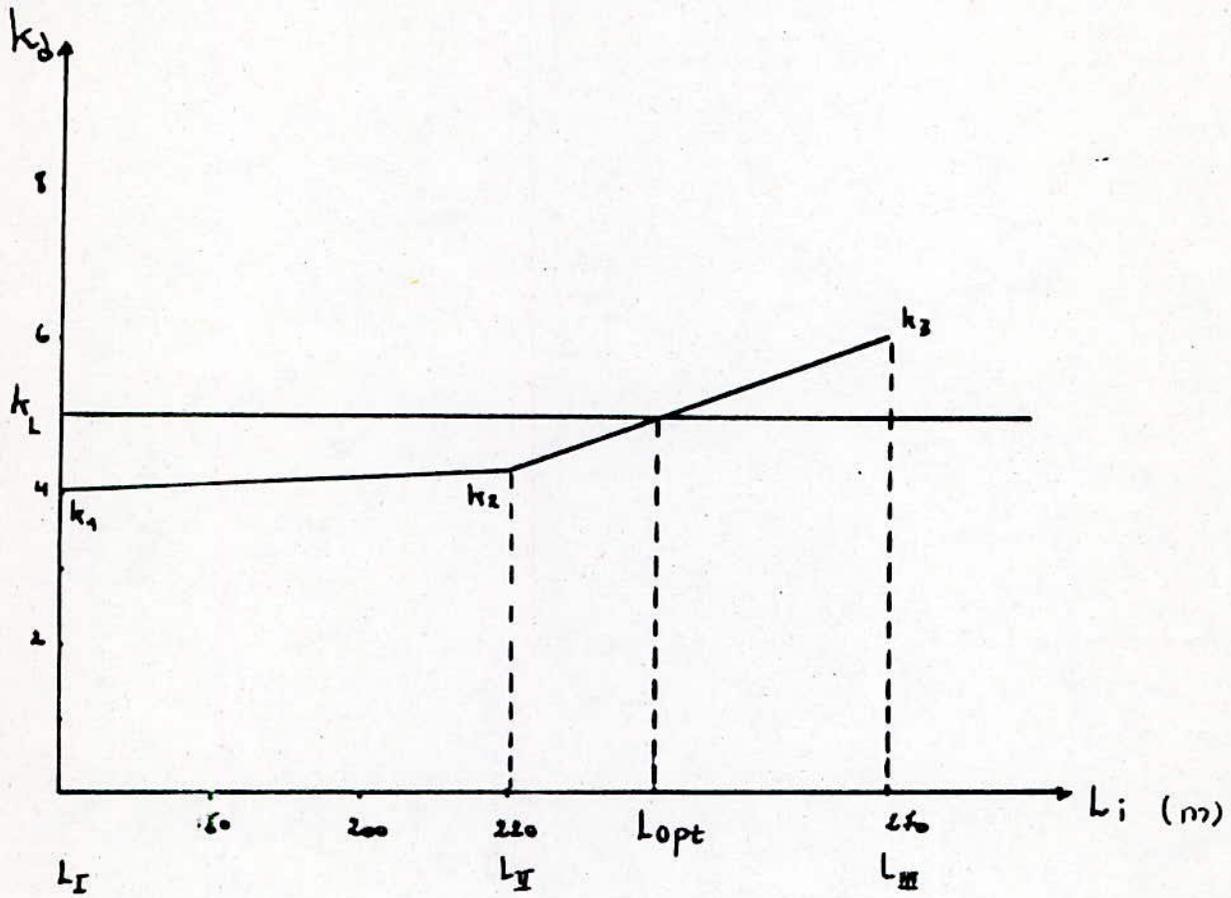
1...18 : Différentes tranches du régime des travaux miniers.

$L_1, L_2,$ et L_3 : Différentes valeurs de l'antenne pour chaque variante : $C_I, C_{II},$ et C_{III} .

L_{opt} : Distance d'entrée (Antenne) optimale.

α : Angle du talus de liquidation.

(fig III.3)



Graphique De Determination De L'anlevure Optimale
(Contours De La Carriere).

B.3- Méthode de Détermination des contours

de la carrière pour $k_d = 1$:

Les limites Nord et Ouest de la carrière sont déterminé respectivement par les sondages et par le front de l'exploitation actuel. Tandis que la limite Est, elle est fonction de la zone d'influence des sondages situés aux limites de la région prospectée.

La limite Sud nécessite un calcul des volumes de stérils et de minerai pour un coefficient de découverte égal à 1 . pour toutes les raisons déjà citées dans la partie A .

Pour les gisements réguliers (sous forme de couches) la détermination du coefficient de découverte se fait par calcul de volumes de stérils et de minerai à partir des formes géométriques simples .

Tandis que pour les gisements irréguliers sous forme d'amas ou de lentilles, tel est notre cas, le calcul de ces volumes est basé sur la réalisation des coupes verticales (coupes géologiques), ou des coupes horizontales (plan d'isopuissances) .

Pour ce faire, on a utilisé en plus de ces deux méthodes, la méthode de pondération des puissances, dans ce calcul des réserves de gypse .

B.3.1/ Méthode du plan d'isopuissance : (coupes horizontales)

Cette méthode consiste à élaborer un plan d'isopuissances de minerai et de stérile, (voir les deux plans), afin de déterminer le coefficient de découvertures globales .

B.3.2/ Méthode de pondération des puissances :

Cette méthode est réalisé sur la base des coupes géologiques, dont le choix de leur direction a été posé de façon à représenter

tout le gisement :

- Direction perpendiculaire à la coline : NS .
- Direction parallèle à la colline : E.W.

- En premier lieu, on a pondéré les puissances des profils de direction N.S en choisissant une origine d'une manière aléatoire. Tout les autres points ont été pondérés par rapport à cette origine en fonction :

- de la distance x_i par rapport à l'origine choisie pour chaque profile pris en compte .
- de la profondeur du minerai par rapport à la surface h_i .

Cette première pondération est donnée par la formule :

$$i = 1 \div n \quad m_i^* = \frac{\sum_{j=1}^n m_i x_j h_j}{\sum_{j=1}^n x_j h_j}$$

n : nombre de sondages pour chaque profile "i"

- En second lieu, on a pondéré les puissances (m_i^*) suivant la seconde direction pour tout le gisement .

$$n \quad m_i^* = \frac{\sum_{j=1}^n m_i^* x_j h_j}{\sum_{j=1}^n x_j h_j}$$

Resultats :

TABIEAU 1

Profile	h_i	x_{i_m}	m_{i_m}	m_i^* m	origine
S10/74-S104/74 -S102/74-S106/74	$h_1=3,9$ $h_2=3,5$ $h_3=3,8$ $h_4=5$	$x_1=129$ $x_2=43,5$ $x_3=28$ $x_4=85$	$m_1=9$ $m_2=3,5$ $m_3=4,9$ $m_4=3,6$	5,99	A ₁
S6/94-S7/94-S26/94 -S28/94	$h_1=4,5$ $h_2=4,4$ $h_3=3,5$ $h_4=-$	$x_1=116,5$ $x_2=75$ $x_3=38$ $x_4=0$	$m_1=7,55$ $m_2=8,2$ $m_3=3,35$ $m_4=0$	7,20	S28/94
S101/74-S8/94-S107/94 -S110/74-S103/74	$h_1=3,9$ $h_2=4,6$ $h_3=4,4$ $h_4=2,1$	$x_1=127$ $x_2=78,5$ $x_3=34$ $x_4=61$	$m_1=9$ $m_2=2,8$ $m_3=8,3$ $m_4=9,1$	7,11	A ₃
S3/94-S28/94-S38/74	$h_1=3,6$ $h_2=4$ $h_3=8,9$	$x_1=42$ $x_2=27,5$ $x_3=35$	$m_1=1,3$ $m_2=10,2$ $m_3=6,6$	5,89	A ₅₄
S01/94-S2/94	$h_1=0$ $h_2=15,8$	$x_1=99$ $x_2=28$	$m_1=1,85$ $m_2=3,3$	3,3	Sx ₁
S111/74-S108/74	$h_1=2,6$ $h_2=3,4$	$x_1=447,5$ $x_2=28,5$	$m_1=6,1$ $m_2=10,8$	8,17	Sx ₂
S26/94-S110/74-S5/94 S3/94-Sx ₁ -Sx ₂	$h_1=3,5$ $h_2=2,1$ $h_3=7,8$ $h_4=3,6$ $h_5=0$ $h_6=3,5$	$x_1=375$ $x_2=286,5$ $x_3=200$ $x_4=765$ $x_5=0$ $x_6=61$	$m_1=7,20$ $m_2=7,11$ $m_3=4,6$ $m_4=4,6$ $m_5=5,89$ $m_6=0$ $m_6=8,17$	6,12	

Le point : A₁, S28194, A₃, A₄, Sx₁ et Sx₂ correspond aux origines des distances pour chaque profile .

Comme résultats final on a calculé la puissance pondéral des 6 premiers profils pour obtenir la puissance pondérale moyenne calculée de l'ordre de : $m_p = 6,12$ mètres .

Cette méthode a permis de calculer le volume de la couverture de du gypse; ainsi que la distance d'entrée et la côte du contour sud pour un coefficient de découverte $K_d = 1$.

Pour cela, on a considéré plusieurs coupes (profils) [voir les profils CP1÷CP1], les volumes évalués sont résumés dans le tableau 2 suivant :

TABLEAU 2

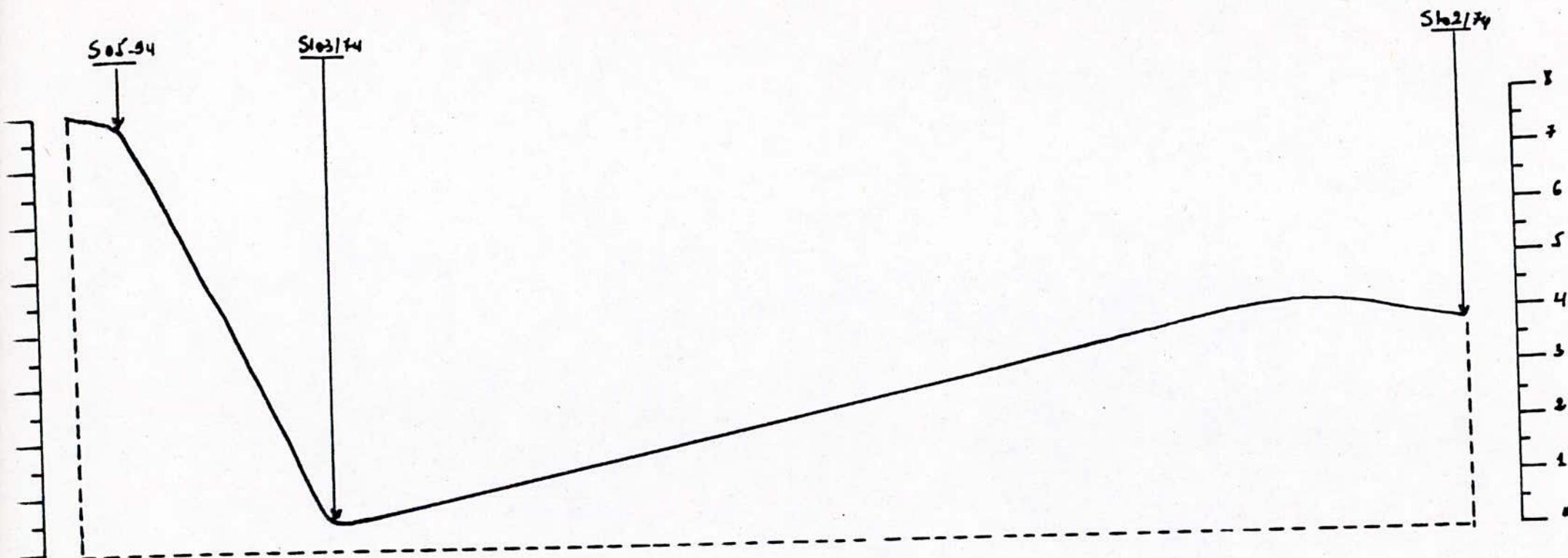
Profil	Anlevure	V_s (m^3)	V_m (m^3)	K_d (m)
S02 - S01	43	258	262,3	0,98
S110-S107	65	416,0	396,5	1,05
S04 - S05	90	540	549,6	0,98
S03 - S04	100	584	610	0,96
S03-S28-S38	100	594	610	0,97

Le coefficient de découverte k_{dmoyen} représentant la moyenne arithmétique de k_d tq : $k_{dmoyen} = 0,98$ et correspondant à un taux de découverte relatif de 1 pour 1, détermine une première approximation des réserves et un premier contour de la carrière, ainsi que la valeur de l'enlevure à chaque profil, et les côtes des points constituant le contour sud de la carrière .

- Voir le plan de délimitation des réserves .

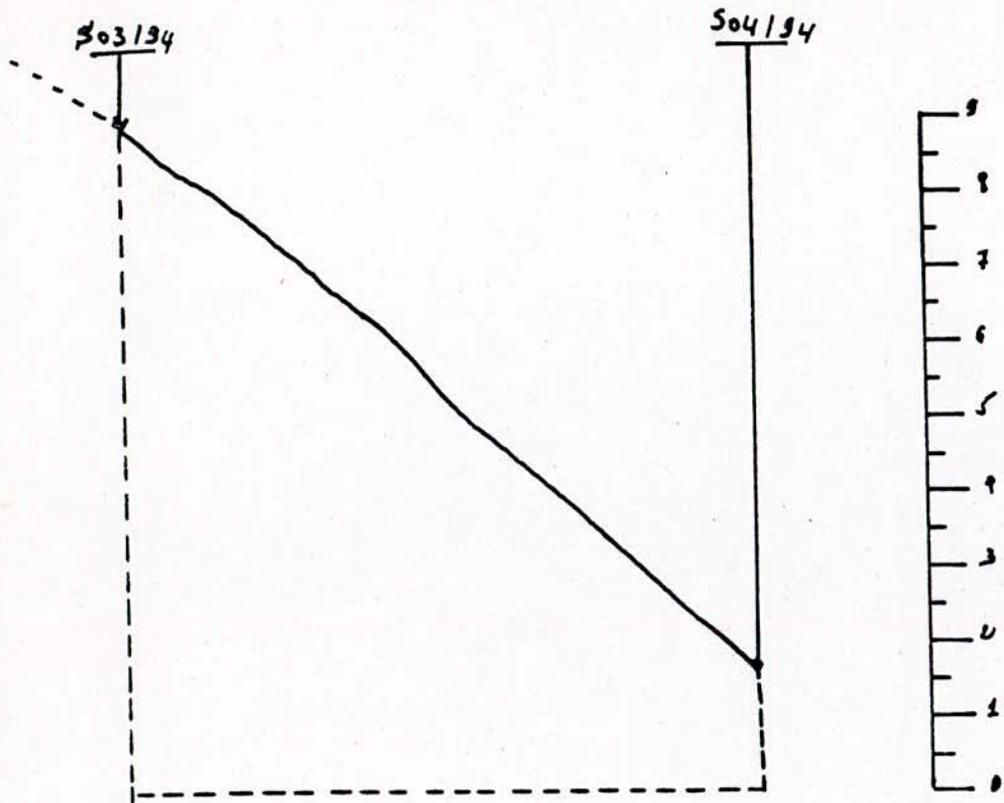
Pour s'assurer du résultat obtenu, on a utilisé la méthode des coupes géologiques pour le calcul des volumes de stérile (V_s) et de minerai (V_m), d'où le coefficient de découverte k_d .

Représentation des stades de recouvrements de la coupe: S 05/94 - S 103/74 - S 102/74.
par la méthode de pondération des puissances.

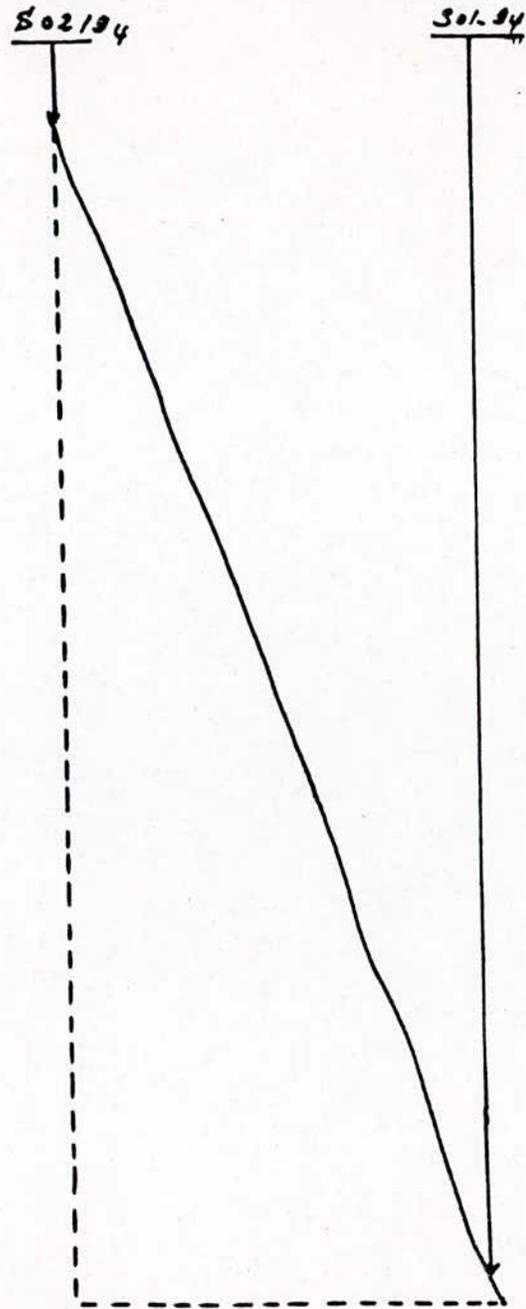
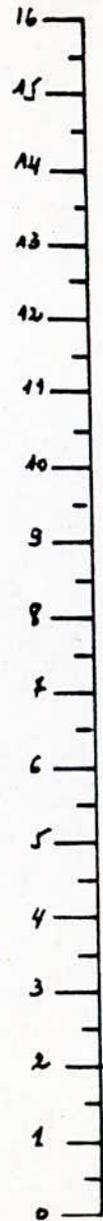


1m
10m.

