

LA REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

MINISTÈRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA

RECHERCHE SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT : GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET TECHNIQUE ET TECHNOLOGIQUE
D'EXECUTION DES TRAVAUX MINIERES DANS
LA CARRIERE DE MEFTAH année 2001

06 PLANS

Proposé par :

Elaboré par :

Dirigé par :

Dr : Mohamed Aguid
BACHAR ASSED

BAKIRI Abdelghani

Dr : Mohamed Aguid
BACHAR ASSED

PROMOTION JUIN 2000

E.N.P, 10 AVENUE HASSEN BADI EL-HARRACH , ALGER

Dédicace



Je dédie ce modeste travail :

A mes très chers parents

A mes frères et sœurs

A mes grands-parents

Et à mes amis

Remerciement



C'est pour moi un grand plaisir d'exprimer mes remerciements à toutes les personnes qui m'ont aidé à la réalisation de ce projet de fin d'études.

Ces remerciements vont tout particulièrement à :

Au Dr Mohamed Aguid BACHAR, mon promoteur, pour le suivi et ses conseils très utiles durant la réalisation de ce travail.

à Madame CHABOU chef de département Génie Minier, et à Monsieur AIT-YAHIA TENE pour leurs aides et conseils.

Mes remerciements vont également à Monsieur SAADA, Mademoiselle BOUMBAR, et tous les enseignants de département pour leurs attentions particulières à mon égard.

Que trouve également : M AMALOU chef de service, M MEZAGUERRE chef de service formation à la cimenterie, et l'ensemble du personnel de la carrière, ma reconnaissance et mes remerciements distingués pour l'aide et l'attention qu'il m'ont prêtés durant la réalisation de ce projet de fin d'études.

Et enfin je remercie

Monsieur LAMARA Chaabane ingénieur des mines, les ingénieurs topographes (CETIM) pour leurs aides, conseils et disponibilités, et la responsable du centre de documentation (CETIM).

إن الهدف من إعداد هذا البحث هو إنجاز مشروع استغلال سنوي شامل، للمقلع الكلسي بمفتاح لتمويل مؤسسة الإسمنت.

ومن خلاله نبرز الخصائص الحقيقية لهذا المقلع والوضع الحالي له، ثم نحدد التقنيات والإمكانيات المستعملة لاستغلاله لسنة 2001 م.

مفتاح الكلمات: مقلع، الكلسي، منجم، وسائل، استغلال، احتياطي.

Résumé :

Le but de cette étude est la réalisation d'un projet d'exploitation annuelle dans la carrière du gisement de calcaire de Meftah pour l'alimentation de la cimenterie.

Sur la base d'analyse et d'appréciation des caractéristiques réelles du gisement et l'état actuel de la carrière, on a fondé, déterminé et proposé les paramètres technique et technologique du gisement pour l'exécution des travaux miniers pour l'an 2001.

Mots clés : carrière, gisement, calcaire, réserves, procédé de tir, ouverture, matériels

Abstract :

The goal of this survey is the realization of a yearly exploitation project in the career of the layer of limestone of Meftah for the feeding of the cement factory.

On the basis of analysis and appreciation of the real features of the layer and the present stat of the career, one founded, determined and proposed the technical parameters and the technological of the layer for the mining work execution for the year 2001.

Key words: career, layer, chalky, reserves, process of shooting, opening, materials,

Table des matières

INTRODUCTION 1



CHAPITRE I

CONDITIONS NATURELLES DU GISEMENT

I.1 : SITUATION GEOGRAPHIQUE DE LA REGION DE MEFTAH.....	2
I.2 : CONDITIONS CLIMATIQUES.....	2
I.3 : CONDITIONS HYDROGEOLOGIQUES.....	2
I.4 : GEOLOGIE DE LA REGION.....	2
I.4.1 : Tectonique de la Région.....	2
I.4.2 : L'age du gisement.....	2
I.4.3 : Position de gisement.....	2
I.4.4 : La Forme du gisement.....	5
I.4.5 : Caractéristiques du gisement.....	5
- region 1.....	5
- region 2.....	7
- region 3.....	7
- region 4.....	7
- region 5.....	8
- region 6.....	8
- region 7.....	9
- region 8.....	9
I.6: SONDAGES.....	11
I.7 : PROPRIETES CHIMIQUES.....	15
I.8 : PROPRIETES PHYSICO-MECANIQUES DU GISEMENT.....	15
I.8.1 : Les Propriétés Physiques.....	15
I.8.1.1 : Le poids volumique.....	15
I.8.1.2 : Indice d'altération.....	16
I.8.1.3 : Porosité.....	16
I.8.1.4 : Module de Young.....	16
I.8.1.5 : Indice de continuité.....	16
I.8.2 : Les Propriétés Mécaniques.....	17
I.8.2.1 : Résistance à la Compression.....	17
I.8.2.2 : Résistance à la Traction.....	17
I.8.2.3 : Résistance au Cisaillement.....	18
I.9 : PROPRIETES TECHNOLOGIQUES.....	18
I.9.1 : Dureté.....	18
I.9.2 : Fissuration.....	18
I.9.3 : Indice de Forabilité.....	19
I.9.4 : Indice de Difficulté de Destruction de la Roche.....	19
I.9.5 : Indice de Difficulté d'excavation.....	20

I.9.6 : Indice de tirabilite	21
I.9.7 : Indice de difficulte d'exploitation	21
I.10 : PROPRIETES GEOTECHNIQUES	22
I.10.1 : Cohésion de massif	22
I.10.2 : Angle de frottement interne	22



CHAPITRE II

CONDITIONS MINIERES D'EXPLOITATION

II.1 : REGIME DE TRAVAILLE ET LA PRODUCTION ANNUELLE	23
II.1.1 : Le Regime de Travaille.	23
II.1.2 : Previsions	23
II.1.3 : Production Annuelle	24
II.1.4 : Causes de non Atteinte des Previsions	25
II.2 : SYSTEME D'EXPLOITATION	26
II.3 : ELEMENTS DU SYSTEME D'EXPLOITATION.....	26
II.4 : OUVERTURE DU GISEMENT	27
II.5 : ATELIERS DE CARRIERE	27
II.6 : TRAVAUX D'EXPLOITATION.....	28
II.6.1 : ABATTAGE	28
II.6.1.1 : Forage des trous.....	28
II.6.1.2 : Parametres geometriques de plan de tir.....	29
II.6.1.3 : Explosif et tir	31
II.6.1.4 : Emploi de bulldozer	33
II.6.2 : CHARGEMENT	35
II.6.3 : TRANSPORT	36
II.6.4 : EMPLOI DE LA PELLE EXCAVATRICE	36
II.7 : NETTOYAGE DES PISTES	36

CHAPITRE III

ETAT D'AVANCEMENT DES TRAVAUX MINIERES DU PLAN D'ARPENTAGE DE MINES

III.1 : AVANCEMENT ANNUEL.....	38
III.2 : DESCRIPTION DU PLAN D'ARPENTAGE DE MINES.....	39
III.3 : PROJET TECHNIQUE	40
III.4 : ETABLISSEMENT DU PLAN D'ARPENTAGE DE MINES.....	42

INTRODUCTION

Le développement économique du pays et l'exécution des grands travaux et des infrastructures de base, exigent une forte demande en matériaux de construction, ce qui implique impérativement une augmentation de la production au niveau national du ciment.

Dans notre projet d'exécution des travaux miniers dans la carrière de Meftah nous avons tenu compte de toutes les exigences relatives à la production, ainsi que la capacité installée de l'usine, pour la détermination de la quantité du ciment à fabriquer pour répondre à la demande nationale.

Le projet d'exploitation pour l'an 2001, nécessite donc l'appréciation des conditions naturelles du gisement, des moyens existant au niveau de la carrière et des procédés techniques et technologiques d'exécution des travaux miniers.

Le présent travail a été donc l'œuvre de l'étude des conditions géologiques, minières et techniques permettant le fondement de la production annuelle et la possibilité de son extraction.

chapiter I

conditions

naturelles du gisement

CONDITIONS NATURELLES DU GISEMENT

I.1 : SITUATION GEOGRAPHIQUE DE LA REGION DE MEFTAH

Meftah est situé à une vingtaine de kilomètres au SUD-EST de la wilaya d'Alger, au pied de djebel Zarouala. Au NORD s'étend la plaine de la Mitidja, à l'EST se trouve la ville de Khemiss-el-khechna et à l'OUEST la ville de l'Arba.

Meftah est une daïra de la wilaya de Blida.

I.2 CONDITIONS CLIMATIQUES

Le climat de la région de Meftah est typiquement méditerranéen.

La température moyenne annuelle est de 20°C ; elle varie de 7 et 10°C en hiver, et entre 25 et 35°C pendant l'été. La précipitation moyenne de l'année varient entre 600 et 800 mm.

I.3 CONDITIONS HYDROGEOLOGIQUES

Le niveau hydrostatique se trouve au-dessous de l'exploitation, par conséquent, il ne cause pas de problèmes d'inondations, et en plus les calcaires massifs formant la région sont toujours très fissurés en affleurement, donc ils sont perméables et constituent ainsi un terrain favorable à la circulation et l'accumulation des eaux souterraines.

I.4 : GEOLOGIE DE LA REGION :

[1]

I.4.1 : Tectonique de la Région

La région de Meftah est caractérisée par une structure géologique complexe traduite par une déformation structurale, qui a affecté toute la région de Meftah et a généralement produit un plissage d'orientation NE-SW et des failles le long de deux principaux axes d'orientation, NNE - SSW et WNW -ESE, essentiellement normales. Cette déformation est visible dans le calcaire et dans les formations en dessous.

I.4.2 : L'âge du Gisement

Le calcaire helvétien d'âge du Miocène inférieur repose sur des grés, des conglomérats et ailleurs sur de l'argile.

L'argile carténienne du Miocène inférieur repose en discordance sur des conglomérats.

L'argile sans stratification est affectée de fissures fermées.

Le calcaire est en majeure partie riche en calcium offrant par alternance des passages siliceux. Ce calcaire de haute qualité, plonge vers le nord avec une épaisseur variable. Il est bien exposé en falaises de couleur grise à la surface; il devient blanc ou jaune crème...

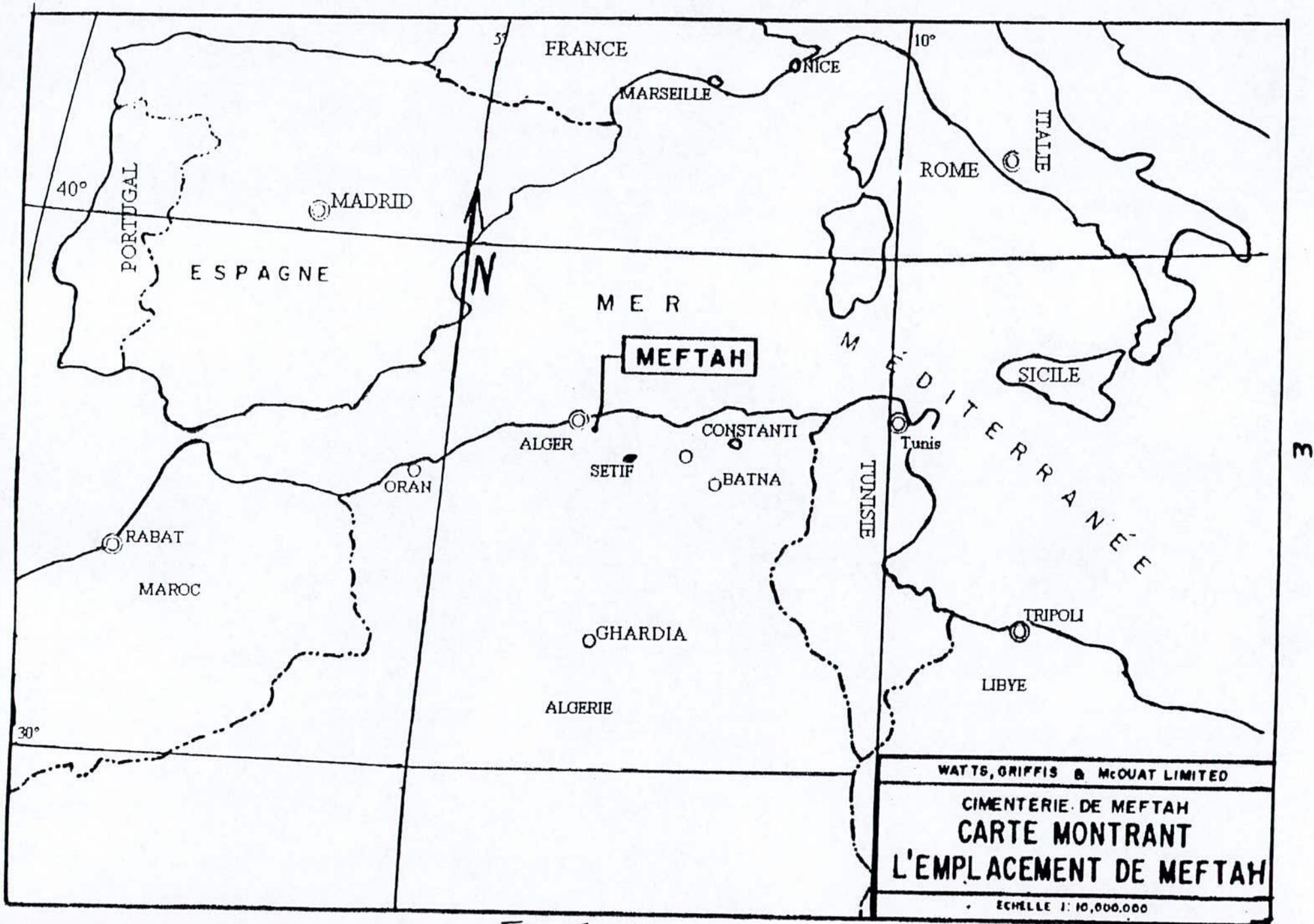


Fig I. 7

sous la surface. Le calcaire est généralement cristallin ou granuleux d'une dureté variable.

Le calcaire cristallin est le plus dur mais dépasse rarement la dureté 3.

Parfois les fossiles de *Foraminifères*, *Lamélibranches* et de *Brachiopodes* sont abondants, mais les algues sont plus visibles.