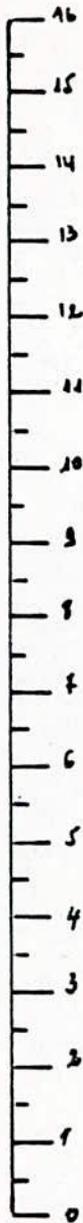
Planche de représentation des coupes: S03/94 - S04/94
 et S02/94 - S01/94



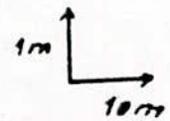
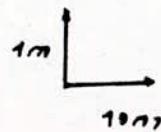
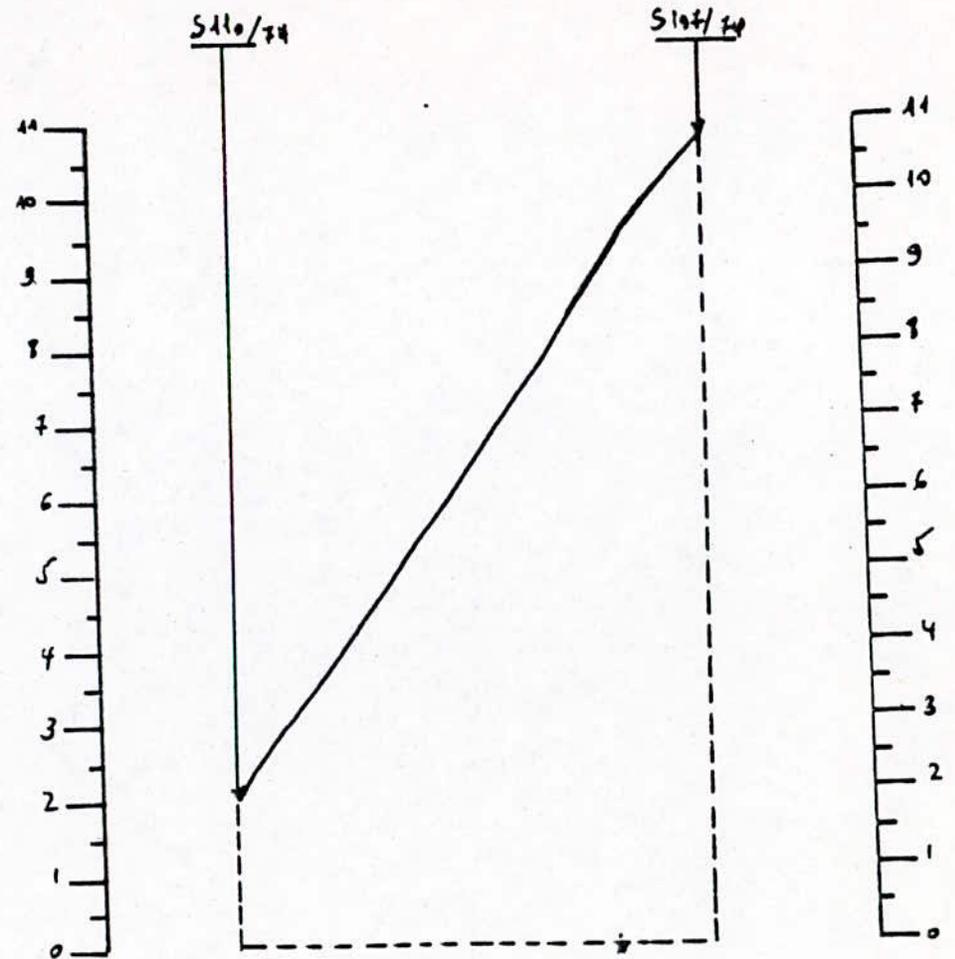
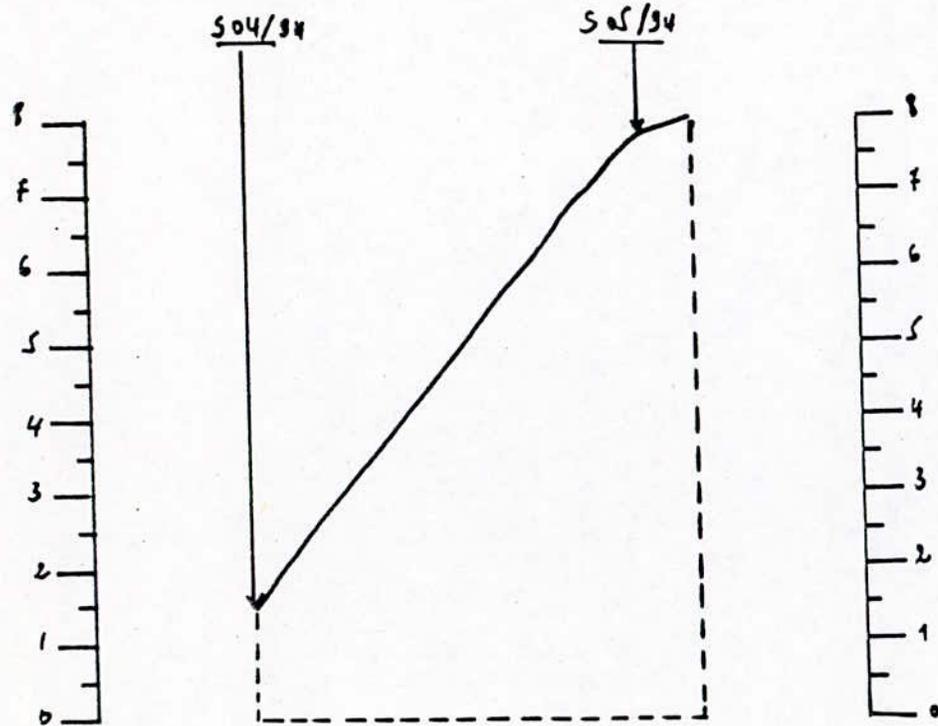
1m
 10m



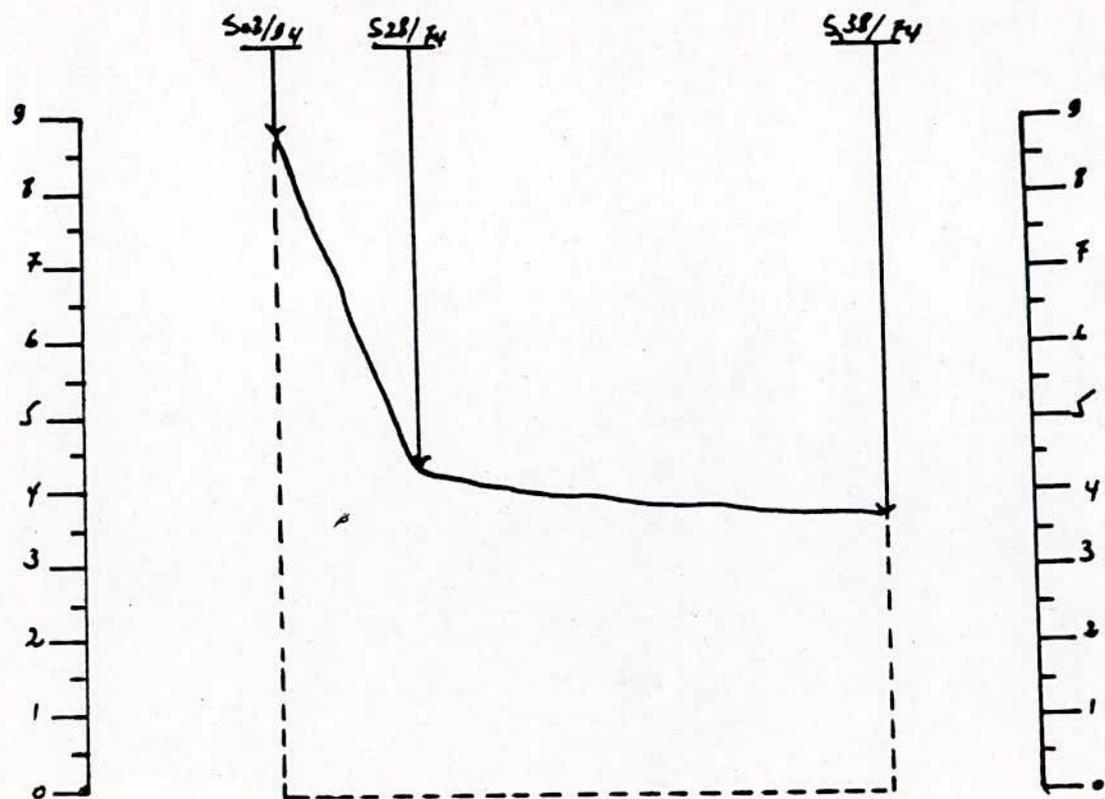
1m
 10m



Représentation des Stries de recouvrement des Coupes : S04/94 - S05/94 et S110/74 - S111/74
 par la méthode de pondération des puissances.



Representation du style de recouvrement de la coupe: S03/94 - S28/74 - S38/74
par la methode de ponderation des puissances.



B.3.3/ Méthode des coupes verticales parallèles :

A partir des coupes géologiques effectuées sur la base de log sondage des deux compagnes de reconnaissances 74 et 94, on a calculé les surfaces des coupes par deux méthodes :

* La méthode des moyennes arithmétiques pour des surfaces présentant un rapport : $S_2/S_1 < 40 \%$.

tel que : $S = (S_1 + S_2) / 2$; [m²]

d'où le volume : $V = \frac{S_1 + S_2}{2} \cdot L \cdot \frac{\alpha}{\sin \alpha}$; [m³]

L : distance entre deux coups .

α : angle de non parrallélisme entre les deux coupes . α : [rad]

avec : $0^\circ < \alpha < 17^\circ$.

* La méthode soviétique pour les surfaces présentant un rapport $S_2/S_1 > 40 \%$.

$S = (S_1 + S_2 + (S_1 \times S_2)^{1/2}) / 3$; [m²]

$V = S \cdot L \cdot \alpha / \sin \alpha$; [m³]

Pour le calcul des volumes du stérile ainsi que le minéral utile, on a considéré les coupes parallèles de direction N-S suivantes :

Coupe (1) : S108 / 74 - S111 / 74

Coupe (2) : S01 / 94 - S02 / 94

Coupe (3) : S03 / 94 - S28 / 74 - S38 / 74

Coupe (4) : S06 / 94 - S07 / 94 - S26 / 94 - S28 / 94

Coupe (5) : S101 / 74 - S104 / 74 - S102 / 74 - S106 / 74

TABLÉAU 3

i	Coupe	S _{st} (m ²)	S _{min} (m ²)	L _{t+1} (m)	α _{t+1} (°)	V _{t, t+1} st	V _{t, t+1} st	V _{t, t+1} gypse	V _{t, t+1} gypse
1	S108 - S11	68	169	63	5	260,90	18851,83	157,78	10560,3
2	S01 - S02	528,8	165,57	75	8	478,05	35868,48	364,61	27433,25
3	S03-S28- S38	429,05	563,65	268	8	280,17	76737,44	384,76	105364,22
4	S06-S07 -S26-S28	131,34	205,88	71	5	489,17	34772,74	613,44	43606,5
5	S101-S104 -S102-S106	847	1021						
Total							166330,5		186984,27

S_{st} : Sstérile .

S_{min} : Sminéral .

Le coefficient de découverte : $k_d = \frac{V_{totale\ stérile}}{V_{totale\ gypse}} = 0,89$

K _d = 0,89

C/ Calcul de reserves :

Les campagnes de prospection 1974 et 1994 ont permis d'avoir une première approximation des reserves, en utilisant la combinaison des deux méthodes de la zone d'influence, et celle des pondérations de puissance.

La valeur de la surface des deux blocs 1 et 2 cités dans le paragraphe précédent, associé à la puissance pondérale du gypse ont donné le résultat suivant :

$$\text{Bloc 1 : } S_1 = 30300,75 \text{ m}^2$$

$$\text{Bloc 2 : } S_2 = 95045 \text{ m}^2$$

$$\text{avec } m_{pg} = 6,12 \text{ mètres .}$$

Le volume ou la quantité de gypse obtenue est :

$$Q_g = (S_1 + S_2) \cdot m_{pg} \cdot \gamma / 10^6 \quad [\text{Mt}]$$

$$Q_g = (30,300,75 + 95045) \cdot 6,12 \cdot 2 \cdot 3 / 10^6 = 1,76 \text{ Mt}$$

$Q_g = 1,76 \text{ Mt}$

Or la quantité ou la valeur des reserves exploitable à ciel ouvert est considérablement inférieur à cette valeur sus-citée car le contour de ces reserves a été réduit du fait que le coefficient de découverte a été arrêté à $k_d = 1$.

En utilisant la même méthode, on a obtenue :

$$Q_g = 680 \text{ 000 tonnes}$$

Cette quantité correspond au terrain délimité par l'interpolation des points de sondage limites des côtés Nord, Est, et Ouest quant à celle de la partie Sud ils ont été réévalué suivant le tableau 2.

En utilisant la méthode des coups géologiques (paragraphe

C.3), on a obtenu un volume :

$$V_g = 190\ 000\ m^3 \approx 437\ 000\ \text{tonnes de gypse}$$

Remarque :

1) Si l'on avait considéré toutes les intercallations entre les deux corps (couches) de gypse non pas comme stérile, on arriverait à une estimation des réserves de : $V_{g_{total}} = 450\ 000\ \text{tonnes}$

2) L'écart enregistré dans le calcul des réserves exploitables à ciel ouvert entre les deux méthodes, montre qu'un corps aussi complexe que celui avec lequel se présente notre gisement ne peut être estimé avec une méthode aussi simple que celle des pondérations de puissance, laquelle est plus adéquate pour des gisements plus réguliers .

La méthode des coupes géologiques semble être (par expérience), la méthode la plus recommandée dans ce cas de gisement .

Classification des reserves :

Compte tenu de la densité moyenne de la maille de prospection, de la zone étudiée on estime que les reserves se divisent suivant deux blocs distinct de catégorie C₁

Les limites de ces deux blocs sont représentées sur le plan topographique .

Du point de vue teneur, l'analyse macroscopique et microscopique des carottes de sondage , ont conclu que le gisement était homogène et présentait une teneur moyenne $t_g = 98\ \% \text{ de } CaSO_4 \cdot 2H_2O$.

Faisabilité économique du projet :

Comme on l'a déjà souligné , le taux de découverte normalisé est de 1 pour 5 pour les gisements de gypse, or dans le cas de notre gisement on a admis un taux de découverte de 1 pour 1,1 ($k_d \cong 1$) .

dans ce cas , on ne peut pas affirmer que l'exploitation n'est plus rentable et cela compte tenu de différents facteurs , néanmoins cette rentabilité est réduite d'une manière considérable .

Pour remédier à ce problème, on proposera la fabrication de plâtre spéciaux (ou à valeur ajoutée qui ne nécessitent pas un grand investissement (transformation simple) néanmoins, ils ont une valeur marchande importante .

Exemple de plâtre à valeur ajoutée : placo-plâtre, les faux plafonds, le plâtre α , ... etc .

CHAPITRE IV
TRAVAUX D'EXTRACTION

CHAPITRE IV

TRAVAUX D'EXTRACTION

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 (Extraction).
- Liquidation et fermeture.

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

Cette étape est caractérisée surtout par sa technique de production 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 phisico-mécaniques et du minerai et de l'encaissant.
- Hydrogéologie et tectonique.

On rappellera que le sens d'évolution de front de la carrière choisi est W-E, tandis que le sens de déplacement du front du gradin est N-S.

Le choix de ce dernier est dicté par la morphologie du gisement, dont l'épaisseur tend à augmenter du Nord vers le Sud pour le BLOC I et cela jusqu'à un certain point régresser après .

Dans la partie Est du gisement (BLOC II), le terrain accuse, un certain réseau de faille, dans ce cas et par mesure de sécurité le sens du déplacement du front du gradin sera perpendiculaire à celles-ci.

IV-A-SYSTEME D'EXPLOITATION:

On peut définir le système d'exploitation comme étant l'ordre déterminé pour la bonne conduite des travaux miniers, tout en assurant la rentabilité économique et la sécurité du travail.

Dans les conditions concrètes, dont nous sommes confrontés, nous optons pour un système d'exploitation avec abattage des roches à l'explosifs⁰ et le transport de la matière par camions.

L'exploitation va être menée par un seul gradin⁰⁰; la chaîne technologique, qui englobe les différents engins de la mécanisation complexe doit offrir un schéma simple et efficace, qui permet une rapidité et une souplesse dans l'exécution des différents processus de l'exploitation.

Cela revient à dire qu'il doit y exister une certaine compatibilité entre les différents processus, notamment le chargement et le transport permettant ainsi d'exécuter chaque processus en un temps de cycle minimal.

La roche étant assez tendre, l'emploi des explosifs permet d'augmenter la productivité de la carrière et rendre l'extraction plus rapide et plus souple, et aussi rendre l'exploitation plus conforme aux exigences de l'usine de traitement, notamment sur le plan granulométrique qu'on va s'efforcer à régler ainsi que tout ses paramètres afin de la rendre standard. Cela exige bien entendu, une bonne préparation des roches à l'extraction; tâche confiée à un certains type de soudeuses.

L'ensemble des engins qui seront choisis et adaptés à l'exploitation, ainsi que les paramètres du plan de tir seront donnés en détails dans les chapitres qui vont suivre.

ELEMENTS DU SYSTEME D'EXPLOITATION:

Les éléments du système d'exploitation englobent les principaux facteurs qui caractérisent aussi bien les éléments de la carrière, que le volume de la production.

*** LA HAUTEUR DU GRADIN:**

Cette hauteur est fonction des propriétés physico-mécaniques de la roche, de la stabilité du gradin, et pour des raisons de sécurité de l'engin de chargement, mais aussi de la puissance du gisement que présente la géologie de cette région.

Pour notre cas, la hauteur du gradin est égale à toute la puissance du gisement, à cause de la morphologie de ce dernier; cette puissance accuse une ondulation dans la fourchette (1.2 - 8.2) (m) ; ce qui nous pousse à la pondérer à : $H_{gr} = 6.12$ (m).