Tableau représentant la formation

Géologique de la région

Période	Epoque	Formation	Lithologie
quaternaire	pleistocène		Dépôt Alluvionnaire
Plissement et discordance			
	pliocène		Grès, conglomérats
Plissement et discordance			
Tertiaire	Miocène inférieur	Helvétien	Calcaire
		Plissement et discordance	
		Cartinienne	Argile
		Plissement et discordance	
		Burdigalien	Grès, conglomérats
	Plissement et discordance		
	Eocène		Schiste quartzite

Le calcaire de qualité inférieure ou siliceuse n'est pas aussi bien exposé que le calcaire de haute qualité, parce qu'il a tendance à s'user plus facilement par les intempéries et il est aussi souvent couvert par les éboulis de calcaire pur. Il est caractérisé par une teneur en silice et en alumine plus élevée.

I.4.3 : Position du gisement

Le gisement de calcaire est situé à 3km au sud-est de la ville de Meftah, dont les coordonnées en Coordonnés Lambert X= 548300m Y= 369200m Z= 210 m

I.4.4 : La forme du gisement

Le dépôt de calcaire a une forme de lentille à surface rectangulaire, reposant sur le flanc ouest d'une formation d'argile à faible pente. La lentille a une surface plane de 775 x 424 m et une épaisseur maximum de l'ordre de 50m. Le calcaire d'une dureté de l'ordre de 3 est compact, n'a pas de foliations apparentes mais est tâcheté de cavités et son dépôt se répartit en trois couches parallèles.

I.5 : CARACTERISTIQUES DU GISEMENT

[1]

Il existe 3 catégories de calcaire, qui ont été délimités pour calculer les réserves suivant la teneur en oxyde de calcium.

3C : calcaire avec une teneur de plus de 48% de CaO.

3B : calcaire avec une teneur de 40 a 48% de CaO .

3A : calcaire avec une teneur de moins de 40% de CaO.

D'après les études élaborées par la compagnie canadienne WATTS CRIFFS AND MC OUAT LIMITED, on distingue 08 régions qui sont :

Région 1 :	calcaire
Région 2 :	calcaire
Région 3 :	calcaire
Région 4 :	argile
Région 5 :	argile
Région 6 :	calcaire
Région 7 :	calcaire
Région 8 :	calcaire

I.5.1 : région 1 calcaire :

L'épaisseur maximale de cette région se trouve au centre avec une puissance de 80m, elle diminue graduellement lorsqu'elle se dirige vers les extrémités.

Il existe dans cette région plusieurs failles de pendage général orienté vers le Nord.

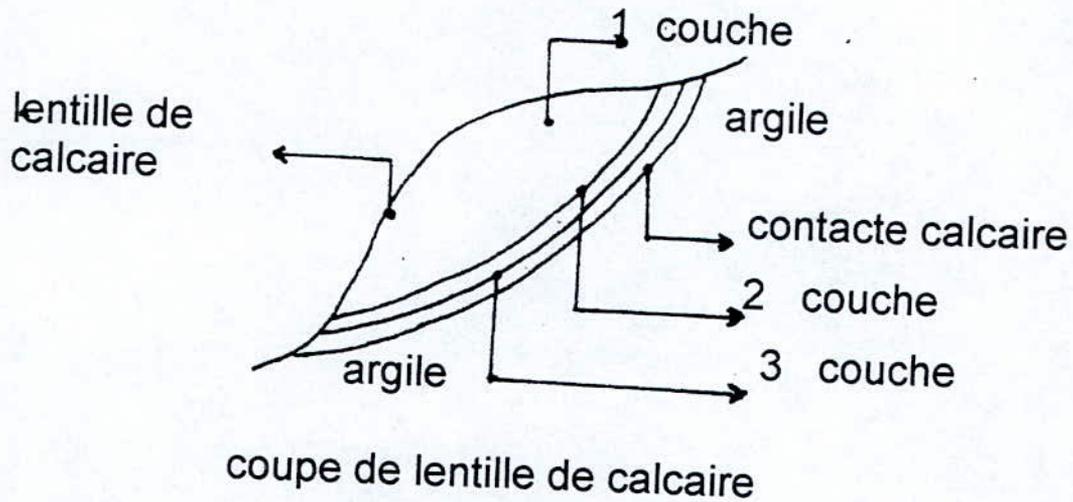
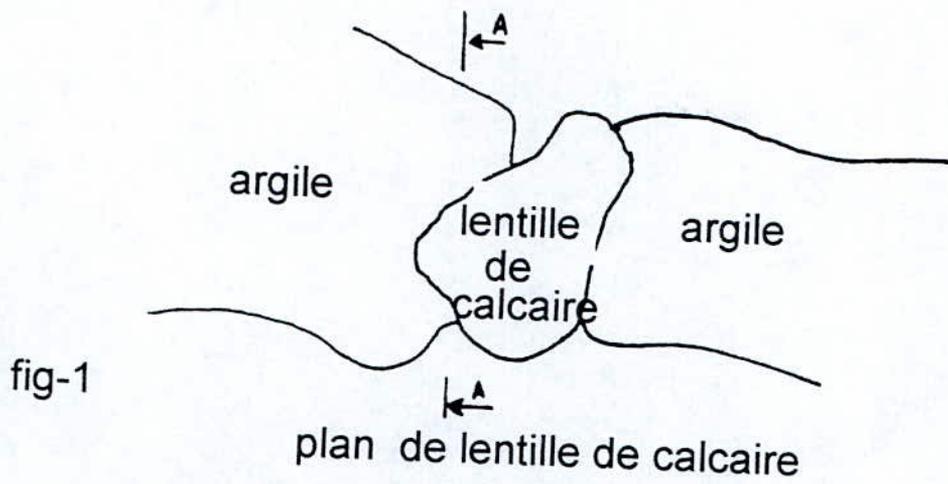


Fig I. 2

- 1 couche: épaisseur 10-18m, réserves 31 millions de tonnes
teneur minimum 48% en CaO.
- 2 couche: épaisseur 5-10m, réserves 1.5 millions de tonnes
teneur minimum 40 - 48% enCaO.
- 3 couche: épaisseur 5-20m réserves 3.5 millions de tonnes
teneur minimum 30 à 40 % en CaO.

La limite des réserves de la région 1 serait là où la teneur du calcaire n'est pas économiquement exploitable.

Les tonnages de la région 1 en fonction de la qualité du calcaire sont :

Qualité	Tonnage
3C	30 997 000
3B	1 444 000
3A	3 464 000

Les résultats de l'analyse chimique effectuée sur les échantillons de calcaire de Haute pureté (3c) ont donné les limites suivants pour les 5 principaux oxydes

Element	Maximum	Minimum
CaO	–	48%
MgO	1 %	–
Al ₂ O ₃	27 %	–
SiO ₂	7 %	–
Fe ₂ O ₃	1.5 %	–

I.5.2 : région 2 calcaire

Le calcaire de cette région, d'une épaisseur maximale de 10m, n'est pas économiquement exploitable.

I.5.3 : région 3 calcaire

Le tonnage en calcaire est faible, il a été décidé de l'exploiter avec celui de la région 1

I.5.4 : région 4 argile

La région 4 est située directement au Sud de la ville de Meftah, elle constitue la nouvelle carrière d'argile pour la cimenterie actuelle.

Cette dernière peut être exploitée seulement pendant la saison sèche, étant donné que la moindre humidité rend impossible tout déplacement en véhicule.

I.5.5 : région 5 argile

Cette région est située au sud-est de la cimenterie. Elle est constituée pratiquement que par de l'argile.