⁰Vu la cohésion et la compacité de la roche en particulier et du gisement en général, l'usage des explosifs comme mode d'abattage est plus avantageux que le mottage mécanique des roches

⁰⁰ Vu la morphologie du gisement, qui se présente en couche mince (de 1.2 à 8.2 metres), ainsi que pour des raisons de sécurité

La condition de sécurité pour l'engin stipule que : $H_{gr} \leq 1.5 * H_{max}$ où:
 H_{max} = hauteur maximale du creusement de l'excavateur (m).

AN:

$$H_{gr} = 6.12 \text{ (m)}$$

$$H_{max} = 4.40 \text{ (m)}$$

$$\text{condition : } 6.12 \leq 1.5 * 4.40 = 6.60 \text{ (vraie)}$$

d'où, on prend : $H_{gr} = 6.12 \text{ (m)}$

* ANGLE DE TALUS DU GRADIN :

Il est fonction des propriétés physico-mécaniques des roches, et la stabilité à moyen terme du gradin; il est aussi fonction de l'inclinaison des trous de mines destinés à être chargés en explosifs.

On distingue :

- angle du talus du gradin en exploitation : $\alpha = 90^\circ$

- angle du talus du gradin de liquidation : $\alpha = (70 \div 80)^\circ$

* LA PLATE FORME DE TRAVAIL:

Largeur de la plate forme de travail: Cette largeur est donnée par la formule suivante:

$$L_p = A + X + D + T + Z$$

Z: largeur du prisme éventuel d'éboulement; dans notre cas : $Z = 0$ car l'exploitation se réalise avec un seul gradin.

T: largeur de la piste d'accès ($T = 7.5 \text{ (m)}$)

A: largeur de l'enlevure estimée par les deux (02) formules suivantes:

$$A = B / \cos(\delta) \text{ (m)} \quad \text{et} \quad A = 2 * b \text{ (m)}$$

où : B = largeur de la banquette (m)

b = espacement entre les rangées (m) = 4.3 (m)

AN:

$$A = 2 * 4.3 = 8.6 \text{ (m)}$$

D = berme de sécurité = 4 (m)

X = largeur du tas de roches abattues en dehors de l'enlevure (m); elle est donnée par les formules suivantes :

$$X = 3.5 * H * F^{1/4} * (q / H)^{1/3} * (0.65 + 0.35 * \cos(\theta))$$

X = Bet - A où:

F = indice de classification des roches suivant leurs difficulté d'exploitation

F = 1.44 (voir BENCHOUK)

θ = angle formé par la direction du talus du gradin et la direction de la 1ere rangée des trous de mines.

Bet = étalement total des roches abattues ; dans notre cas, on a utilisé plus d'une rangée,

d'où:

$$\text{Bet} = K_r * \text{Bts} + (n-1) * b$$

$$\text{Bts} = K_r * K_\delta * \text{Hgr} * \sqrt{q_r} \quad \text{où:}$$

K_r = coefficient tenant compte de l'intervalle de retard du détonateur ($0.8 \div 1$)

$$\text{on prend } K_r = 0.9$$

n = nombre de rangées $n = 2$

b = espacement entre les rangées (4.3 (m))

Bts = étalement dans le cas d'une seule rangée de trous (m).

Hgr = hauteur du gradin ($\text{Hgr} = 6.12$ (m))

q_r = consommation spécifique réelle ($q_r = 0.124$ (kg / m³))

K_δ = coefficient tenant compte de l'inclinaison du trou de mine ($\delta = 70^\circ$)

$$K_\delta = 1 + 0.5 \sin(2 * (90^\circ - \delta))$$

AN:

$$K_\delta = 1 + 0.5 \sin(2 * (90^\circ - 70^\circ))$$

$$K_\delta = 1.32$$

K_r = coefficient tenant compte de la résistance des roches au tir ($2.5 \div 3$), on prend

$$K_r = 2.75 \text{ (roche de tirabilité moyenne)}$$

Application numérique:

$$K_r = 2.75$$

$$K_\delta = 1.32$$

$$\text{Hgr} = 6.12 \text{ (m)}$$

$$q_r = 0.124 \text{ (kg / m}^3\text{)}$$

$$\text{donc Bts} = 0.97 \text{ (m)}$$

$$K_r = 0.9$$

$$n = 2$$

$$b = 4.3$$

$$\text{donc Bet} = 5.17 \text{ (m)}$$

$$\text{donc, } X = 5.17 - 4 \quad \text{====> } X = 1.17 \text{ (m)}$$

Conclusion finale:

$$L_p = 4 + 1.17 + 4 + 7.5 + 0$$

$$L_p = 16.67 \text{ (m)}$$

* LA HAUTEUR DU TAS DES ROCHES ABATTUES:

En raison de l'utilisation de plus d'une rangée de trous de mines, on peut calculer la hauteur du tas de roches abattues suivant:

$$\text{Htp} = (0.7 \div 1) * \text{Hgr}, \quad \text{on prend Htp} = 0.85 * \text{Hgr} \text{ (m)}$$

2-2- CAPACITE ANNUELLE DE PRODUCTION:

Notre étude prévoit (étude prévisionnelle) la production de 50000 t de plâtre par an à l'unité de production (usine: plâtrière). Pour atteindre cet objectif, il est nécessaire d'assurer une production en matière première (gypse) égale à 63500 t, sachant que 1.27 t de gypse donne, après traitement, 1 tonne de plâtre.

Aussi, il faut arrêter une production qui tiendra compte de :

- taux de fines : $T1 = 1 \%$.
- taux des pertes dues au transport, qui est selon l'ERCC très négligeable:
 $T2 = 0\%$

La production annuelle est :

$$A = A + AT1 + AT2 = 64135 \text{ tonne / an.}$$

2-3- PRODUCTION PAR POSTE DE TRAVAIL : A_p

$$A_p = A / N_p$$

A = production annuelle en produit (t / an)

N_p = nombre de poste par an = 200 postes.

A.N :

$$A_p = A / N_p = 64135 / 200 = 320.675 \text{ tonnes / poste donc / jour}$$

$$A_p = 320.675 \text{ tonne / jour}$$

2-4 PRODUCTION HORAIRE : A_h

$$A_h = A_p / N_h$$

N_h : nombre d'heures de travail effectif par poste.

$N_h = N_{hp} * k$ tel que:

N_{hp} : Nombre d'heure par poste = 8 h

k : coefficient d'efficacité $k = 80 \%$

$$N_h = 0.8 * 8 = 6.5 \text{ heure}$$

$$\text{donc, } A_h = A_p / N_h = 320.675 / 6.5 = 49.33 \text{ tonnes / heure}$$

$$A_h = 49.33 \text{ tonne / heure}$$

2-4- DUREE DE VIE DE LA CARRIERE:

$$T = \phi / (A * (1 + P)) \quad (\text{année})$$

ϕ : Reserves exploitables du gisement (450000 tonnes)
A : Production annuelle en produit finis
P : Pourcentage de pertes : P = 1 %

AN:

$$T = 7 \text{ années}$$

IV-C- TRAVAUX DE DECOUVERTURE:

Les travaux de découverte consistent à déplacer la terre de recouvrement vers les terrains réservés à cet effet (mise à terri). La carrière de NOUMERAT est caractérisé par un taux de recouvrement assez important.

Ces recouvrements sont constitués essentiellement d'argiles versicolores, lesquelles sont décapées par le bulldozer et en cas de nécessité après ripage, et refoulées dans les terrils à une centaine de mètres de la plate forme (banquette) constituant le toit de la couche de gypse

(niveau de mise à terri)

SCHÉMA TECHNOLOGIQUE:

Ce schéma peut être traduit par deux fonctions:

- 1- Décapage (ripage en cas de nécessité).
- 2- refoulement vers les terrils.

TRAVAIL DU BULLDOZER:

CARACTERISTIQUES DU BULL :

Les travaux de découverte et d'aménagement des pistes est assuré par un bulldozer à chenille (Caterpillar D8K), équipé de dents de ripage, et ayant les caractéristiques suivantes:

type	: Caterpillar D8K
puissance du moteur:	300 (CV)
longueur de la lame	: 4 (m)
hauteur de la lame	: 1.5 (m)
poids brut	: 31.7 (t)

la lame est commandée par voie hydraulique.

LA PRODUCTION HORAIRE DU BULL:

$$V = V_0 * K1 * K2 * K3 \quad m^3 / h$$

$V_0 = 230 m^3 / h$: rendement horaire, selon l'abaque du guide Caterpillar. matériel et méthodes.

K1: coefficient tenant compte de la difficulté de refoulement et de décapage. dans le cas des matériaux argileux $K1 = 0.8$

K2: coefficient tenant compte de l'efficacité de travail (40 mn / h) $\implies K2 = 0.75$

K3 : coefficient tenant compte de la transmission mécanique $K3 = 0.8$.

AN: $V = 110.4 m^3 / \text{heure}$
 $V = 253.92 t / \text{heure}$

IV-D-TRAVAUX DE FORAGE DES TROUS DE MINES:

La tâche initiale à exécuter lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert est la préparation des roches à l'extraction; la qualité de celle-ci prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité du travail et en général l'efficacité de tout le processus d'exploitation.

Comme il a été déjà présenté, l'extraction des roches de gypse se fera par des tirs d'explosifs.

Il existe un complexe d'engins miniers qui exécutent des trous de mines, lesquels, suivant leurs fonctions, peuvent être classés en:

- grands trous de mines exécutés pour la réalisation d'un débitage primaire. A cet effet, on utilise des sondeuses.

- petits trous de mines exécutés pour la réalisation d'un débitage secondaire. Pour leur réalisation, on utilise des marTEaux piqueurs qui exécutent des PTM avec un diamètre de 36 (mm).

Les caractéristiques de la sondeuse utilisée sont:

Type : LM 100A CRAWLAIR-DRILL

Diamètre du trou foré : 65 mm

la sondeuse est reliée à un compresseur, dont la puissance du moteur est de : 225 (cv).

IV-E-TRAVAUX D'ABATTAGE DES ROCHES:

1- NOMBRE DE CHANTIER D'EXTRACTION:

L'organisation la plus optimale du travail au niveau de la taille, pendant la durée de la volée (10 jours) et sur la base du matériel possédé, doit se dérouler suivants deux (02) chantiers d'extraction. Lorsque le premier est en extraction, le second doit être en préparation, et vice-versa.

2- CALCUL DE LA CONSOMMATION SPECIFIQUE EN EXPLOSIFS:

Le calcul de la consommation spécifique en explosifs va être élaboré en se basant sur la méthode énergétique qui tient compte aussi bien de l'énergie dispensée pour la destruction du massif et la fragmentation des roches de gypse que de la capacité énergétique de l'explosif lui même. Elle se calcule suivant la formule suivante:

$$Q_0 = (\varepsilon_d + \varepsilon_f) / \varepsilon_{\text{exp}}^{1+\eta} \quad (\text{kg} / \text{m}^3)$$

avec:

ε_d = énergie de destruction du massif (KJ)

ε_f = énergie de fragmentation (ou de foisonnement) des roches (KJ).

ε_{exp} = énergie dispensée par l'explosif utilisé (KJ).

η = coefficient tenant compte de la nature de l'explosif (= 0.04 ÷ 0.06)

on prend pour notre cas : $\eta = 0.04$.

2-1- CALCUL DE L'ENERGIE DE DESTRUCTION:

Elle est donnée par la formule suivante:

$$\varepsilon_d = (\sigma_d^2 * Nd) / 2 * E_y \quad (\text{J})$$

E_y = module de YOUNG (Pa); on se limitera à la valeur dynamique trouvée au chapitre (II).

σ_d = contrainte dynamique de destruction (Pa); elle est donnée par la formule suivante:

$$\sigma_d = \sigma_{cd} / 10 + \sigma_{tr,d}$$

σ_{cd} = contrainte de compression dynamique = $Kd * \sigma_{cs}$

$\sigma_{tr,d}$ = contrainte de traction dynamique = $Kd * \sigma_{tr,s}$

avec:

$\sigma_{c(tr),s}$ = contrainte de compression (traction) statique (voir chapitre (II)).

Kd = coefficient dynamique ($Kd = 2 \div 4$); on prend $Kd = 3$.

AN:

$$\sigma_{cs} = 0.2 \text{ (MPa)}$$

$$\sigma_{tr.s} = 0.02 \text{ (MPa)}$$

$$Kd = 3$$

donc, on aura:

$$\sigma_{cd} = 0.6 \text{ (MPa)}$$

$$\sigma_{tr.d} = 0.06 \text{ (MPa)}$$

donc :

$$\sigma_d = 0.12 \text{ (MPa)}$$

Nd = degrés de destruction; il est donné par la formule:

$$Nd = 240 - 110 \log(d_{mm}) + 5.5 [\log(d_{mm})]^2 \quad \%$$

avec:

d_{mm} = dimension moyenne du morceau fragmenté (cm).

Généralement, on a $d_{mm} = ((E / 2 \div E / 11))$ où : E : capacité de la chargeuse (m^3).

On prend $d_{mm} = E / 5.5$; et il faut vérifier les conditions suivantes:

$$d_{mm} \leq 0.8 \sqrt[3]{E}$$

$$d_{mm} \leq 0.5 \sqrt[3]{Vb}$$

sinon, on prend la valeur minimale.

(Vb = volume de la benne du camion de transport)

AN:

$$E = 1.1 \text{ (m}^3\text{)}$$

$$Vb = 7 \text{ (m}^3\text{)}$$

$$0.25 \leq 0.44 \quad \text{Vrai}$$

donc:

$$d_{mm} = 0.25 \text{ (m)}$$

$$Nd = 240 - 110 \log(25) + 5.5 [\log(25)]^2 \implies Nd = 96.97 \%$$

Conclusion:

$$\sigma_d = 0.12 \text{ (MPa)}$$

$$Nd = 115.52 \%$$

$$E_y = 9040 \text{ (MPa)}$$

$$\varepsilon_d = [(0.12 * 10^6)^2 * 96.97] / (2 * 9040 * 10^6)$$

$$\varepsilon_d = 0.077 \text{ (KJ)}$$

2-2- CALCUL DE L'ENERGIE DE FRAGMENTATION:

On peut l'estimer grâce à la formule empirique suivante:

$$\varepsilon_f = (\gamma * v_0^2) * \ln(Kf * l_{cg}) / 2 \quad (J)$$

v_0 = vitesse de projection des roches après l'explosion (m/s); elle varie entre (10 ÷ 15) m / s. On prend : $v_0 = 12$ m / s.

γ = masse volumique des roches de gypse (kg / m^3); on a $\gamma = 2260$ (kg / m^3).

l_{cg} = déplacement du centre de gravité du massif détruit (m); elle varie entre (15 ÷ 25) m; on prend $l_{cg} = 20$ (m)

Kf = coefficient de foisonnement; il est estimé suivant la formule empirique suivante:

$$Kf = 1.35 + (1.33 * d_{mm}^2) / E^{0.67} * \exp(1 - 1.79 * (d_{mm}^2) / E^{0.67})$$

$$[d_{mm}] = \text{m}$$

$$[E] = \text{m}^3$$

on trouve $Kf = 1.50$

conclusion:

$$\varepsilon_f = (((12)^2 * 2260) / 2) * \ln(1.50 * 20) \implies \varepsilon_f = 553.442 \text{ (KJ)}$$

2-3- CALCUL DE L'ENERGIE DE L'EXPLOSIF:

Elle est fonction de l'énergie de l'explosif étalon utilisé. A noter qu'en Algérie, on utilise "l'ammonite 6JV" comme explosif étalon; on a:

$$\varepsilon_{\text{exp}} = \varepsilon_{\text{et}} * e$$

ε_{et} = énergie de l'explosif étalon = 4305 (KJ)

e = coefficient d'utilisation pratique de l'explosif.

Determination de e :

Il est lié aussi au travail des deux explosifs, suivant la formule:

$$e = T_{\text{et}} / T_u \quad \text{où:}$$

T_{et} = capacité de travail de l'explosif étalon = 380 ($\text{cm}^3 / 10$ grs)

T_u = capacité de travail de l'explosif utilisé. Pour la GELANIT2, MARMANITE2, on a : $T_u = 360$ ($\text{cm}^3 / 10$ grs).

AN:

$$e = 380 / 360 \implies e = 1.05$$

Conclusion:

$$\varepsilon_{exp} = 4305 * 1.05 \implies \varepsilon_{exp} = 4520.25 \text{ (KJ / kg)}$$

conclusion finale:

$$Q_0 = (0.077 + 553.442) / (4520.25)^{104} \implies Q_0 = 88 \text{ (grs / m}^3 \text{)}$$

Correction :

Lors de l'exploitation par gradins de petites hauteurs, la consommation spécifique doit être élevée, car dans ce cas, pour les travaux de chargement, on applique des engins de faibles capacités du godet, il faut donc une bonne fragmentation des roches.

Donc, il faut corriger la consommation spécifique en fonction de la hauteur du gradin. Pour cela, on a:

$$Q_p = Q_0 * K_h$$

Q_p = consommation spécifique du projet (kg / m³)

K_h = coefficient tenant compte de la hauteur du gradin.

$$K_h = \sqrt[3]{15 / H_{gr}} \implies K_h = 1.35$$

donc, la consommation spécifique du projet est : $Q_p = 120 \text{ (grs / m}^3 \text{)}$

3- CHOIX DE L'EXPLOSIF:

Pour l'exécution des travaux de tir, on a opté pour l'utilisation d'une combinaison de deux (02) types d'explosif dans le même trou, séparés par une bourre bien déterminée; le choix s'est arrêté sur:

Désignation commerciale	MARMANITE2	ANFOMIL
nature	poudre	poudre
résistance de l'eau	faible	faible
vitesse de détonation (m/s)	4500	2500
densité (grs / cm ³)	1.05	0.9
C.U.P	360	320
e	1.05	---
Relative weight strenght R.W.S	---	75
energie d'explosion (KJ)	4520.25	3850.2

En Algérie, on fabrique le plus souvent la MARMANITE2 sous forme de cartouches dont les dimensions sont:

Diamètre (mm)	Longeur (mm)	Poids (grs)
25	135	70
30	135	100
60	610	1250
65	750	2500
80	500	2500

4- ORGANISATION DES TRAVAUX DE TIR:

L'abattage proprement dit des roches de gypse sera organisé de tel façon à avoir un seul tir chaque deux (02) semaines; autrement dit, un (01) tir chaque dix (10) jours de travail; cela va permettre le bon déroulement des travaux de forage, au délai impartie; et aussi, permettre aux responsables magasiniers de commander et acquérir les bons types d'explosifs et leurs accessoires durant un temps ne dépassant pas le délais.