Les forages réalisés dans cette région nous ont permis de connaître la composition chimique de l'argile, ainsi que son tonnage.

	Max	Min
CaO	11,00%	06,00%
MgO	3,00%	1,00%
SiO ₂	53,00%	46,00%
Al ₂ O ₃	16,00%	13,00%
Fe ₂ O ₃	7,5%	5,5%

Réserves de la région 5 :

Le volume des réserves est de 11031,250m³

Densité T/m ³	Tonnage « Tonne »
2.5	27 578 000
2.4	26 475 000
2.3	25 362 000

I.5.6 : région 6 calcaire

Elle se trouve au Sud-Est de Meftah à une altitude de 300 à 400m au-dessous de la ville.

Le calcaire de cette région est d'une pureté assez grande par rapport à la Région 1 et il comporte moins de matériaux classés en tant que calcaire impur, il a une teneur de CaO inférieure à 48%.

Les résultats de l'analyse chimique sont les suivants :

Elément	Pourcentage
CaO	48,00 %
MgO	0,50 %
SiO ₂	06,00 %
Al ₂ O ₃	02,00 %
Fe ₂ O ₃	1,30 %
P ₂ O ₅	0,20 %
TiO ₂	0,20 %

Le tonnage de la région 6

qualité	Tonnage(t)
3C	45 824 000
3B	499 000
3A	653 000

I.5.7 : région 7 : calcaire.

A l'ouest de la région 6, il existe une zone de calcaire composée de plusieurs blocs. Ce qui nous amène à penser que ces régions étaient autrefois reliées.

Cette région ne comporte pas de grandes ressources en calcaire, car ce dernier est du type 3A (moins de 40% en CaO).

D'autre part, la présence des bâtiments dans la région rend l'exploitation difficile.

I.5.8 : région 8 : calcaire

Cette région se trouve à 2km au Sud-Est de la carrière actuelle.

Elle est affectée par une grande faille d'orientation NE-SW.

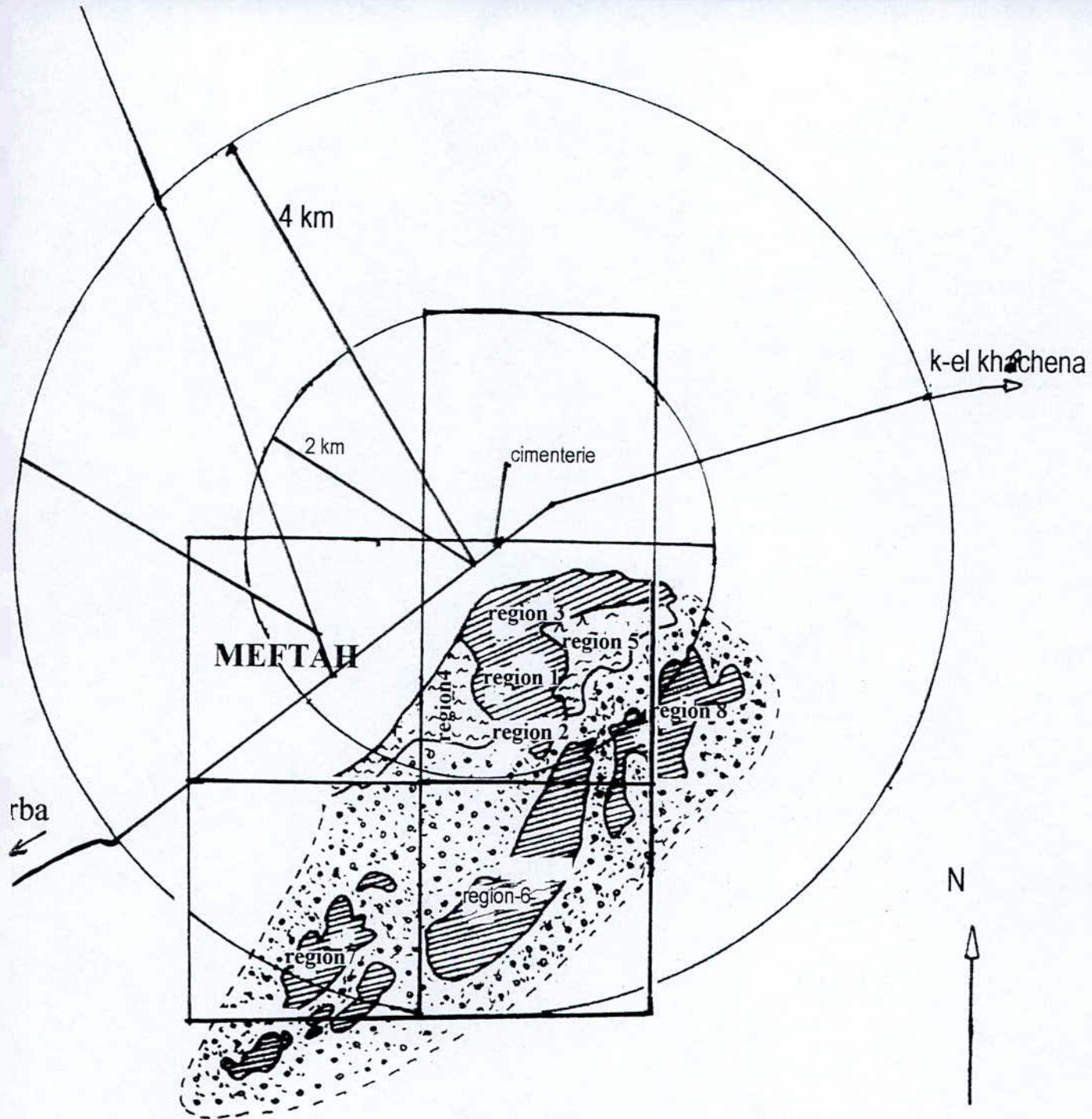
Au Sud, le calcaire est de faible épaisseur alors qu'au Nord elle est plus importante, variant entre 15 à 40 m. Le calcaire de cette région semble être le plus intéressant à cause de sa couleur plus sombre.

Les résultats d'analyses chimiques sont :

Elément	Maximum	Minimum
CaO	–	48,00 %
MgO	0,50 %	–
SiO ₂	3,00 %	–
Al ₂ O ₃	2,50 %	–
Fe ₂ O ₃	1,50 %	–

Les calculs des tonnages sont :

Qualité	Tonnage
3C	6 960 000 t
3B	1 996 000t
3A	1 540 000t



CARTE GEOLOGIQUE
 ECHELLE: 1/50 000

Fig 1.3.

LEGENDE

-  Calcaire
-  Argile
-  Grès ou conglomérat

I.6 : SONDAGES

[1]

Le sondage occupe un rôle très important dans la phase de la préparation d'un gisement à l'exploitation car il fournit des informations précieuses par le biais des carottes.

La firme canadienne WATTS GRIFFIS and MC OUAT LIMITED a réalisé environ trente sondages dans la région (1) actuellement en état d'exploitation, elle a accompli aussi d'autres sondages dans les régions(2,3,7,6,8) ou celle d'argile(4 et 5).

Pour chaque sondage effectué, on a la profondeur et la puissance de chaque couche géologique et pour chacune de ces couches, on a une composition minéralogique.