-Volume de gypse à abattre par volée V_{vol} (m^3 / volée):

$$V_{vol} = P_j * N_j / volée \text{ avec:}$$

P_j = production journalière (par poste); elle est donnée par:

$$P_j = 141.9 \text{ (} m^3 \text{ / poste)}$$

$N_j / volée$ = nombre de jours de travail correspondant à une volée.

$$N_j / volée = 10 \text{ jours.}$$

AN:

$$V_{vol} = 1419 \text{ (} m^3 \text{ / volée)}$$

- Quantité totale d'explosifs nécessaire pour chaque volée: Q_{exp} (kg / volée)

$$Q_{exp} = Q_0 * V_{vol}$$

AN:

$$Q_{exp} = 178.28 \text{ (kg / volée)}$$

- Degrés de salissement provoqué par l'emploi des explosifs S_{sal} (%):

$$S_{sal} = Q_{exp} \text{ (kg / volée)} / Q_{minerai} \text{ (kg / volée)} * 100$$

$$= Q_{exp} * 100 / \gamma * V_{vol}$$

AN:

$$S_{sal} = 120 * 100 / 2260 * 982.6 \text{ =====> } S_{sal} = 5.5 * 10^{-3} \text{ (\%)}$$

Conclusion:

Ce degrés de salissement est très tolérable en comparaison avec celui réalisé actuellement dans la carrière de RAS-FOUNIS, où le degrés de salissement est (6 ÷ 7) fois plus important, à cause de la forte consommation spécifique actuellement utilisée (851 g/m³ au 1^{er} semestre 1994).

5- ELEMENTS DU PLAN DE TIR:

Un plan de tir est caractérisé par les éléments suivants:

* éléments caractérisant le trou de mine : on peut citer:

- le diamètre du trou de mine
- la longueur du trou de mine L_{tr} (m).
- la longueur du sous-forage L_s (m).
- l'angle d'inclinaison du trou par rapport à l'horizontal (δ).

* éléments se rapportant à la charge du trou de mine: citons:

- la charge d'un mètre de trou de mine P (kg / m).
- la charge totale du trou en explosifs.
- la longueur de la charge l_{ch} (m).
- la longueur de bourrage L_b (m).

* éléments géométriques se rapportant à la maille du plan de tir: on cite:

- la résistance au pied du gradin (RPG) W (m).
- l'espacement entre les trous de mines d'une même rangée a (m).
- l'espacement entre les rangées b (m).
- la distance entre l'arrête supérieure du gradin, et les trous de la première rangée des trous de mines: c (m).

6- CALCUL DES ELEMENTS DU PLAN DE TIR:

* CALCUL DU DIAMETRE THEORIQUE DU TROU DE MINE:

Il faut noter au début que les explosifs choisis possèdent des densités voisines, ce qui permet, pour une première approximation, de considérer la moyenne arithmétique des deux (02) densités comme densité de l'explosif uniformisé du trou :

$$\Delta_{tr} = (\Delta_a + \Delta_m) / 2$$

Le diamètre du trou peut être estimé par la formule empirique suivante:

$$D_{tr} = 28 * H_{gr} * \sqrt{Q_0 / \Delta_{tr}}$$

H_{gr} = hauteur moyenne du gradin (=6.12 m)

Q_0 = consommation spécifique du projet (= 0.12 kg / m³)

Δ_{tr} = densité moyenne du trou en explosifs (grs / cm³)

AN:

Δ_a = densité de l'ANFOMIL = 0.9 (gr / cm³)

Δ_m = densité de la MARMANITE2 = 1.05 (gr / cm³)

$$\Delta_{tr} = 0.975 \text{ (gr / cm}^3\text{)}$$

$H_{gr} = 6.12$ (m)

$Q_0 = 0.12$ (kg / m³)

$$\implies D_{tr} = 60.11 \text{ (mm)}$$

Remarque:

Le fait qu'on a utilisé une sondeuse dont le diamètre foré est de 65 (mm), et en comparaison avec le diamètre théorique trouvé, nous pouvons constater qu'il existe un sur-espacement de 5 (mm); cela peut, en première approximation, conduire à l'augmentation des pièces hors-gabaris, du fait de la diminution du travail de l'explosif. Pour minimiser cet effet, on va s'efforcer à chercher à utiliser des cartouches dont le diamètre serait suffisant pour combler l'espacement en plus et qui répond à la condition de tassement suivante: - voir [13] -

$$0.8 \leq \phi_c / D_{tr} < 1 \quad \text{soit donc, } 0.8 * D_{tr} \leq \phi_c < D_{tr}$$

$$\phi_c = \text{diamètre de la cartouche (mm).}$$

AN:

$$D_{tr} = 65 \text{ (mm)} \quad \implies \quad 52 \leq \phi_c \leq 65$$

En Algérie, le diamètre de la cartouche qui satisfait à cet intervalle est :

$$\phi_c = 60 \text{ (mm).}$$

Cela correspond à un degré de tassement de 0.92 qui est très bon, puisque cela augmente la capacité de travail de l'explosif.

*** CALCUL DE LA CHARGE D'UN METRE DE TROU DE MINES:**

Pour l'ANFOMIL, on a:

$$P_a = (\pi / 4) * D_{tr}^2 * 1 * \Delta a \implies P_a = 2.98 \text{ (kg / m)}$$

Pour la MARMANITE2, on a:

$$P_m = (\pi / 4) * D_{tr}^2 * 1 * \Delta m \implies P_m = 3.48 \text{ (kg / m)}$$

Remarque:

Le trou est chargé de la manière suivante¹

- 70 % de la charge est placée dans la partie inférieure du trou et est composée par l'ANFOMIL.

- 30 % de la charge est placée dans la partie supérieure du trou et est composée par la MARMANITE2.

Cherchons maintenant, la charge du trou par mètre linéaire correspondant à un explosif uniformisé; on a:

$$P_{ch}(T) = L_{ch}(a) + L_{ch}(m) \implies$$

$$Q_{ch}(T) / P(T) = Q_{ch}(m) / P_{ch}(a) + Q_{ch}(m) / P_{ch}(m) = Q_{ch}(T) * (0.7 / P_a + 0.3 / P_m)$$

$$P_{ch}(T) = (P_a * P_m) / (0.3 * P_a + 0.7 * P_m)$$

AN :

$$P_{ch}(T) = (2.98 * 3.48) / (0.3 * 2.98 + 0.7 * 3.48)$$

$$P_{ch}(T) = 3.11 \text{ (kg/m)}$$

¹Ces proportions sont liées au caractère brisant des explosifs, et en vue de régulariser la fragmentation des roches lors du tir - voir [6] -

Remarque:

Suivant la situation réelle du massif à abattre, on va décider de l'inclinaison des trous de mines. En général, si le massif présente plus de deux (02) surfaces libres, les trous de mines doivent être verticaux, sinon on exécute des trous inclinés. Aussi, pour un même plan de tir, on peut exécuter des combinaisons, c'est à dire des rangées où les trous sont inclinés et d'autres où ils sont verticaux. les prochains calculs vont s'intéresser aux trous inclinés; mais pour avoir les formules des trous verticaux, il suffit d'étendre l'angle d'inclinaison δ à 90° .

*** CALCUL DE LA RESISTANCE AU PIED DU GRADIN W(m) : (RPG)**

Elle est donnée le plus souvent par :

$$W = (1 / \sin(\delta)) \sqrt{P(T) / Qp} \quad (m)$$
$$[P(T)] = (kg / m)$$
$$[Qp] = (kg / m^3)$$

*** CALCUL DE LA LONGUEUR DU SOUS-FORAGE:**

généralement, on a:

$$Ls = (1 / 2) * Qp * W \quad (m) \quad [Qp] = (kg / m^3), [W] = (m)$$

*** CALCUL DE LA LONGUEUR DU TROU DE MINE Ltr (m):**

Elle peut être estimer par :

$$Ltr = (Hgr / \sin(\delta)) + Ls \quad (m)$$
$$[Hgr] = (m)$$
$$[Ls] = (m)$$

*** LA DISTANCE ENTRE LES TROUS D'UNE MEME RANGEE a (m):**

Souvent, elle se calcule par :

$$a = m * w \quad (m)$$

m = coefficient tenant compte de la géométrie de la maille (0.9 ÷ 1.3).
on prend m = 0.9.

*** LA DISTANCE ENTRE LES RANGÉES D'UN PLAN DE TIR b (m):**

Si le tir est à la mèche: $b = 0.85 * a \quad (m)$

Si on exécute un tir à micro-retard. $b = (0.9 \div 1) * a \quad (m)$

Pour notre cas, on prend la méthode du tir à micro-retard, $b = 0.9 * a$

Remarque:

Pour calculer la distance "b" entre une rangée de trous inclinés et une autre dont les trous sont verticaux, on prendra $b = a \quad (m)$

*** DISTANCE ENTRE L'ARRETE SUPERIEURE DU GRADIN ET L'AXE DES PREMIERS TROUS C (m):**

Cette distance doit satisfaire la condition suivante:

$$W - Hgr * \cotg(\delta) \leq C \leq 0.8 * Hgr$$

Remarques:

- Cette condition nous pousse à dire que la première rangée doit être composée de trous inclinés car $\cotg(90^\circ)$ n'est pas défini.
- Si le massif présente moins de deux (02) surfaces libres, on prendra C = 2 (m) sans tenir compte de la condition déjà émise.

*** CARACTERISTIQUES DE LA PREMIERE RANGEE:**

- la charge totale en explosif du trou = $Q_{ch}(1) = Q_p * W * Hgr * a$ (kg / trou)
- la longueur de la charge = $L_{ch}(1) = Q_{ch}(1) / P(T)$ (m)
- la longueur de bourrage du trou = $L_b(1) = L_{tr} - L_{ch}(1)$ (m)

*** CARACTERISTIQUE DE LA N ieme RANGEE: N ≥ 2**

- la charge totale en explosif du trou = $Q_{ch}(n) = Q_p * W * Hgr * a * b$ (kg / trou)
- la longueur de la charge = $L_{ch}(n) = Q_{ch}(n) / P(T)$ (m)
- la longueur de bourrage du trou = $L_b(n) = L_{tr} - L_{ch}(n)$ (m)

AN:

Le tableau suivant va résumer tout les résultats obtenus pour les deux cas de trous (inclinés ou verticaux):

Caractéristiques	trous inclinés	trous verticaux
W (m)	5.41	5.1
Ls (m)	0.32	0.3
a (m)	4.80	4.6
b (m)	4.32	4.14
C (m)	2	2
$Q_{ch}(1)$ (kg)	19	17.23
$L_{ch}(1)$ (m)	6.1	5.54
$L_b(1)$ (m)	0.73	0.88
$Q_{ch}(n)$ (kg)	15.2	13.9
$L_{ch}(n)$ (m)	4.9	4.47
$L_b(n)$ (m)	1.93	1.95
L_{tr} (m)	6.95	6.42

7. ORGANISATION DE LA CHARGE DU TROU :

Comme on l'a mentionné, le trou se compose de deux (02) parties:

- Une partie inférieure chargée par l'ANFOMIL qui constitue près de 70 % de la charge totale du trou en explosifs.
- Une partie supérieure chargée par la MARMANITE2 qui constitue à son tour 30 % de la charge totale du trou en explosifs.

Pour charger le trou de mine par l'explosif, on emploie pour les deux types, des cartouches dont le diamètre répond bien aux conditions de tassement expliqués en (6). Les caractéristiques des cartouches pour les deux types d'explosifs sont:

- Pour la MARMANITE2:
 - * diamètre de la cartouche = 60 (mm)
 - * longueur de la cartouche = 610 (mm)
 - * poids de la cartouche = 1250 (grs)
- pour l'ANFOMIL:
 - * diamètre de la cartouche = 60 (mm)
 - * longueur de la cartouche = 500 (mm)
 - * poids de la cartouche = 1300 (grs)

Pour tirer le massif, on utilisera deux rangées de trous; la première rangée est constituée de trous inclinés de 70° par rapport à l'horizontale; la deuxième rangée est constituée de trous verticaux; cela va laisser la surface du Talus du gradin en exploitation relativement verticale, mais stable pour le gypse.

L'angle de liquidation du Talus du gradin, lorsque les conditions Technico-économique, décrits au chapitre (II), ne permettent plus l'exploitation, serait de 80° en exécutant un tir à double rangées dont la dernière est constituée de trous inclinés de 80° . A noter que la charge des trous de la 1^{ere} rangée diffère de celle des trous de la seconde rangée:

- 1^{ere} rangée: On utilise des trous inclinés dont la charge est composée de :
- ANFOMIL: $Q_a = 13.3$ (kg); correspondant à 7 cartouches, soit 9.1 (kgs) en ANFOMIL par trou; la longueur de la charge en ANFOMIL $L_{ch}(a) = 3.5$ (m); on a donc un défaut de charge de 4.20 (kg/trou).
 - MARMANITE2: $Q_m = 5.7$ (kg /trou); correspondant à 4 cartouches, soit 5 (kgs) de charge en MARMANITE2; la longueur de la charge est : $L_{ch}(m) = 2.44$ (m) , on a donc un défaut de charge de 0.7 (kg / trou).

Conclusion:

on a : $Q_{ch} = 14.1$ (kg / trou); donc il faut trouver le nombre de trous optimum (n_1) pour combler le défaut de charge enregistré.

Les nouvelles proportions en charges sont:

- ANFOMIL: correspondant à 64.5 % de la charge totale.
- MARMANITE2: correspondant à 35.5 % de la charge totale.

2^{eme} rangée: On utilise des trous verticaux dont la charge est composée de :

- ANFOMIL: $Q_a = 9.73$ (kgs) correspondant à 7 cartouches, soit un poids total de 9.1 (kg / trou), avec une longueur de charge : $L_{ch}(a) = 3.5$ (m), soit un défaut de charge de 0.63 (kg / trou).

- MARMANITE2: $Q_m = 4.17$ (kg / trou); le nombre de cartouches correspondant est 3, soit un poids total de 3.75 (kg / trou), et une longueur de charge de $L_h(m) = 1.83$ (m).

Conclusion:

Pour les trous de la 2^{eme} rangée, $Q_{ch}(2) = 12.85$ (kg / trou), donc il faut trouver le nombre optimum de trous (n_2) qui pourra combler le défaut de charge enregistré. Les nouvelles proportions en charges sont:

- ANFOMIL: correspondant à 70.8 % de la charge totale.
- MARMANITE2: correspondant à 29.2 % de la charge totale.

*** POSITION DU PROBLEME:**

Il faut chercher le nombre optimum de trous de la 1^{ere} rangée (n_1) et celui de la 2^{eme} rangée (n_2) qui doivent satisfaire les conditions suivantes:

$$Q_{ch}(1) * n_1 + Q_{ch}(2) * n_2 = Q_{exp}$$

$$\begin{matrix} n_1 \geq 0 & \text{et} & n_1 \leq L_v/a \\ n_2 \geq 0 & \text{et} & n_2 \leq L_v/a \end{matrix} \quad \text{et} \quad n_1 + n_2 \leq \frac{V_v}{V_{a.tr}}$$

avec $(n_1, n_2) \in \mathbb{N}^2$

*L_v : Longueur de La Volée
 V_v : Volume de La Volée.
 $V_{a.tr}$: Volume abattu par un trou de mine.*

soit donc,

$$\begin{matrix} 14.1 * n_1 + 12.85 * n_2 = 178.28 \\ n_1 \geq 0 & \text{et} & n_1 \leq 7 \\ n_2 \geq 0 & \text{et} & n_2 \leq 7 \end{matrix} \quad \text{et} \quad n_1 + n_2 \leq 13$$

Pour la résolution de ce système, on utilise la méthode graphique (voir figure (5)).

Par élimination, on retient les solutions suivantes:

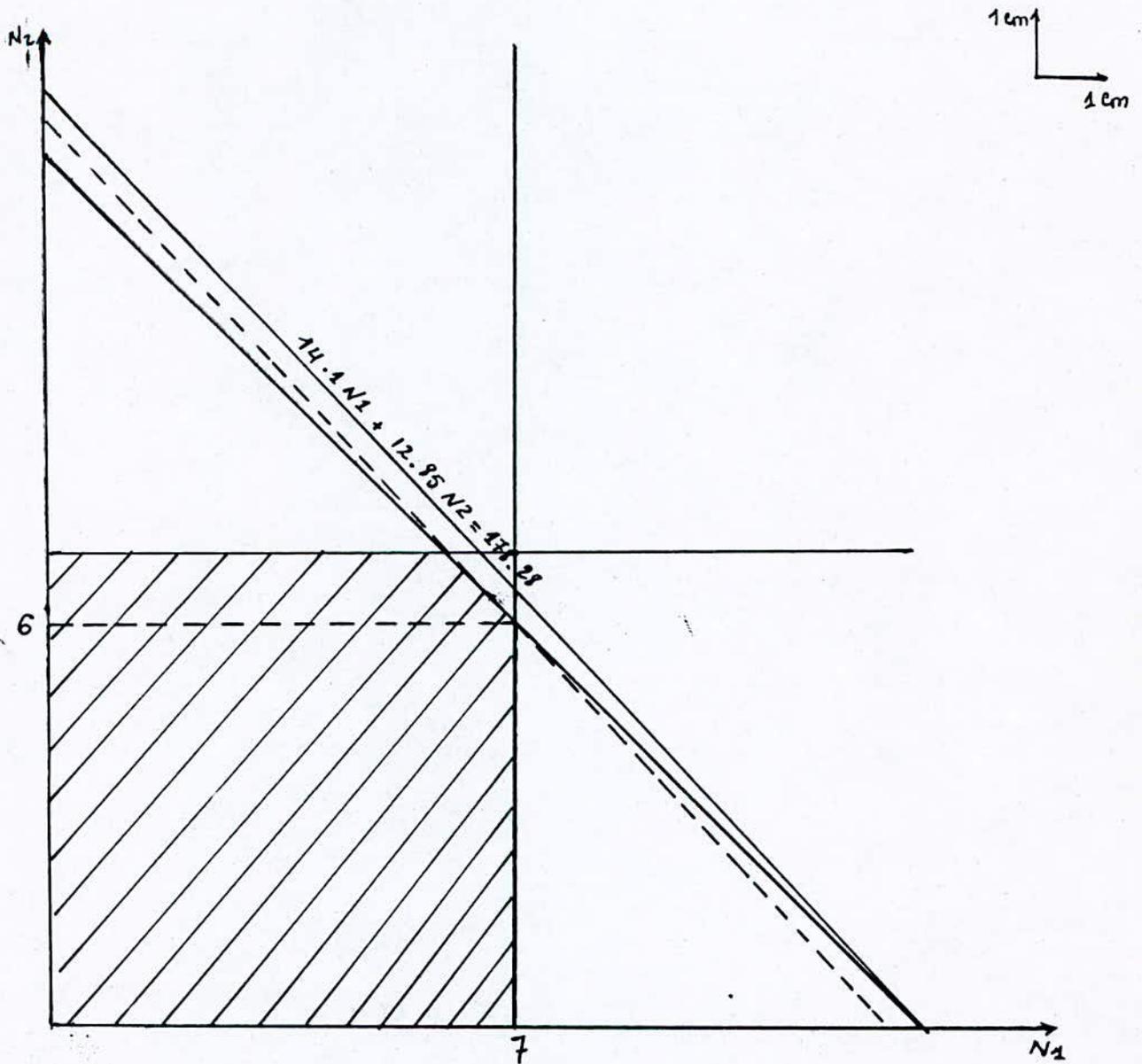
* tir à une seule rangée avec : $n_1 = 13$ trous ; $n_2 = 0$ trous.

Cette solution est rejetée car elle demande l'aménagement de près de 260 (m^2) de surface à tirer.

* tir à deux rangées avec $(n_1, n_2) = (7, 6)$.

Nous optons pour la solution $(n_1, n_2) = (7, 6)$

Figure : N° 05.



*** CALCUL DES CARACTERISTIQUES MODIFIES:**

Cela revient à dire qu'on va déterminer les caractéristiques utilisés réellement sur la base des calculs précédents :

- longueur de charge:

* 1^{ere} rangée : $L_{ch}(1) = 5.94 \text{ (m)}$

* 2^{eme} rangée : $L_{ch}(2) = 5.33 \text{ (m)}$

- longueur de bourrage:

* 1^{ere} rangée : $L_b(1) = 1.01 \text{ (m)}$

* 2^{eme} rangée : $L_b(2) = 1.09 \text{ (m)}$

- charge du trou:

* 1^{ere} rangée : $Q_{ch}(1) = 14.1 \text{ (kgs)}$

* 2^{eme} rangée : $Q_{ch}(2) = 12.85 \text{ (kgs)}$

- la quantité d'explosifs nécessaire pour une volée:

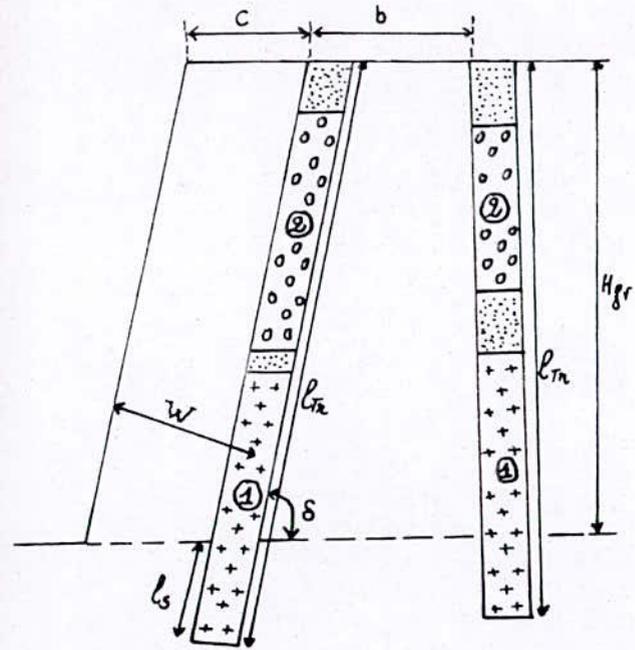
$$Q_{exp(réelle)} = Q_{ch}(1) + Q_{ch}(2) \implies Q_{exp(réelle)} = 175.8 \text{ (kg)}$$

- la consommation spécifique réellement utilisée :

$$Q_r = Q_{exp(réelle)} / V_{vol} \quad (\text{kgs} / \text{m}^3)$$

$$Q_r = 0.124 \quad (\text{kgs} / \text{m}^3)$$

Shematisation de la disposition
des Trous dans le massif
fig:01



Sable de bourrage.

Marmarite.

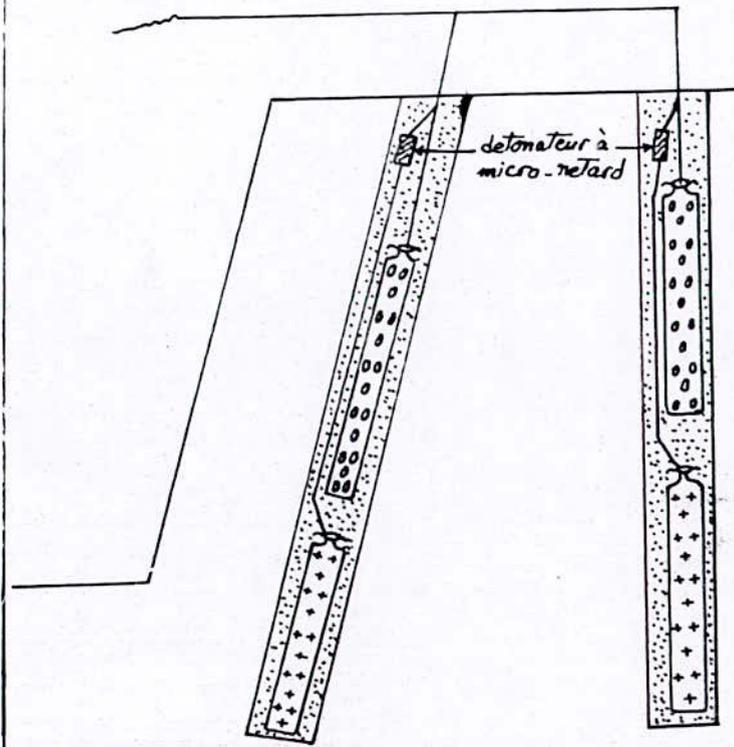
ANFO-MIL.

① explosif detonant le premier.

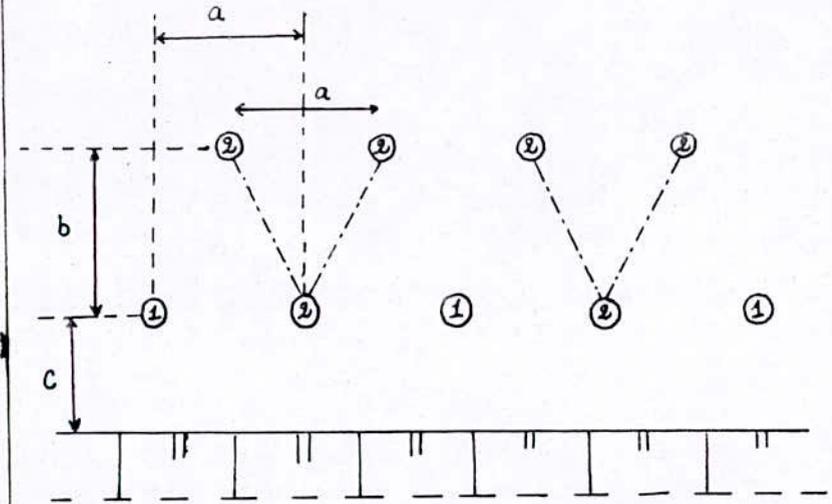
② explosif detonant le second.

Organisation du tir
dans un trou.

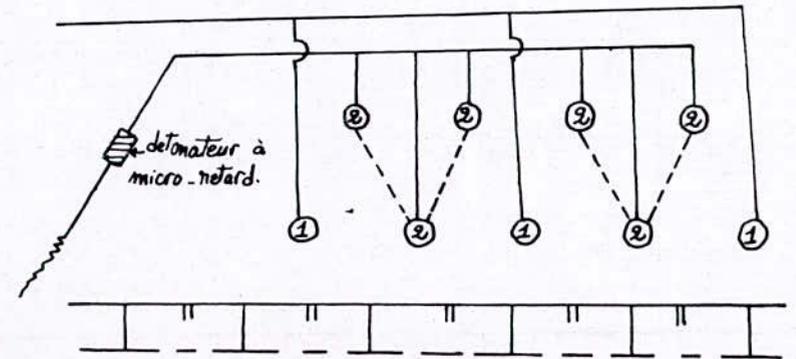
fig:04



Shematisation des éléments du plan de tir
fig:02



Organisation du
tir des différents trous
fig:03



IV-F-TRAVAUX DE CHARGEMENT

1- GENERALITES:

Les travaux d'excavation consistent au chargement des roches abattues dans les engins de transport. De nos jours, cette tâche est confiée le plus souvent aux différents types de chargeuses. Les chargeuses appartiennent à la famille des excavateurs à godet unique, dont la prise et le déplacement des roches abattues se font par un seul godet.

Elles fonctionnent d'une manière cyclique, exécutant ainsi successivement les opérations du cycle de travail.

L'une des chargeuses les plus utilisées dans les carrières du monde, et qui est utilisée dans la carrière de RAS-FOUNIS, est la chargeuse sur pneus dont l'organe de travail est rigidement fixé à la flèche. Ce choix est conditionné par les nombreux avantages qu'elle présente; entre autre, sa grande manoeuvrabilité, son pouvoir à surmonter de fortes pentes, sa grande vitesse et la capacité de son godet.

2 - PRINCIPAUX PARAMETRES DE CHARGEUSES:

Les principaux paramètres technologiques qui définissent le rendement d'une chargeuse sont :

- la capacité de charge.
- la force de pénétration.
- la hauteur de chargement.
- l'angle de basculement du godet lors du chargement et déchargement.

A noter aussi que le rendement d'une chargeuse est aussi *dépendant des* paramètres techniques présentés par le temps de cycle de la chargeuse, donc du schéma de chargement adopté.

3 - CHOIX DU SCHEMA DE CHARGEMENT:

Les schémas de chargement s'avèrent nombreux, et se basent sur l'organisation de la mise en place effective de la chargeuse et de l'engin de transport dans le chantier.

Parmi tous les schémas, nous avons opté pour un chargement avec virage partiel de la chargeuse lors du déplacement vers le chantier et le retour vers le camion placé d'un angle de 30° par rapport au front de taille.

Autrement dit, la chargeuse sur pneus chargée, s'éloigne du chantier en marche arrière avec un angle de (30 ÷ 45)° dans la direction opposée du camion, et après en marche avant, s'approche du camion et décharge son godet. La chargeuse vide, s'éloigne du camion en marche arrière avec un virage d'un petit angle, puis en marche avant s'approche du chantier.

Ce schéma exige que la chargeuse travaille avec un petit déplacement (≤ 15 m); mais en gardant la perpendicularité de la chargeuse par rapport au front de taille, ce qui facilite son creusement.

4 - DETERMINATION DU VOLUME NECESSAIRE DE LA CHARGEUSE ET SON RENDEMENT:

* DETERMINATION DU TEMPS DE CYCLE DE LA CHARGEUSE T_c (sec):

Généralement, il est donné par : $T_c = T_b + T_1 + T_2$ (sec) avec

T_b : temps de base du cycle de la chargeuse (sec)

T_1 : temps perdus dû à la granulométrie non homogène (sec) (= 3 (sec)).

T_2 : temps perdus dû à divers raisons (sec) (= 10 (sec)).

Déterminons le temps de base du cycle de la chargeuse:

$T_b = T_r + T_{m.ch} + T_{dech} + t_{mv}$ (sec) avec:

T_r : temps mis par la chargeuse pour remplir son godet (sec) (=15 (sec)).

T_{dech} : temps mis par la chargeuse pour déverser sa charge (sec) (=10(sec)).

$T_{m.ch}$: temps mis par la chargeuse remplie pour se déplacer du front vers l'engin de transport. $T_{m.ch} = 3.6 * L_{ch} / V_{ch}$ (sec) avec:

L_{ch} = distance de parcours de la chargeuse remplie (m) (=15m)

V_{ch} = vitesse de la chargeuse remplie (= 4 km / h)

t_{mv} : temps mis par la chargeuse vide pour se déplacer du camion vers le front:

$t_{mv} = 3.6 * L_v / V_v$ (sec) avec:

L_v = distance de parcours de la chargeuse vide (m) (=15m)

V_v = vitesse de la chargeuse vide (= 6 km / h)

AN:

$L_{ch} = 15$ m

$V_{ch} = 4$ km / h

donc, $T_{m.ch} = 13.5$ sec

$L_v = 15$ m

$V_v = 6$ km / h

donc, $t_{mv} = 9$ sec

$T_r = 15$ sec

$T_{dech} = 10$ sec

donc, $T_b = 15 + 13.5 + 10 + 9$

$T_b = 47.5$ sec

$T_1 = 3$ sec

$T_2 = 10$ sec

donc, $T_c = 47.5 + 10 + 3$

$T_{cycle} = 60.5$ sec = 1 minute

* DETERMINATION DU VOLUME DU GODET DE LA CHARGEUSE: $F (m^3)$

- le nombre de cycle par poste N_{cy} pour un rendement horaire de 70 %:

$$N_{cy} = T_p * 0.7 / T_c \quad \text{avec:}$$

$$T_p = \text{temps du poste (sec)} (= 8 * 3600 \text{ sec})$$

$$T_c = \text{temps du cycle (sec)} (= 60.5 \text{ sec})$$

AN:

$$N_{cy} = 8 * 3600 * 0.7 / 60.5 = 333.22$$

$$N_{cy} = 333 \text{ cycles / poste}$$

- la charge requise par cycle de travail est :

$$Q_c = Q_p / N_{cy}$$

$$Q_p = \text{charge à déplacer durant un poste (t)} (= 320.675 \text{ t / poste})$$

AN:

$$Q_c = 320.675 / 333 \implies Q_c = 0.963 \text{ t / cycle}$$

- la masse volumique foisonnée:

$$\gamma_f = \gamma / K_f \quad (t / m^3) \quad \text{avec:}$$

$$K_f = 1.5$$

$$\gamma = 2.26 \text{ (t / m}^3\text{)}$$

$$\text{donc, } \gamma_f = 1.5 \text{ (t / m}^3\text{)}$$

- le volume à déplacer par cycle est :

$$V_c = Q_c / \gamma_f \text{ (m}^3\text{ / cycle)}$$

AN:

$$V_c = 0.963 / 1.5 \implies V_c = 0.64 \text{ (m}^3\text{ / cycle)}$$

- le volume théorique du godet de la chargeuse qu'il faut utiliser :

$$V_g = V_c / R_v \text{ (m}^3\text{)}$$

où R_v = rendement volumique de la chargeuse ($= 0.6$)

AN:

$$V_g = 1.07 \text{ (m}^3\text{)}$$

Conclusion finale:

On va utiliser une chargeuse dont les caractéristiques sont les suivantes et ceci d'après la gamme de chargeuses présentées dans le guide (voir annexe) :

- marque : KAWASAKI
- type : KHP
- volume du godet : $(0.8 \div 1.3) \text{ m}^3$
- hauteur : 3106 (mm)
- largeur hors pneus : 2160 (mm)
- largeur : 5700 (mm)
- hauteur maximale atteinte : 4400 (mm)

On prend donc, $E = 1.1 \text{ m}^3$ comme volume adopté de la chargeuse.

* COEFFICIENT D'UTILISATION :

Il peut être déterminé par la formule empirique suivante:

$$K_u = 0.85 * \exp(-d_{mm} / \sqrt{E}) \quad \begin{array}{l} [d_{mm}] = \text{m} \\ [E] = \text{m}^3 \end{array}$$

AN:

$$K_u = 0.85 * \exp(-0.25 / \sqrt{1.1}) \implies K_u = 0.67$$

* COEFFICIENT DE REMPLISSAGE:

Il est donné par la formule suivante:

$$K_r = 1.18 * \exp(-6.5 * d_{mm}^2 / E^{1.2})$$

AN:

$$K_r = 1.18 * \exp(-6.5 * 0.25^2 / 1.1^{1.2}) \implies K_r = 0.82$$

* COEFFICIENT D'EXCAVATION:

$$K_{exc} = K_r / K_u \quad \text{AN:} \quad K_{exc} = 1.22$$

* RENDEMENT EFFECTIF DE LA CHARGEUSE DURANT UN POSTE:

Ce rendement est défini par la formule suivante:

$$R_{eff} = (3600 * T_p / T_c) * (K_r * K_u / K_f) * (E * \gamma) \quad (\text{t / poste})$$

AN:

$$R_{eff} = (3600 * 8 / 60.5) * (0.82 * 0.67 / 1.5) * (1.1 * 2.26) \\ R_{eff} = 433.45 \quad (\text{t / poste})$$

Remarque:

En comparaison avec la production par poste de la carrière (320.675 (t poste)), on remarque que la chargeuse possède un rendement plus élevé; ce qui entraîne une augmentation de son temps mort; mais ce temps mort peut être comblé en utilisant la chargeuse dans les travaux de nettoyage du pied du gradin, au ramassage des pièces hors gabarit et à l'aménagement des pistes.