Sondage 106 Profondeur 105,50 m

profondeur	puissance	Géologie	CaO	MgO	SiO ₂	AL ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Perte au feu	Total
De 0,0	A 15,0	Calcaire de 29 à 83,0	51,95	0,20	1,10	1,25	0,65	42,35	97,50
15,0	30	Des cavités remplies d'argile	54,15	0,35	0,30	0,65	0,10	43,55	99,10
30	45		53,05	0,25	0,35	0,75	0,10	43,30	97,80
45	60		53,20	0,60	1,00	0,95	0,40	42,80	98,95
60	75		52,00	0,65	2,15	1,00	0,25	42,00	98,05
83,8	88,5	Calcaire-marneux							
88,5	94,0	//-marneux et siliceux							
94,0	96,5	Calcaire siliceux							
75,0	90,0		46,50	0,40	6,25	2,85	0,90	38,35	95,25
96,5	103,5	Argile	35,00	0,60	24,24	5,75	1,30	31,00	97,89
103,5	105,5	Argile	9,82	2,24	45,85	15,27	7,41	19,17	99,71

Sondage 103 : profondeur 90.7

Profondeur	Puissance m	géologie	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Perte au feu	Total
De 0,0	1,0	découverte	----	----	----	----	-----	-----	-----
1,0	60,0	calcaire	53,05	0,45	1,60	0,90	0,20	3,05	99,25
60.0	67,0	calcaire	52,21	0,14	3,48	1,24	0,45	41,91	99,43
67	70	Calcaire marneux	51,12	0,02	5,40	1,51	0,80	40,81	99,60
70	82	Calcaire marneux et siliceux	29,63	0,23	33,68	6,91	1,62	27,32	99,44
82	90,7	Argile	10,4	1,84	48,80	15,49	5,15	17,65	99,33

Sondage 107 Profondeur 58.80 m

CP : calcaire pur

CM : calcaire marneux

profondeur	puissance	géologie	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Perte Au feu	total
0.0	0.4	découverte							
0.4	15.0	Calcaire	51,70	0,45	2,45	1,45	0,85	40,75	97,66
15.0	30.0	//	50,75	0,40	3,50	1,85	0,40	42,15	99,05
30.0	45.0	Calcaire marneux et siliceux	40,45	0,20	20,10	4,50	1,30	33,40	99,95
45.0	50.7	CP/CM	35,25	0,65	22,75	6,15	1,75	30,75	97,25
50.7	53.3	Argile	11,32	1,91	46,80	5,24	19,22	32.44	99,78
53.3	58.8	Pas de carotte							

Sondage : 112 Profondeur 90,00 m

profondeur	Puissance	Géologie	CaO	MgO	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Perte au feu	total
De 0,0	A 15,0	Calcaire	54,30	0,80	0,80	0,70	0,30	43,50	100,40
15,0	30,0	//	55,00	0,60	0,40	0,40	0,20	43,45	100,05
30,0	45,0	//	54,45	0,90	0,80	0,80	0,30	43,25	100,50
45,0	60,0	//	53,45	1,10	2,15	1,30	0,30	42,35	100,65
60,0	79,0	Calcaire marneux et siliceux	37,25	2,50	22,55	4,75	1,25	31,45	99,75
79,0	86,00	Pas de carotte							
86,00	88,00	Argile	5,93	4,66	47,96	15,27	7,43	17,87	99,14
88,00	90,00	Argile	9,83	1,57	49,45	15,63	6,97	16,22	99,97

Sondage : 115 Profondeur 85 m

profondeur	puissance	Géologie	CaO	Mgo	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	Perte Au feu	total
0,00	15,0	Calcaire	51,80	0,40	3,45	1,90	0,50	41,75	99,80
15,0	30,0	Calcaire et marneux	52,50	0,40	2,85	1,45	0,50	42,40	100,10
30,0	45,0	Marneux	44,50	0,50	13,60	3,70	1,050	36,45	100,25
45,0	53,0	Calcaire et Marneux	25,65	0,60	42,40	9,60	1,50	20,90	100,65
53,0	54,5	Argile	14,86	0,82	44,83	13,74	4,73	19,81	98,51
54,5	85,0	Argile	/	/	/	/	/	/	//

Sur la base des données de sondages, nous avons établi la coupe géologique suivant les sondages 105, 109, 110 et 111 :

Profil Geologique suivant les sondages 105, 109, 110 et 111

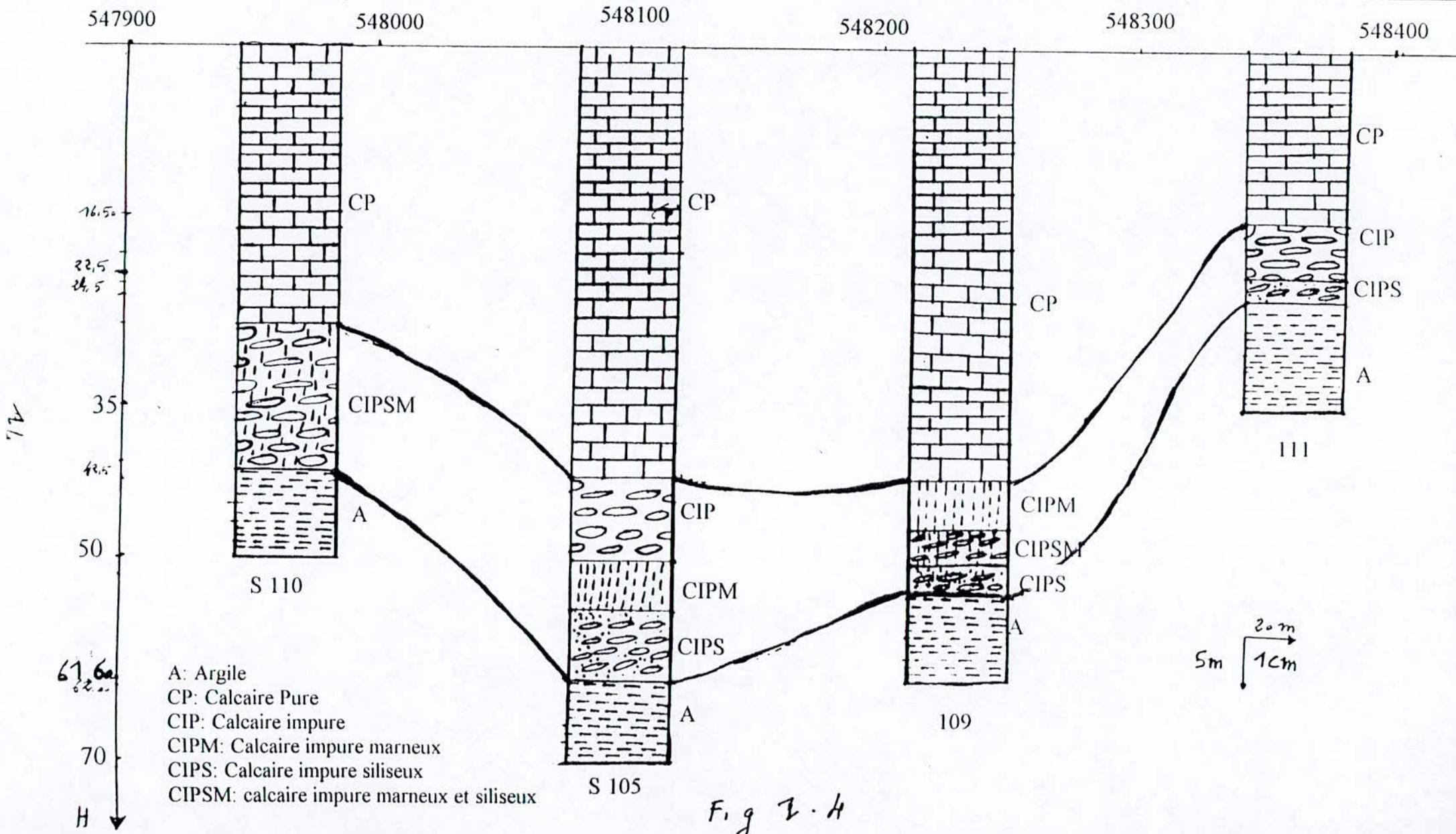


Fig 2-A

I.7 : ANALYSE CHIMIQUE

Les analyses chimiques effectuées au niveau de laboratoire de la cimenterie de Meftah sur le calcaire ont donné les résultats qui sont représentés dans le tableau suivant :