IV-G- LES TRAVAUX DE TRANSPORT DANS LA CARRIERE:

INTRODUCTION:

masse minière du chantier vers les boîtes de rangement; aussi, il sert à la détermination du mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, le mode de mise à Terrils, etc...

1 - LE CHOIX D'UN TYPE DE TRANSPORT:

Le choix d'un type de transport est conditionné par la réponse de cet engin aux différentes exigences, dont :

- Conformité des paramètres de l'engin avec les conditions des roches, les conditions géologiques, géographiques, et topographiques du gisement.
- La distance la plus minimale de transport.
- La sécurité dans le travail.
- Temps mort le plus réduit possible et un grand rendement.

De plus en plus on utilise les camions comme moyen de transport, grâce aux avantages qu'ils présentent, à savoir :

- la simplicité de leur construction.
- leur manoeuvrabilité très facile, et leur pouvoir à surmonter des pentes très élevés.

Les principales caractéristiques des camions qui influent d'une manière ou d'une autre sur le rendement du processus de transport sont :

- la dimension du camion.
- son poids.
- la puissance de son moteur.
- la capacité de sa benne.

Aussi, doit on noter que l'état des pistes fréquemment utilisées par les camions influent d'une manière très importante sur le temps de cycle de travail du camion, et donc sur son rendement.

2-CARACTERISTIQUES DES PISTES:

la carrière de RAS-FOUNIS (NOUMERAT) présente deux types de pistes:

- les pistes provisoires: Elles constituent les pistes d'accès au gisement; elles sont toujours en mouvement du fait qu'elles forment l'air du chantier où se déroule le processus de chargement. Généralement, elles sont bien entretenues dans la carrière.

- les pistes stationnaires: Pour le cas concret de la carrière de RAS-FOUNIS, on distingue trois (03) tronçons :

- tronçon 01 : c'est la piste reliant le chantier à la route (GHARDAIA-METLILI).

- tronçon 02 : c'est la partie de la route goudronnée (GHARDAIA-METLILI) allant de la sortie du tronçon 01 jusqu'à l'entrée du tronçon 03.

- tronçon 03 : c'est la piste allant de la fin du tronçon 02 jusqu'à la plâtrière PLATNA. A noter que , les tronçons 01 et 03 sont des pistes très détériorées, et ne répondent à aucune normes technologiques de transport, d'où la nécessité de les rénover.

3 - AMENAGEMENT DES PISTES STATIONNAIRES:

3-1 Variante N°1:

les pistes à rénover (les tronçons 01 et 03) constituent près de (20 ÷ 25) % de la distance séparant l'usine de la carrière. Cette rénovation consiste en un nivellement de la surface des pistes par un Bulldozer, tout en respectant les normes de la largeur de cette piste qui doit être à double voies. Cette largeur est donnée par la formule suivante:

$$B = 2 * (a + c) + x \quad \text{avec:}$$

a = la largeur de la benne du camion (m).

c = la largeur de la bande de sécurité (m); elle se calcule suivant la formule:

$$c = 1/2 + 5 * 10^{-3} * v \quad (\text{m})$$

v = la vitesse de circulation des camions en (km / h)

x = distance entre les bennes des camions en circulation (m); avec $x = 2 * c$ (m)

AN :

$$a = 2.5 \text{ (m)}$$

$$v = 14 \text{ (km / h)}$$

$$\text{donc, } c = 0.57 \text{ (m)}$$

$$x = 1.14 \text{ (m)}$$

$$\text{donc, } B = 7.28 \text{ (m); on prend } B = 7.5 \text{ (m)}$$

On ne projète pas l'aménagement d'une rigole car la région présente généralement un climat sec et aride. A noter qu'il faut préserver une pente transversale des routes de l'ordre de (2 ÷ 5) %.

3-2 Variante N°2:

Dans cette manière d'aborder le problème, on essaiera d'étudier l'impact technique et économique de la rénovation par goudronnage de ces pistes.

En effet, en observant avec minuterie la durée de vie de l'exploitation de cette partie Est du gisement de Ras-Fouinis, et de la possibilité pour que le gypse aie des extension plus à l'est, on suggère:

* goudronner tout le tronçons 3 (près de 400 m)

* pour des raisons essentiellement géologiques liées à la présence du lit de l'oued Noumérat et aussi à la possibilité de construire d'autres pistes nouvelles, nous suggérons de goudronner la mi-distance du tronçon 1 (à partir du tronçon 2), (près de 300 m) - voir le croquis -.

La largeur des routes reste identique à celle de la variante 1.

4 - CALCUL DU RENDEMENT DES CAMIONS ET LEUR NOMBRE NECESSAIRE:

4-1 CHOIX DU VOLUME DE LA BENNE DE TRANSPORT:

Souvent, ce volume est fonction du godet de la chargeuse et de la longueur à transporter. Il est donné par la formule empirique suivante:

$$Vb = 3.63 * E - 4.38 * L - 0.039 * E^2 + 0.545 * L^2 + 0.67 * E * L + 9.39$$

(m³)

E = volume adopté de la chargeuse (m³)

L = longueur de parcours du camion (kms).

AN:

$$E = 0.8 \text{ (m}^3\text{)}$$

$$L = 4 \text{ kms}$$

$$\text{donc, } Vb = 7.48 \text{ (m}^3\text{)}$$

Nous optons donc pour un camion SNVI-C260, dont le volume de sa benne est (3.5 * 2.5 * 0.8) m³ soit 7 m³.

4-2 CAPACITE DE CHARGE DU CAMION:

Elle est donnée par la formule:

$$Qa = \gamma_f * Va \text{ (t)} \quad \text{avec:}$$

γ_f = masse volumique foisonnée (= γ / Kf) = 1.5 t / m³

Va = volume de la benne adopté (m³).

AN :

$$Qa = 10.5 \text{ (t)}$$

4-3-COEFFICIENT D'UTILISATION DE LA CAPACITE DE CHARGE DE LA BENNE DU CAMION : Ku

$$Ku = Qa / Ga$$

Qa = capacité de charge en (t)

Ga = capacité de la benne du camion (t) = Va * γ

AN:

$$Ga = \gamma * Va = 2.26 * 7 \implies Ga = 15.82 \text{ (t)}$$

$$Ku = 10.5 / 15.82 = 0.7$$

4-4 DUREE D'UN CYCLE DE TRANSPORT PAR CAMION:

4-4-1- temps de cycle pour la premiere variante

Elle est évaluée par la formule suivante:

$$Tc = Tr + Tm.ch + Tdech + Tmv + Tman \quad (\text{min}) \quad \text{avec:}$$

Tr = durée de remplissage de la benne du camion (min).

Cette durée est donnée par : $Tr = n * Tc(\text{chargeuse}) \text{ min}$ avec:

$Tc(\text{chargeuse}) = \text{temps de cycle de la chargeuse} (= 60.5 \text{ sec} = 1 \text{ min})$

n = nombre de cycle nécessaire de la chargeuse $n = Va / E$

AN:

$$n = 7 / 1.1 \implies n = 6.36 \text{ cycles}$$

$$Tr = 1 * 6.36 \implies Tr = 6.36 \text{ min}$$

Tm.ch = durée de la marche du camion chargé du chantier au lieu de déchargement (min): on a:

$$Tm.ch = 6 * 10^{-2} * [Lch(t1) / Vch(t1) + Lch(t2) / Vch(t2) + Lch(t3) / Vch(t3)] \text{ min}$$

avec:

Lch(t1) = longueur de la tranche 1 ; ona : Lch(t1) = 0.6 kms; Vch(t1) = 20 kms / h.

Lch(t2) = longueur de la tranche 2 ; ona : Lch(t2) = 3 kms; Vch(t2) = 40 kms / h.

Lch(t3) = longueur de la tranche 3 ; ona : Lch(t3) = 0.4 kms; Vch(t3) = 20 kms / h.

AN:

$$Tm.ch = 6 * 10^{-2} [0.6 / 20 + 3 / 40 + 0.4 / 20] 10^3 \implies Tm.ch = 7.5 \text{ min}$$

Tdech = durée mise pour la décharge de la benne du camion (min) Tdech = 1.5 min

Tmv = durée mise par le camion vide pour aller du lieu de déchargement vers le chantier.

$$Tmv = 6 * 10^{-2} * [Lv(t3) / Vv(t3) + Lv(t2) / Vv(t2) + Lv(t1) / Vv(t1)] \text{ min}$$

Lv(t3) = Lch(t3) = 400 m ; Vv(t3) = 30 km / h

Lv(t2) = Lch(t2) = 3000 m ; Vv(t2) = 60 km / h

Lv(t1) = Lch(t1) = 600 m ; Vv(t1) = 30 km / h

AN :

$$Tmv = 5 \text{ min}$$

Tman = temps mis par le conducteur pour le manoeuvrage du camion (min) (Tman = 1 min)

Conclusion:

$$T_c = 21.36 \text{ min}$$

4-4-2- temps de cycle pour la deuxième variante

Ce temps est évalué par la formule suivante:

$$T_c = T_r + T_{m.ch} + T_{dech} + T_{mv} + T_{man} \quad (\text{min}) \quad \text{avec:}$$

T_r = durée de remplissage de la benne du camion (min).

Cette durée est donnée par : $T_r = n * T(\text{chargeuse}) \text{ min}$ avec:

$T_c(\text{chargeuse})$ = temps de cycle de la chargeuse (= 60.5 sec = 1 min)

n = nombre de cycle nécessaire de la chargeuse $n = V_a / E$

Remarque

les temps suivants restent invariables:

$$T_r = 6,36 \text{ min}$$

$$- T_{dech} = 1,50 \text{ min}$$

$$T_{man} = 1 \text{ min}$$

AN:

$$n = 7 / 1.1 \implies n = 6.36 \text{ cycles}$$

$$T_r = 1 * 6.36 \implies T_r = 6.36 \text{ min}$$

$T_{m.ch}$ = durée de la marche du camion chargé du chantier au lieu de déchargement (min): on a:

$$T_{m.ch} = 6 * 10^{-2} * [L_{ch}(t1) / V_{ch}(t1) + L_{ch}(t2) / V_{ch}(t2) + L_{ch}(t3) / V_{ch}(t3)] \text{ min}$$

avec:

$L_{ch}(t2)$ = longueur de la tranche 2 ; on a : $L_{ch}(t2) = 3 \text{ kms}$; $V_{ch}(t2) = 50 \text{ kms / h}$.

$L_{ch}(t3)$ = longueur de la tranche 3 ; on a : $L_{ch}(t3) = 0.4 \text{ kms}$; $V_{ch}(t3) = 50 \text{ kms / h}$.

$L_{ch}(t1)$ = longueur de la tranche 1 ; on a

$L_{11}(t1)$ = longueur de la tranche goudronnée = 300 m; $V_{11}(t1) = 50 \text{ km/h}$.

$L_{12}(t1)$ = longueur de la tranche non goudronnée = 300 m; $V_{12}(t1) = 20 \text{ km/h}$

AN:

$$T_{m.ch} = 5.34 \text{ min}$$

T_{mv} = durée mise par le camion vide pour aller du lieu de déchargement vers le chantier.

$$T_{mv} = 6 * 10^{-2} * [L_v(t3) / V_v(t3) + L_v(t2) / V_v(t2) + L_v(t1) / V_v(t1)] \text{ min}$$

$$L_{11}(t_1) = 300m; V_{v11}(t_1) = 75km / h$$

$$L_{12}(t_2) = 300m; V_{v12}(t_1) = 35km / h$$

$$L(t_2) = 3000m; V_v(t_2) = 75km / h$$

$$L(t_3) = 400m; V_v(t_3) = 75km / h$$

AN :

$$T_{mv} = 3.47 \text{ min}$$

Remarque

La deuxième variante nous permet de gagner quatre (04) minutes par cycle de transport

Conclusion:

$$T_c = 17.7 \text{ min}$$

* RENDEMENT EFFECTIF DE CHAQUE CAMION:

$$R_c = 60 * T_p / T_c * Q_a * K_q \quad (\text{t / poste})$$

avec K_q = coefficient d'utilisation du camion dans un poste (= 0.9)

AN:

$$R_c(V1) = 212.36 \text{ (t / poste)}$$

$$R_c(V2) = 256.27 \text{ (t / poste)}$$

* NOMBRE DE CYCLE NECESSAIRE POUR DEPLACER LA CHARGE D'UN POSTE:

$$R = (Q_p * K_i) / Q_a \quad \text{cycle/poste} \quad \text{an a:}$$

$$Q_p = \text{production totale par poste (t)} = 320.675 \text{ (t / poste)}$$

$$Q_a = \text{capacité de la charge du camion (t)} = 10.5 \text{ (t)}$$

$$k_i = \text{coefficient d'irrégularité (= 1.3)}$$

AN:

$$R = 39.7 = 40 \text{ cycle / poste}$$

$$R(V1) = \overset{39.7 \approx 40}{\text{cycle / poste}} = R(V2) = R$$

* NOMBRE DE CYCLE POSSIBLE D'UN CAMION PAR POSTE:

$$\tau = 60 * T_p / T_c * K_u \quad \text{cycles}$$

$$[T_p] = \text{h}$$

$$[T_c] = \text{min}$$

$$K_u = \text{coefficient d'utilisation du camion dans un poste } K_u = 0.65$$

AN :

$$\tau = 13.87 \text{ cycles/postes}$$

$$\tau(V1) = 13.87 \text{ (cycle / postes)}$$

$$\tau(V2) = 17.62 \text{ (cycle / postes).}$$

*** NOMBRE DE CAMIONS NECESSAIRE POUR DEPLACER LA CHARGE D'UN POSTE:**

$$N_c = R / \tau$$

AN:

$$N_c = 2.88 \text{ camions} = 3 \text{ camions}$$

*** LE NOMBRE TOTAL DE CAMIONS AVEC RESERVE:**

$$N_{ct} = N_c / (0.7 \div 0.8) = N_c / 0.8$$

AN:

$$N_{ct}(V_1) = 4 \text{ camions}$$

$$N_{ct}(V_2) = 3 \text{ camions}$$

Conclusion finale .

Le goudronnage de la piste ainsi décrit , nous permet de réduire le nombre de camions . La décision d'employer le goudronnage sera prise sur la base de la comparaison des coûts des deux variantes .

CHAPITRE V
ASPECT ECONOMIQUE DU PROJET

INTRODUCTION:

La faisabilité d'un projet minier implique que trois conditions soient réunies:

- Le minerai doit pouvoir être écoulé.
- Le projet doit être techniquement faisable.
- Le projet doit être économiquement attractif ou présenter à défaut, un certain nombre d'avantages dérivés (création d'emplois, développement régional ...) qui compensent son insuffisante rentabilité.

Bien entendu, les deux premières conditions sont étroitement liées à la dernière, et en pratique, l'économie intervient à tous les stades du projet.

Aux trois conditions énoncées, correspondent trois types d'études:

- Etude du marché.
- Etude technique.
- Etude économique et financière.

I- ETUDE DU MARCHÉ:

Cette étude doit répondre aux questions suivantes:

- * Quelles quantités peuvent être vendues, et où ?
- * A quel prix ?

Cela , bien sûr , sans citer le caractère qualitatif du minerai, c'est à dire, essayer de bien calibrer le minerai pour permettre au promoteur du projet un choix entre plusieurs marchés. Dans le cas de l'ERCC, le problème ne se pose pas, vue la conjoncture économique que traverse le pays, la tendance actuelle qui vise à minimiser les importations en ciments et en plâtre, ainsi qu'une demande nationale qui ne cesse d'augmenter.

Dans cette situation, l'entreprise, possédant ses propres réseaux de production et de commercialisation, peut augmenter sa production et donc le volume de ses vente , surtout en plâtre spéciaux qui accusent une valeur ajoutée nettement supérieure à celle des plâtres standards ordinaires (de construction).

II- ETUDE TECHNIQUE:

L'étude menée jusqu'à présent montre très bien la faisabilité technique du projet, puisqu'on s'est efforcé à augmenter la production tout en optimisant les paramètres de l'extraction et de l'exploitation, c'est à dire, adapter la méthode d'exploitation afin d'augmenter la production .

III- ETUDE ECONOMIQUE ET FINANCIERE:

Ce facteur met en jeu beaucoup d'autres éléments très influents, citons:

- Influence de la législation nationale sur le mode de financement du projet.
- Assurance de la rentabilité du projet..

1- La législation influe énormément sur la manière d'exploiter le projet. Avec la libéralisation du marché qui est entrain de se faire en Algérie, l'ERCC, et afin de financer ses projets, peut adopter les possibilités suivantes:

- un mode de mobilisation de ses fonds propres provenant de ses marges bénéficiaires d'auto-financement,
- l'émission d'actions,
- des emprunts obligatoires.

La première suggestion serait, en réalité, le cas le plus idéal pour l'exploitation , cette suggestion est a éliminer vue que l'entreprise n'est pas en mesure de s'autofinancer¹

La deuxième suggestion est directement liée à la législation Algérienne qui l'a autorisée dans la loi de finance N° 91-24 du 06 décembre 1991 modifiant et complétant la loi N°84-06 du 07 janvier 1984 relative aux activités minière, et aussi les projets de décrets et arrêtés en cours de publications.

La troisième suggestion est celle qu'on va adopter pour le calcul du prix de revient.

2- L'assurance de la rentabilité du projet est réalisée grâce au calcul du prix de revient prévisionnel, qui est différent du prix de revient réel, mais il sert d'approche pour évaluer ce dernier avant le début de l'exploitation.

¹ L' entreprise n'est pas en mesure de financer le projet dans sa totalité

IV- ETUDE DU PRIX DE REVIENT PREVISIONNEL:

Les frais de fonctions, des engins et des produits réellement opérés et qui ont été exposés dans le chapitre précédent, peuvent être répartis en :

- frais fixes.
- frais variables.
- frais généraux.

IV-1- LES FRAIS FIXES:

Ils sont indépendants du volume de travail fourni. Le capital investi pour l'acquisition du matériel doit être remboursé dûment avec paiement d'intérêts. Les éléments qui composent les frais fixes de notre projet sont:

- La sondeuse.
- Le Bulldozer.
- La chargeuse.
- Les camions.