Element	Titre	SiO ₂	CaO	MgO	Fe ₂ O ₃	Al ₂ O ₃	P.F	H ₂ O	ALC	TOTAL
Max	98,00	4,91	53,94	0,58	0,94	1,90	42,54	10,32	/	99,98
Min	90,10	2,03	50,68	0,17	0,39	0,92	40,87	2,05	/	98,93
Moyen	92,73	3,95	52,40	0,44	0,60	1,27	41,57	5,17	/	99,41
Eca/type	2,75	1,15	1,11	0,13	0,80	0,36	0,65	0,68	/	0,42

I.8 : PROPRIETES PHYSICO-MECANQUES DES ROCHES

Les propriétés physico-mécaniques des minéraux et des roches encaissantes, influant considérablement sur le choix de la méthode d'exploitation, la conduite des travaux minières et aussi sur le rendement de différents engins utilisés pour les principaux processus.

Elles comprennent le poids volumique, la porosité, l'indice de continuité, le module de Young, la résistance à la compression, la résistance à la traction, etc....

Après avoir déterminé les propriétés physiques on doit étudier le comportement mécanique des roches sous différentes sollicitations. Ces essais à la destruction permettent d'avoir une conclusion sur la dureté, la qualité et la déformation de la roche. Pour pouvoir choisir le système et la technologie d'exploitation.

I.8.1 : les Propriétés Physiques

[2]

I.8.1.1 : le poids volumique

C'est le rapport du poids de l'échantillon rocheux (p) par unité de volume (v). on l'estime par la formule suivante :

$$\rho = p/v \quad (\text{g/cm}^3)$$

p : poids de l'échantillon.

V : volume de l'échantillon.

ρ : poids volumique d'échantillon

Le poids volumique varie de 21,3 à 26,9 KN/m³ ; la valeur moyenne est 2,5 tonnes /m³

Les résultats sont présentés dans l'annexe I tableau I.1

I.8.1.2 : Indice d'altération

L'indice d'altération est défini comme étant le rapport de l'eau absorbé à la masse de l'échantillon à l'état sec

$$i = \frac{M_{\text{eau}}}{M_{\text{sec}}} \times 100 \% \quad (\%)$$

- M_{eau} est obtenue par la formule suivante :

$$M_{\text{eau}} = M_{\text{humide}} - M_{\text{sec}}$$

- M_{humide} est la masse de l'échantillon après l'avoir émerger dans l'eau pendant 24 h.

- M_{sec} est obtenu de la manière suivante: l'échantillon est placé dans une étuve pendant 24 h à une température 105-110°C, ensuite on pèse cet échantillon à l'état sec.

La valeur de l'indice d'altération varie de 1,12 à 8,98 %,

Voir annexe I tableau I.3

I.8.1.3 : Porosité

Elle est définie par la formule suivante

$$n = \frac{\delta_s - \delta_d}{\delta_s} \quad (\%)$$

- n : la porosité

- δ_d : poids volumique à l'état sec.

- δ_s : poids volumique des grains solides. Pour le déterminer, on met l'échantillon dans une étuve à 110°C pendant 24 h ensuite on réalise l'essai. (annexe Tableau I.2)

La valeur de la porosité varie de 1,19 à 25,35 % ; voir annexe I Tableau I.3

I.8.1.4 Module de Young dynamique

Le module de Young dynamique peut être calculé par la vitesse des ondes longitudinales dans un échantillon de roches suivant la relation.

$$E_d = \rho \times V_l^2 \quad (\text{N/m}^2)$$

V_l : vitesse de l'onde longitudinale.

ρ : densité de la roche. Les valeurs sont mentionnées dans l'annexe Tableau I.4.

Le module de Young dynamique varie de 1,55 à 7,46 ($\text{Kgf/cm}^3 \times 10^5$)

I.8.1.5 : Indice de continuité

Il est déterminé à partir de la relation suivante :

$$I_c = V_l / V_l'$$

VI : vitesse mesurée de l'onde longitudinale.
 VI* : vitesse théorique de l'onde longitudinale.

La valeur I_c varie de 43% à 90 % ; voir annexe Tableau I.4

I.8.2- Les Propriétés Mécaniques

[2]

I.8.2.1 : résistance à la compression

La résistance à la compression est égale à la contrainte limite de compression qui produit l'écrasement de l'échantillon de roche massive sous la presse. Elle est exprimée par la formule :

$$R_c = \frac{F_{\max}}{S}$$

F_{\max} : effort de compression maximale (Kgf).

S : surface sur laquelle est appliqué l'effort.

Le nombre des échantillons est 13 ; le diamètre des éprouvettes est 40_{mm}.

Les valeurs de la résistance à la compression varient de 164,72 à 316,32 Kgf/cm².
 Voir Annexe I Tableau I. 5.

La valeur moyenne de la résistance à la compression (R_c) est : $R_c = 242,82$ Kgf/cm².

I.8.2.2 : résistance à la traction

Elle est mesurée indirectement par l'essai brésilien qui consiste à soumettre l'éprouvette à une charge répartie parallèlement à l'axe de l'échantillon.

43 échantillons ont été utilisés pour réaliser l'essai brésilien. Le diamètre des échantillons est sensiblement égal à sa longueur (40 mm).

La résistance à la traction est définie par la formule suivante :

$$R_t = \frac{2F}{\Pi \cdot d \cdot h}$$

R_t = résistance à la traction

F = charge à la rupture ; kgf

d = diamètre de l'échantillon

h = longueur de l'échantillon

La résistance à la traction est comprise entre $12,95 \text{ kgf/cm}^2$ et $58,98 \text{ kgf/cm}^2$.
Voir Annexe I Tableau I.6

La moyenne arithmétique de la résistance à la traction est $32,45 \text{ kgf/cm}^2$

1.8.2.3 résistance au cisaillement R_{cis}

Elle est déterminée à partir de la résistance à la compression par la relation :

$$R_{cis} = \frac{R_t}{3}$$

$$R_{cis} = 10,816 \text{ Kgf/cm}^3$$

R_t : résistance à la traction

I.9 : PROPRIETES TECHNOLOGIQUES

On se basant sur les propriétés physico-mecaniques que monsieur Ben Younnes a trouvé, nous avons calculé les principaux indices technologiques

I.9.1 : dureté de la roche :

Selon le professeur PROTODIAKONOV, la dureté de la roche est estimée par la formule empirique : $f = R_c / 100$

R_c : résistance à la compression (kgf/cm^2)

Le calcul nous donne $f=2,42$

Selon l'échelle de dureté de PROTODIAKONOV en classe le calcaire de Meftah à la classe roche demi-dur.

I.9.2 : la fissuration

[2]

La fissurité est égale à la distance moyenne entre les discontinuités :

$$ID = L / n$$

n : nombre de discontinuités sur une distance L de cassures du massif.

L'étude géologique du gisement a montré que le massif rocheux est fissuré.

On peut classer ce massif dans la catégorie 3, roches de moyenne fissurité tableau 7.

la distance moyenne entre les fissures est $D_m = 0,6 \text{ m}$

Tableau I.9.1 : classification des massifs suivant la fissurité

Catégorie de fissurité des roches	Degré de fissurité du massif	Dimensions moyenne du bloc structural (m)
ID 1	Roches exclusivement fissurées	< 0,1
ID 2	roches de grande fissurité	0-----0,5
ID 3	Roches de moyenne fissurité	0,5-----1
ID 4	Roches de faible fissurité	1-----1,5
ID 5	Roches pratiquement non fissurées	> 1,5

I.9.3 : indice de forabilité I_f :

Il définit le degré de forabilité de l'outil de foration dans la roche. Il est donné par la formule suivante :

$$I_f = 0,007 (R_c + R_{cis}) + 0,7 \rho \quad \text{AN} \quad \underline{I_f = 3,0632}$$

R_c : résistance à la compression (kgf/cm²)

R_{cis} : la résistance au cisaillement (kgf/cm²)

ρ : Poids volumique (g/cm³)

D'après RJEVESKY, l'indice de forabilité obtenu permet de classer la roche dans la catégorie des roches d'une forabilité très facile

CLASSE	I_f	CATEGORIE
1-forabilité très facile	1 - 5	1,2,3,4,5
2-forabilité facile	5,1 - 10	6,7,8,9,10
3-forabilité moyenne	10,1 - 15	11,12,13,14,15
4-forabilité difficile	15,1 - 20	16,17,18,19,20
5-forabilité très difficile	20,1 - 25	20,21,22,23,24,25

Tableau I.9.2: Classification des roches en fonction de l'indice de forabilité

I.9.4 : Indice de difficulté de destruction de la roche

Il est donné par la formule suivante :

$$D_{es} = 0,005 \times K_t \times (R_t + R_c + R_{cis}) + 0,5 \rho \quad D_{es} = 2,98 \quad [3]$$

K_t : coefficient qui tient compte de la fissuration du massif rocheux.

$$K_t = 1,2 D_m + 0,2 \rho$$

D_m : distance moyenne entre les fissures = 0.6m

$$K_t = 1,21$$

D'après la classification de REJEVESKY, l'indice de destruction obtenu permet de classer la roche dans la catégorie 1 : roche mi-dure, denses, meuble.

CLASSE	D_{es}	CATIGORIE
1-roches mi-dure, denses, meubles	1,0 _ 5,0	1,2,3,4,5
2- roches dures, facilement destructibles	5,1 _ 10	6,7,8,9,10
3-roches dures, moyennement destructibles	10,1 _ 15	11,12,13,14,15
4-roches dures, difficilement destructible	15,1 _ 20	16,17,18,19,20
5-roches dures, très difficilement destructible	20,1 _ 25	20,21,22,23,24,25

Tableau I.9.3 : classification des roches en fonction de l'indice de difficulté de destruction

I.9.5 : Indice de difficulté d'excavation :

Il indique la difficulté d'excavation du massif rocheux, il est donné par la formule suivante :

$$I_{ex} = 0,3 \lambda_x (0,2 R_c + R_t + R_{cis}) + 0,3 \rho \quad I_{ex} = 1,50 \quad [3]$$

λ : coefficient qui tient compte du facteur minéralogique de l'influence due à l'orientation des éléments structuraux par rapport à la direction des forces données ($\lambda = 0,32$).

R_c : Résistance à la Compression

R_t : Résistance à la Traction

R_{cis} : Résistance au Cisaillement.

Tableau : I.9.4 : classification des roches en fonction de la fissuration

TYPE DE FISSURE	DISTANCE MOYENNE ENTRE LES FISSURES	DEGRE DE FISSURATION λ
Très fissurée	10 _ 20	0,015 _ 0,15
Pratiquement monolithe	> 150	0,6—0,98
Peu fissurée	100 _ 150	0,5 _ 0,9
Moyennement fissurée	20 _ 100	0,1 _ 0,55
Extrêmement fissurée	0 _ 10	0,01 _ 0,065

I.9.6 : Indice de tirabilité (consommation spécifique étalon) :

Elle se détermine par la formule suivante :

$$I_t = 10^{-3}(0,1 K_t \times (R_c + R_t + R_{cis}) + 40\rho) \quad I_t = 0,1346 \text{ kg/m}^3 \quad [4]$$

- R_c la résistance à la compression : (kgf/cm²).
- R_t , la résistance à la traction : (kgf/cm²).
- R_{cis} : la résistance au cisaillement : (kgf/cm²).
- ρ : poids volumique de la roche : (kg/m³).

K_t : coefficient qui tient compte de la fissuration du massif rocheux.

$$K_t = 1,2 D_m + 0,2 \rho = 1,21$$

I.9.7 : Indice de difficulté d'exploitation

Il indique la difficulté d'exploitation du gisement, il est donné par la formule suivante :

$$D_{exp} = 0,2 (K_f \times I_f + K_q \times q_0 + K_{ex} \times I_{ex}) \quad D_{exp} = 1,82 \quad [4]$$

- K_f, k_q, k_{ex} : coefficients tenant compte de la forabilité, de l'explosif et de l'excavation déterminés d'après le tableau suivant :

Tableau I.9.5: la valeur de K_f, K_q, k_{ex} en fonction de I_f et I_{ex} .

I_f	K_f	I_t	K_q	I_{ex}	K_{ex}
1 - 5	0,8	0,2	30	1 - 3	0,8
6 - 10	0,9	0,2 - 0,4	35	3 - 5	0,9
11 - 14	1,0	0,4 - 0,6	40	5 - 9	1,0
15 - 17	1,1	0,6 - 0,8	45	9 - 12	1,1
>17	1,2	0,8 - 1,0	50	12 - 15	1,2

Tableau- I.9.6 : classification des gisements d'après l'indice de difficulté d'exploitation

VALEUR DE D_{exp}	CATEGORIE DU GISEMENT
1 - 2.5	Facilement exploitable
2.5 - 5	Assez facilement exploitable
5 - 7.5	Moyennement exploitable
7.5-----10	Difficilement exploitable

I.10 : LES PROPRIETES GEOTECHNIQUES

[2]

Elles permettent d'apprécier la stabilité du massif rocheux sous l'effet d'une sollicitation mécanique.

Cohésion (c) et angle de frottement interne (ϕ)

I.10.1 : Cohésion

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est exprimée par la relation :

$$C = \frac{R_c \times R_t}{2 \sqrt{(R_c \cdot R_t - 3R_t^2)}}$$

R_c et R_t : sont respectivement, la résistance à la compression et à la traction.