La charge annuelle requise pour chaque engins est :

$$C(J) = A(J) + I(J) \quad (\text{DA/année})$$

J = indice désignant le nom de l'engin.

A = amortissement annuel de l'engin (J);

On a $A = FA(J) / n \quad (\text{DA/année})$

FA = frais d'acquisition du matériel (J) (DA)

n = la durée de l'amortissement , on prend n = 5 (années)

I = total des intérêt; on a $I(J) = FA * i(\%) / 100 \quad (\text{DA/année})$

i(%) = intérêt total (7 -- 12)%, on prend pour les calculs i(%) = 10%

cet intérêt est composé des impôts, des droits fiscaux et des assurances d'engins , et intérêts d'emprunts

en conclusion:

$$C(J) = FA / n + FA * i(\%) / 100 \quad (\text{DA/année})$$

IV-2- LES FRAIS VARIABLES:

Ces frais sont inhérents au fonctionnement des engins, c'est à dire qu'ils sont fonction du volume de travail fourni, mais elles se retrouvent d'une manière ou d'une autre dans le prix de revient final de l'exploitation. les principaux éléments constituant ces frais sont:

- la main d'oeuvre.
- le carburant (énergie).
- la maintenance des engins miniers(pneus, huile de graissage, pièces de rechange, peinture ...).
- consommation d'explosifs et des accessoires.
- construction des voies de transport.

IV-2-1- FRAIS DES EXPLOSIFS ET ACCESSOIRES:

La consommation annuelle en explosifs se calcule sur la base de la quantité d'explosifs nécessaire pour chaque volée et du nombre de volée par année:

$$Q_{\text{exp}}(J) = Q(J) \cdot (\text{Kg / volée}) * n(\text{volée / année}) \quad (\text{Kg/année})$$

J = désigne le type de l'explosif utilisé (ANFO-MIL; MARMANITE2)

Q(J)(Kg/volée) = quantité de l'explosif (J) utilisée par volée (Kg)

n(volée/année) = nombre de volées par année (= 20 volées / année)

Les frais annuels pour l'explosif (J) sont données par la formule :

$$F_{\text{ex}}(J) = Q_{\text{ex}}(J) * P_u(J) \quad (\text{DA/année})$$
$$P_u(J) = \text{prix unitaire de l'explosif (J)} \quad (\text{DA/kg})$$

Les frais généraux des accessoires sont évalués à près de 45%¹ des frais totaux d'explosifs.

IV-2-2- LES FRAIS DÛS AU CARBURANT:

La consommation horaire des différents engins en carburant se détermine par la formule suivante:

$$C(J) = P_{\text{eff}}(J) * q * K_c(J) \quad (\text{l/h})$$

P_{eff} = puissance effective du moteur de l'engin (J) (CV)

q = consommation spécifique des moteurs diesel = 0.261 (l/h)

K_c = coefficient complexe = K_u / K_e avec:

¹ Ce pourcentage est fournis par l'entreprise concernée

K_u = coefficient d'utilisation des engins (=0.5--0.9) ; on prend $K_u = 0.7$
 K_e = coefficient de la consommation effective en carburant du moteur diesel (=0.86).

Le calcul des frais du carburant est donnée par :

$$F_{car}(J) = (C * T_u * T_d * T_p * N_p/jo * N_{jo}/an) * P_u \quad (DA/ann\acute{e}e)$$

T_u = coefficient d'utilisation des engins affectant le temps du poste

T_d = coefficient d'utilisation des engins affectant le temps du cycle

T_p = temps du poste de travail (= 8h/poste)

N_p/jo = nombre de poste par jour (= 1 poste / jour)

N_{jo}/an = nombre de jours ouvrable par ann\ee (= 200 jours / ann\ee)

P_u = prix unitaire d'un litre de carburant (DA/l). En Alg\erie, $P_u = 6$ DA/l pour le carburant diesel

IV-2-3- LES FRAIS DE MAINTENANCE:

Ces frais d\ependent essentiellement de la nature des travaux que doit effectuer l'ensemble des engins consid\er\es, et du soin avec lequel ils sont entretenues. Ils comprennent le co\ut estimatif des heures de travail d'entretien n\ecessaire et le prix des pi\eces de rechange utilis\es lors des r\evisions g\en\erales \a la fin de chaque saison de travail; il faut ajouter aussi, les frais pour les pi\eces de rechanges et leurs montages pendant les p\eriodes d'op\erations.

Nombreux sont les constructeurs r\eput\es qui donnent pour approximation de ces frais, la formule suivante:

$$FM(J) = k * (FA(J) * 0.8) / n \text{ (h/ann\acute{e}e)} \quad (DA/ann\acute{e}e)$$

$FA(J)$ = frais d'acquisition de l'engin (J) (DA)

0.8 = 80% (c'est le pourcentage avec lequel on estime les frais d'entretien).

n (h/ann\ee) = nombre d'heure de travail par ann\ee (1600 h/ann\ee)

k : coefficient de convertibilit\e bancaire du franc fran\cais au dinar alg\erien

$k = 6,46$ au 10/08/94

IV-2-4- LES FRAIS DU A LA MAIN D'OEUVRE :

Fonction	Salaire brut moyen (DA/mois)	Assurance (DA/mois)	Nombre	Frais totaux (DA/année)
Chef carrière	11512,25	575,61	1	145054,32
Sondeur	10474,21	523,71	1	131975,04
Bulliste	11504,51	575,22	1	144956,76
C chargeuse	10457,54	522,87	1	131764,92
C.camion	10564,84	528,24	4	532467,84
Mineur	10733,07	536,63	1	135236,64
Aide-mineurs	8864,57	443,22	9	1005241,3
Total	----	----	----	2226696,8

Remarque: L'assurance des employés a été estimée à près de 5 % du salaire brut moyen de chacun d'eux.

IV-2-5- LES FRAIS FIXES ET VARIABLES DES DIFFERENTS ENGIN :

Fonction	Sondeuse	Bulldozer	Chargeuse	Camion
Type	lm100 a crawlair drill	caterpillar D 8.K	kawasaki KHP	SNVI 260 C
Peff (cv)	225	300	270	260
Tu (%)	60	60	65	60
Td (%)	70	70	80	70
C (l/année)	32120.55	42827.4	47721.96	37117.08
Pu (DA/l)	6	6	6	6
FA(DA)	4000000	12500000	8000000	5500000
Fcar(J) (DA/anné)	192723.3	256964.4	286331.76	222702.48
nombre	1	1	1	3
C(J) (DA/anné)	1200000	3750000	2400000	1650000
FM(J) (DA/anné)	12920	40375	25840	17765

Remarque:

Dans la case des camions, on a reporté trois (03) camions de travail, alors qu'en réalité, on en a un quatrième en réserve. Ce camion a une charge annuelle comme les autres qu'il faut payer, mais son rendement horaire de travail s'évalue à près de (50--60) % par rapport aux autres; on le prend égale à 55% d'où:

$$C(J) = 1650000 \text{ da/année}$$

$$F_{\text{car}}(J) = 122486.36 \text{ da/année}$$

$$FM(J) = 9770.75 \text{ da/année}$$

IV-2-6- CONSOMMATION EN EXPLOSIFS ET ACCESSOIRES:

Type	Q (kg/v)	n (v/an)	Qexp (kg/an)	Pu (DA/k)	fex(J) (DA/an)
Anfo-mil	118.3	20	2366	16.94	40080.04
Marm-anite	57.5	20	1150	55	63250
Access-oire	-----	-----	-----	-----	46498.51

Les frais du tir sont :
$$F_{\text{tir}} = F_{\text{acc}} + \sum_{j=1}^2 F_{\text{ex}}(J)$$

AN:

$$F_{\text{tir}} = 46498.51 + 63250 + 40080.04$$

$$\text{Annuellement } F_{\text{tir}} = 141419.44 \text{ DA}$$

IV-2-7- AQUISITION DES DONNEES:

* Les frais fixes: Elles s'évaluent à :

$$F_{\text{fix}} = \sum_{j=1}^6 C(j)$$

$$\text{Annuellement } F_{\text{fix}} = 13950000 \text{ DA}$$

Remarque

La structure des frais fixes est constituée de

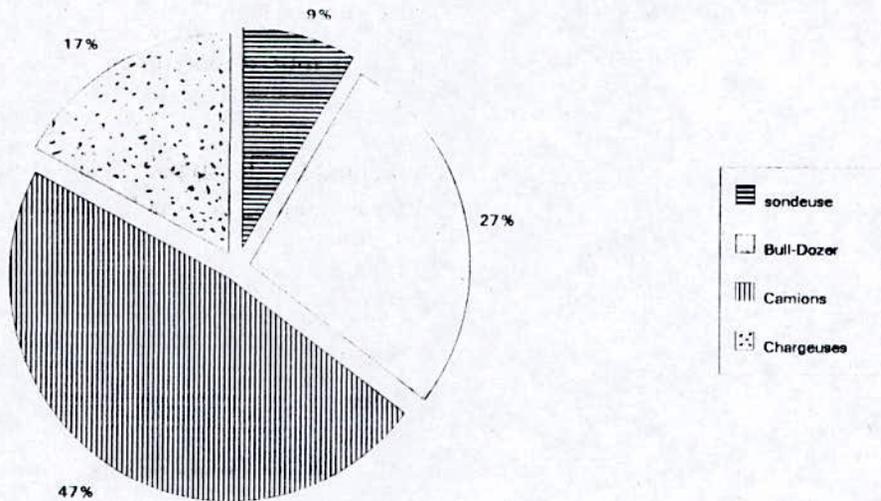
* Sondeuse = 8.6 (%)

* Bulldozer = 26.9 (%)

* Chargeuse = 17.2 (%)

* Camions = 47.3 (%)

[pour chaque camion = 11.8 (%)]



Structure des frais fixes

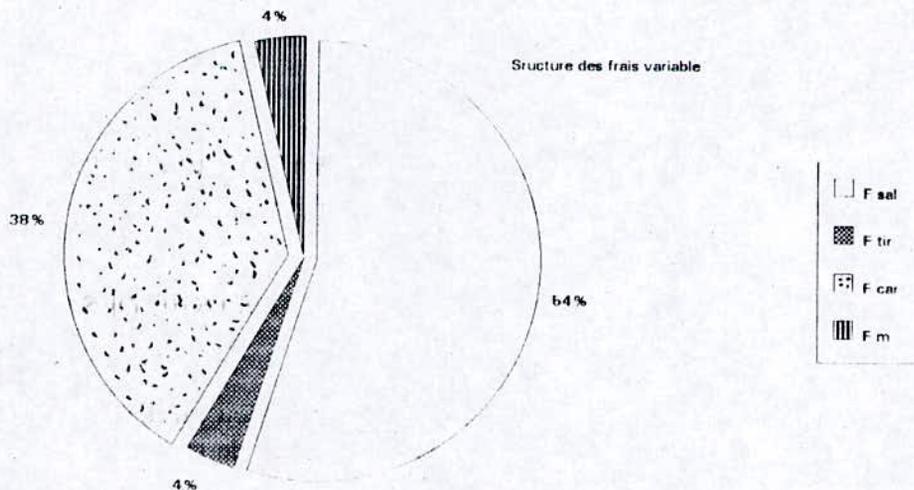
* Les frais variables: Ils comprennent les frais totaux dûs aux salaires annuels de l'ensemble des employés (Fsal), des frais dû au carburant (Fcar), des frais dû à la maintenance FM et des frais dûx au tir (Ftir).

$$Fvar = Fsal + Ftir + \sum_{j=1}^6 [Fcar(j) + FM(j)]$$

Annuellement $Fvar = 4036930.2 \text{ DA}$

La structure des frais variables se présente comme suite:

Fsal = 55.14%
 Ftir = 3.50 %
 Fcar = 37.80%
 FM = 3.55 %



Conclusion:

Le chiffre d'affaire de l'exploitation CA s'élève à:

$$CA = F_{\text{fix}} + F_{\text{var}} \quad (\text{da/année})$$

Annuellement $CA = 17986930 \text{ DA}$

Remarque

On constate que le chiffre d'affaire est constitué de :

$$F_{(\text{fix})} = 77.55 \%$$

$$F_{(\text{var})} = 22.45 \%$$

IV-3- LES FRAIS GENERAUX:

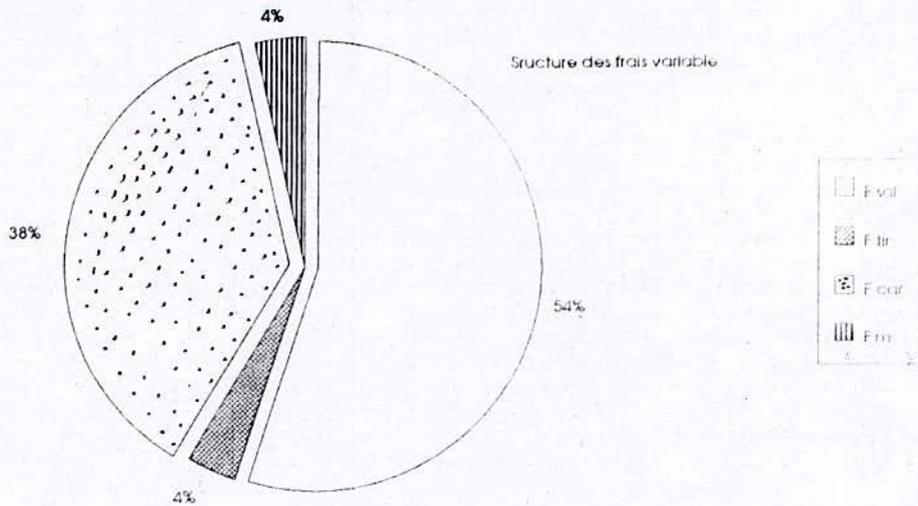
Ce sont les frais directs du chantier (ou de l'entreprise) qui , selon une méthode très répandue, sont répartis proportionnellement au chiffre d'affaire CA. Il est, donc très logique de les majorer d'un pourcentage destiné à les couvrir. Ces frais englobent :

- Les frais pour le traitement du personnel technique et de surveillance.
- Les frais pour le traitement du personnel administratif du chantier.
- Prestations sociales aux personnels: frais de déplacement, cantines
- Service du chantier: atelier de réparation.
- Autres frais.

Pour notre étude, on prend $F_{\text{gen}} = 7\% * CA \quad (\text{DA/année})$

$CA =$ montant du chiffre d'affaire (DA/année)

Annuellement $F_{\text{gen}} = 1259085.1 \text{ DA}$



Conclusion:

Le chiffre d'affaire de l'exploitation CA s'élève à

$$CA = F_{\text{fix}} + F_{\text{var}} \quad (\text{da/année})$$

Annuellement $CA = 17986930 \text{ DA}$

Remarque

On constate que le chiffre d'affaire est constitué de :

$$F_{(\text{fix})} = 77.55 \%$$

$$F_{(\text{var})} = 22.45 \%$$

IV-3- LES FRAIS GENERAUX:

Ce sont les frais directs du chantier (ou de l'entreprise) qui , selon une méthode très répandue, sont répartis proportionnellement au chiffre d'affaire CA. Il est, donc très logique de les majorer d'un pourcentage destiné à les couvrir. Ces frais englobent :

- Les frais pour le traitement du personnel technique et de surveillance.
- Les frais pour le traitement du personnel administratif du chantier.
- Prestations sociales aux personnels: frais de déplacement, cantines ...
- Service du chantier: atelier de réparation.
- Autres frais.

Pour notre étude, on prend $F_{\text{gen}} = 7\% * CA \quad (\text{da/année})$

CA = montant du chiffre d'affaire : (da/année)

Annuellement $F_{\text{gen}} = 1259085.1 \text{ DA}$

V-EVALUATION DES FRAIS TOTAUX ET CALCUL EFFECTIF DU PRIX DE REVIENT PREVISIONNEL:

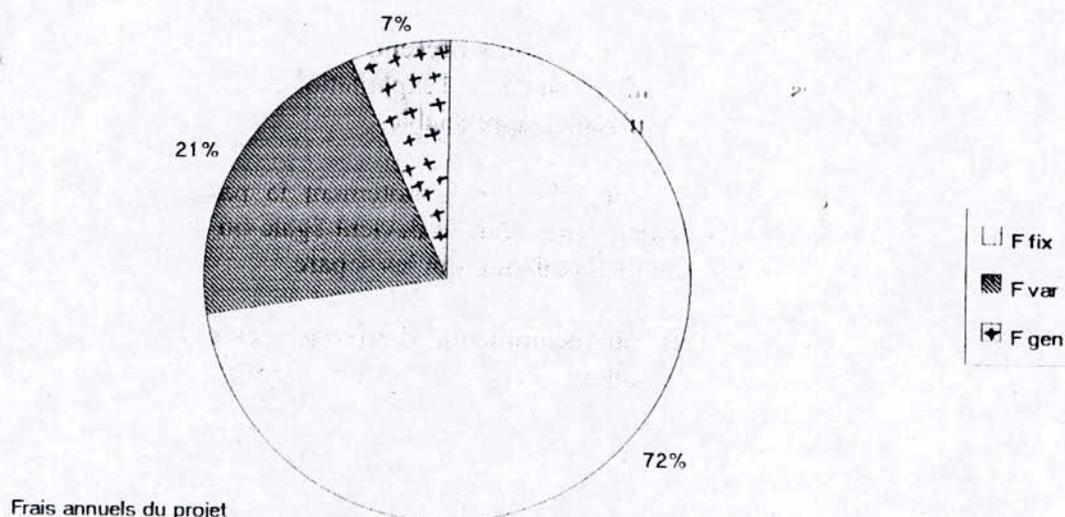
* Les frais annuels du projet FP sont évalués en additionnant:

- Les frais fixes Ffix.
- Les frais variables Fvar.
- Les frais généraux Fgen.

on a, donc: $FP = F_{fix} + F_{var} + F_{gen}$ (DA/année)

Annuellement :

$$FP = 19246015 \text{ DA}$$



* Le prix de revient prévisionnel est donné par:

$$PRP = FP / Q_{res} \quad (\text{DA/t})$$

FP = frais du projet (DA/année)

Q_{res} = tonnage des réserves exploitables (t) (= 450000 t)

Annuellement: $PRP = 296 \text{ (DA/t)}$

CONCLUSION FINALE CONCERNANT LA 1ere VARIANTE :

Le prix de revient prévisionnel ainsi évalué montre très bien la faisabilité économique du projet, comparativement au prix de revient de l'exploitation actuelle qui se situe à près de 240 Da/t

VI - Etude du prix de revient pour la deuxième variante de transport

A - Coût de construction des voies de transport

La structure de ces coûts va se réduire à deux éléments :

- Amortissement
- Entretien et réparation

A-1- Amortissements des voies de transport

Il est donné par la formule suivante :

$$A(v,t) = \frac{C_t}{n}$$

n: est la durée d'amortissement conformément aux normes en vigueur (5ans)
C_t est le coût total de construction des voies, il est évalué par l'expression

$$C_t = L.l.C_u$$

L est la longueur totale à goudronner (700 m)

l est la largeur totale de la voie (7,5 m)

C_u coût unitaire (430 DA/m² au troisième trimestre 1994)¹

AN :

$$C_t = 2257500 \text{ DA}$$

Conclusion

$$A(v,t) = 451500 \text{ DA/an}$$

A-2 Frais d'entretien et de réparation

Ils sont donnés généralement par l'expression suivante:

$$C(r,e) = 5(\%).C_t \text{ DA/an}$$

AN:

$$C(r,e) = 112875 \text{ DA/an}$$

Conclusion

Annuellement, les frais investis pour la construction des voies de transport sont évalués à :

$$C(V,T) = A(V,T) + C(V,T) \text{ DA/an} \quad \text{AN :}$$

$$C(V,T) = 564375 \text{ DA/an}$$

¹ Ce coût a été obtenu aux services des travaux publics des mairies de :

- Birkhadem
- Bir Mourad Rais
- Hussein Dey
- Hydra

B- Acquisition des données:

B-1 Frais fixes:

$$F_{\text{fix}} = A(v, t) + \sum_{j=1}^6 C(j)$$

AN:

$$F_{\text{fix}} = 12751500 \text{ (DA/an)}$$

B-2 Frais variables

$$F_{\text{var}} = F_{\text{sal}} + F_{\text{tir}} + C(r, e) + \sum_{j=1}^6 (F_{\text{cur}}(j) + F_{\text{m}}(j))$$

AN:

$$F_{\text{var}} = 3376869,9 \text{ (DA/an)}$$

Conclusion

Le nouveau chiffre d'affaire est évalué à :

$$CA = F_{\text{fix}} + F_{\text{var}}$$

AN:

$$CA = 16128370 \text{ (DA/an)}$$

B-3 Frais généraux :

Les frais généraux sont donnés par $F_{\text{gen}} = 7 (\%) \cdot CA \text{ (DA/an)}$

AN:

$$F_{\text{gen}} = 1128986 \text{ (DA/ an)}$$

C - Evaluation des frais totaux et calcul effectif du prix de revient prévisionnel :

- Les frais annuels du projet F_p sont évalués par :

$$F_p = F_{\text{fix}} + F_{\text{var}} + F_{\text{gen}} \text{ (DA/an)}$$

Annuellement , on aura :

$$F_p = 17257356 \text{ (DA/an)}$$

- Le prix de revient prévisionnel PRP est donné par:

$$PRP = F_p / Q_{\text{res}} \text{ (DA/t)}$$

AN:

$$PRP = 265, \text{ (DA/t)}$$

Conclusion finale:

Dans un éventuel goudronnage des tronçons précédemment signalés , l' ERCC , réduirait ainsi ses frais totaux du projet de 10,5 % .Ceci correspondrait à un bénéfice supplémentaire de *trente et un (31) dinars à la tonne. par rapport à la 1^{ère} variante.*

CONCLUSION

Du point de vu de la faisabilité technique , on a estime que l'exploitation effective du gisement ne pouvait être réalisée qu'a ciel ouvert (morphologie du gisement, nature de la couverture , noblesse du minerai, ...).

Aussi, malgré les difficultés recontrées (travaux de plan de tir), et cela à cause des points cites en avant propos l'aspect économique traduit par la valeur du prix de revient prévisionnel de la tonne de minerai laisse entrevoir une certaine rentabilité du projet.

Vu le résultat obtenu, lequel est sensiblement proche de la réalité. (Exploitation actuelle), sachant que le Prix de Reviens Prévisionnel calculé était de 265 DA/T, (2nd variante) et le prix de revient calculé par l'entreprise premier semestre qui est de 240 DA/t.

D'autre part, et par mesure d'éviter des investissements inutile en matériel, on propose de récupérer le matériel déjà existant et qui est en bon état de marche, et liquider le reste, ce qui réduirait sensiblement les frais d'acquisition de là , la diminution du Prix de Reviens Prévisionnel de la tonne de minerai .

Bibliographie

Partie géologique

- [1] Papport géologique 1975 " SNMC" , inédit
- [2] Fabre J 1976 - Géologie du sahara -
- [3] Fischer J.C 1986 - " La géologie "
ED M.A
- [4] P.H.RAHN 1986 - Engineering geology -
an environmrntal approch
ELSEVIER - NEW YORK -

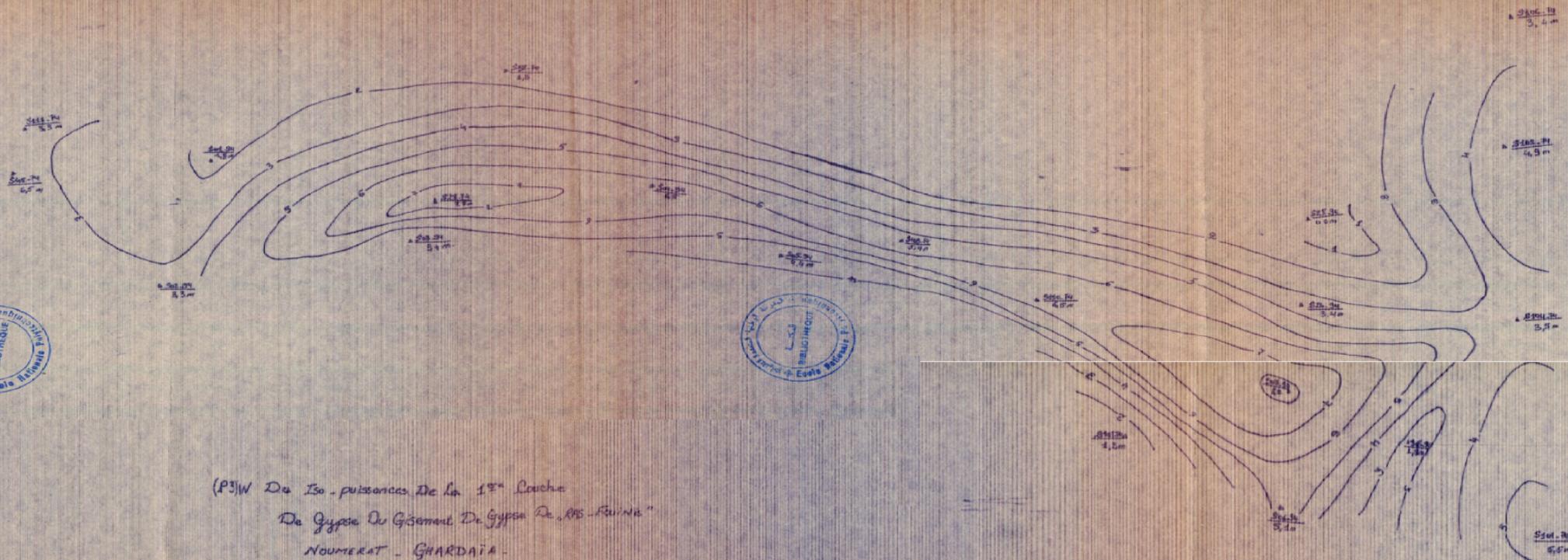
Partie Exploitation

- [5] K. Herman 1971- Précis de forage des roches -
Dunod - Paris -
- [6] V.Kovalenko , Ambaratsoumian et K.M. Lahmer 1986
Exploitation des carrieres
OPU - Alger
- [7] Church, H.K - Excavation hand book -
Ed, Mc Graw Hill Book Company
- [8] De La Rupelle, G., Juin 1989 Vol 71
- Moyens modernes de forageet amélioration
des tirs en carrières
Revue de l 'industrie minérale -
- Mines et Carrières -
- [9] Delmont , R - Explosifs et techniques de minage
Ed par la société suisses des explosifs-
Gaussen , Brigue
- [10] Hantz , D - Tritsch , J.J - Vuillaume
Mai 1989- Vol 71
Principaux éffets de l exploitation
carrieres sur l environnement immédiat
Revue de l industrie minérale -
- [11] Homand, F - Stabilité des pentes rocheuses-
Doc - mécanique des roches (Ed à ENPL , Nancy)
- [12] Heraud .H , Puntons.R , Juin 1989 Vol 71
Les différents paramètres de la qualité du tir
de l étude au résultat
revue de l industrie minérale- Mines et Carrieres -

- [13] Saint Arroman .C, 1977- Pratique des explosifs-
Ed Eyrolles
- [14] Metcalfe , J.E -1969- British Mining Fields -
Ed - Industy of mining and metalurgy
- [15] Gabay . A
Les engins mécaniques de chantiers
- [16] N.Chibka ,1980, Exploitation des gisements
métalliferes
OPU - Alger

Partie économique

- [17] Gabay . A
Les engins mécaniques de chantiers
- [18] Vizzavona .P,1991 - Pratique de Gestion (3 tomes)
Ed Berti
- [19] Industrie Minérale , Revue De La Société De L
Industrie Minérale . Janvier 1979
Volume 61 N° 1 (Spécial Economie Minière)
- [20] Trian Nitexu Avril 1970 Mines et Chimie , Revue De
La Société De L'Industrie Minérale , N° 143 ,



(P3)W De Iso-puissances De la 1^{re} couche
De Gypse Du Gisement De Gypse De "RAS-Faouia"
Noumerat - Ghardaïa -
E = 1/1000

▲ : De Sondage

208.24
4.9 m



054.94

054.94

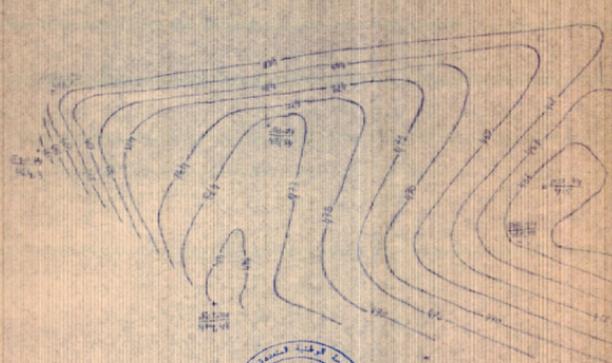
054.94



(PS)

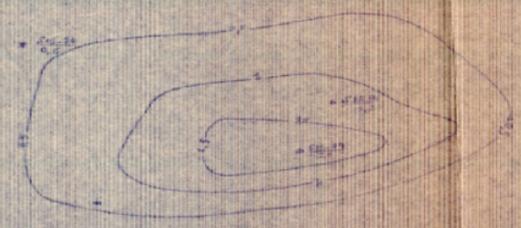
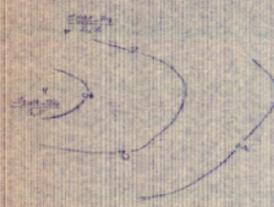


054.94



(Ps) plan des iso-profondeurs de mer à l'échelle
 La nomenclature de ce plan se trouve sur la page 10
 - partie EST -
 1:25000





200.70
0.7



200.70
0.7



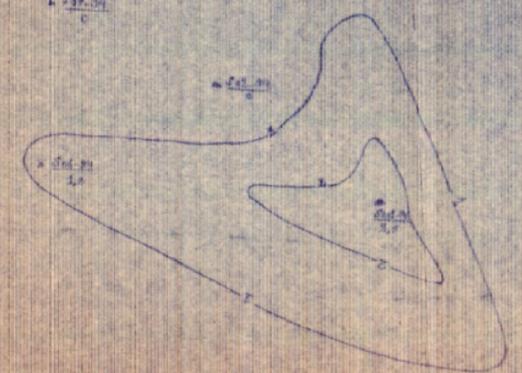
200.70
0.7

200.70
0.7



(P4) plan de la puissance de
 la 2^{me} coupe de la
 Grande Vallée. Partie EST.
 e = 1/1000

200.70
0.7



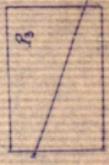
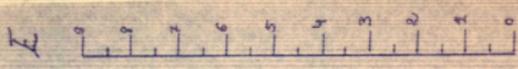
200.70
0.7

200.70
0.7

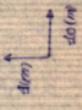
200.70
0.7

200.70
0.7

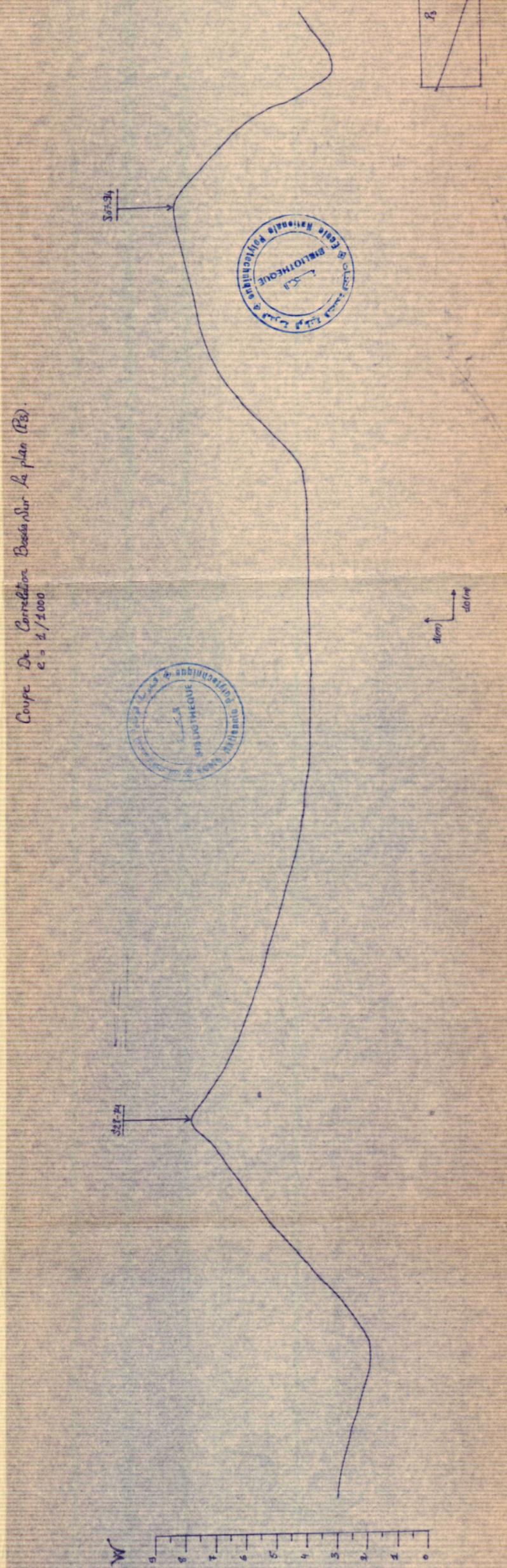
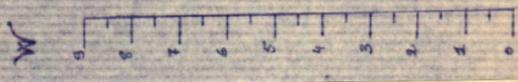
Coupe De Correlation Basée Sur Le plan (R.B).
 $e = 1/1000$

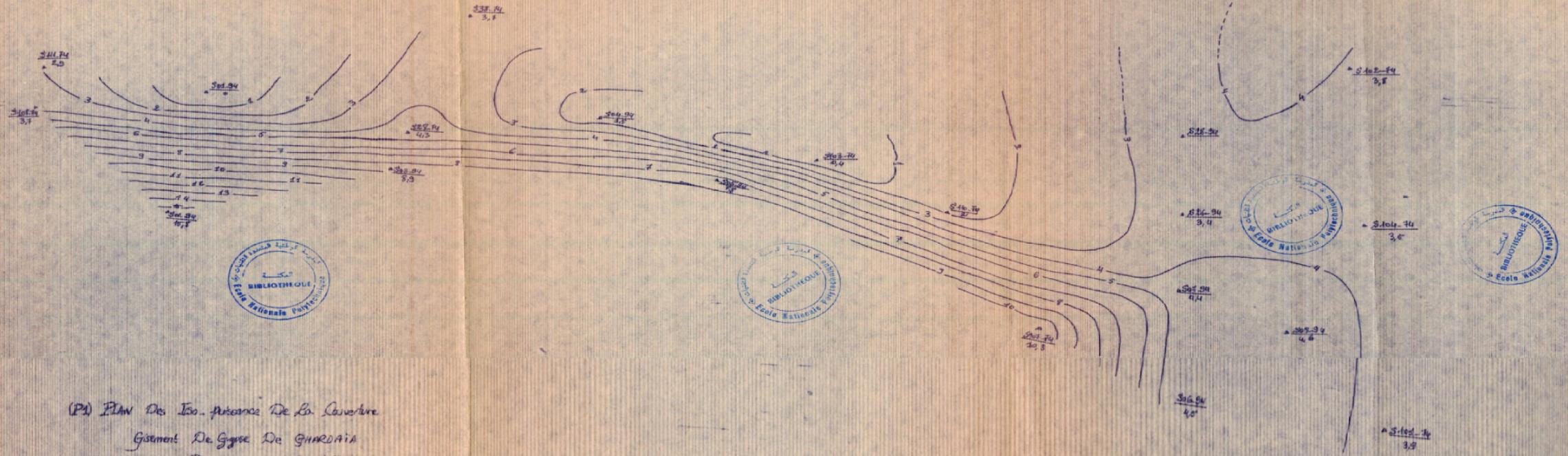


S 57.34



S 57.34





(PA) PLAN Des Iso-pression De La Couverture
 Gisement De Gypse De GHARDAIA
 Partie Est, Ras. Fouinis
 E = 4/1000

S140-F4