La valeur de la cohésion de la roche de calcaire varie de 24,31 à 79,07 kgf/cm².

Voir Annexe I Tableau I.7

Pour ramener la cohésion de l'échantillon C à la cohésion du massif C, on tient compte de plusieurs facteurs à savoir :

- le degré de fissuration du massif rocheux
- le coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause de l'humidité $K_w=0,2-1,0$
- le coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause du temps $K_t= 0,7-0,8$.

la cohésion du massif est donnée par la formule suivante :

$$C_m = \lambda \times K_w \times K_t \times C$$

I.10.2 : Angle de frottement interne:

Elle est donnée par la relation suivante :

$$\Phi = \arcsin \left(\frac{R_c - 4 R_t}{R_c - 2 R_t} \right)$$

R_t : résistance à la traction kgf/cm²

R_c : résistance à la compression kgf/cm².

La valeur obtenue de l'angle de frottement interne est compris entre 20° et 53°.

Voir Annexe I Tableau I.7

Chapitre II

Conditions Minières

d'Exploitation

II.1 : le régime de travail et la production annuelle

II.1.1 : le régime de travail

Le nombre de jours ouvrables par an est 280 jours /an.

Le nombre de jours de travail par mois est 25 jours/mois.

Le nombre de jours de travail par semaine est 6 jours/semaine.

Le nombre de postes de travail par jours est de deux postes/jours. Le premier poste de 6 h de matin jusqu'à 13h d'après midi et le 2^{ème} de 13^h30 jusqu'à 20^h30

La durée du premier poste est de 7 heures et celle du deuxième est de 7 h 30mn.

Le jeudi la carrière travail en un seul poste.

$N_j = (\text{nombre de jours par an} - \text{le nombre de jours fériés}) - \text{le nombre des jeudis par an} \times 0,5$

N_j : nombre de jours de travail par an

II.1.2 : Prévisions

Les prévisions de l'an 1999 sont de 500 000 tonnes de ciment, ce qui correspond à 630 000 tonnes de calcaire. Pour l'an 2000 elles sont de 700 000 tonnes ciment correspondant à 878 000 tonnes de calcaire.

Mois an		Prévisions de production de calcaire	
		1999	2000
Janvier		30 000	30 000
Février		Arrêt	73 000
Mars		Arrêt	89 000
Avril		15 000	89 000
Mai		52 500	89 000
Juin		82 500	89 000
Juillet		82 500	89 000
Août		82 500	Arrêt
Septembre		37 500	Arrêt
Octobre		82 500	110 000
Novembre		82 500	110 000
Décembre		82 500	110 000
Total (tonnes)		630 000 tonnes	878 000 tonnes

Les prévisions sont déterminées à partir de la production annuelle du ciment, cette dernière, c'est l'état en tenant compte de la capacité installée de l'usine est-on étudiant la demande de marché, et l'état actuel des cimenteries de pays fixe un taux de production pour chaque cimenterie, pour pouvoir déterminer la quantité qu'elle doit importer pour satisfaire la demande de marché national.

Donc la production de calcaire est relative à celle du ciment.

Dans la composition de clinker, le calcaire participe avec 80% selon l'équation suivante :

- Matières premières = Calcaire + Argile + Minerais de fer + Sable + Gypse + Tuf.

$$\text{Farine} = (\text{calcaire} + \text{argile} + \text{m de fer} + \text{sable}) \times 0,92$$

$$\text{Clinker} = \text{Farine} \times 0,6$$

$$\text{Ciment} = (\text{Clinker} + \text{gypse}) \times 0,95 + \text{Tuf} \times 0,92$$

dans la composition du clinker, on a les pourcentages suivants :

calcaire ----- 80%

argile ----- 17%

sable----- 2%

minerais de fer----- 1%

Ainsi, pour 1 tonne de clinker il faut 1,25 tonnes de calcaire.

II.1.3 : Production Annuelle

La production mensuelle de calcaire pour l'année 1999 est la suivante :

Mois	Productions Tonnes	Mois	Productions tonnes
Janvier	48 700t	Juillet	78 000 t
Février	27 150t	Août	93 500 t
Mars	0 t	Septembre	61 500 t
Avril	0 t	Octobre	60 200 t
Mai	7 300 t	Novembre	85 700 t
Juin	91 800 t	Décembre	59 450 t

La production totale de l'an 1999 est 613 300 tonnes.

Pour les mois de février, mars et avril la production est nulle, à cause de l'arrêt technique qui a été prévu pour le renouvellement du four, et quelques travaux de révision au niveau de l'usine.

II.1.4 : Causes de Non Atteinte des Prévisions

La différence entre les prévisions et la production réalisée, est due à deux types de causes, internes et externes

- a) les causes internes : Ce sont des pannes subies par l'usine.

-1- panne au niveau de l'atelier de cuisson :

- arrêt de four :
 - Arrêts de ventilateurs.
 - Arrêts électriques.
 - Arrêts de refroidisseur.
 - Arrêts dus au bourrage de cyclone.

-2- au niveau de la carrière :

a- Pannes du concasseur dû à des causes multiples :

- Bourrages à cause d'un degré d'humidité qui dépasse le seuil autorisé.
- Pénétration d'un corps étranger (métal ou autres).
- Grandes dimensions des blocs structuraux.

b- Arrêt de maintenance du transporteur à bande.

c- pannes des engins roulants (chargeuse, bulldozer...)

Et enfin les arrêts programmés pour l'entretien.

- b) les causes externes relevant de la conjoncture que traverse le pays.

La capacité de la carrière est la suivante :

Désignation	Unité de Mesure	Production		
		Annuelle	Mensuelle	Journalière
Roche Calcaire	T	613 300	51 108,333	2 190,364
	M ³	245 320	20 443,333	876,144

NB : Les calculs ont été effectués pour un poids volumique de calcaire égal à 2,5 T/m³

II.2 : LE SYSTEME D'EXPLOITATION

Le système d'exploitation appliqué à la carrière est dit « avec transport » où les engins d'extractions et de transports sont des chargeuses sur pneus et des dumpers.

II.3: Elément de Système d'Exploitation :

II.3.1: La Hauteur du Gradin

Dans la carrière de Meftah la hauteur des gradins est variable entre 12, 15 et même jusqu'à 20 mètres, sur le même gradin, une dénivelée considérable est à remarquer.

II.3.2: Angle de Talus du Gradin

L'angle de gradin de la carrière de Meftah est de 81° (10%).

II.3.3 : Plate forme de travail

La plate forme de la carrière de Meftah a des dimensions variables, sur le même gradin la plate forme a des largeurs qui varient considérablement, elle est variable sur tous les gradins. La largeur de la plate forme est en moyenne de 40m (30 à 50m), il existe des gradins dont la largeur ne dépasse pas 20m.

II.3.4: longueur du bloc

Le gradin est divisé matériellement en blocs qui sont exploités par des moyens d'abattage et de chargement ; La longueur du bloc est fonctions de la production de la longueur du front de gradin et de la largeur de tir (nombre de rangés) ; En général elle est fonction du volume des roches à abattre. Dans la carrière de Meftah la longueur du bloc est variable et varie de 80 à 110m, mais en général elle est de 80m

La longueur du bloc est donné par la relation :

$$B= V/S$$

V : volume des roches à abattre

S : surface du tir (enlevure x hauteur de gradin)A x H

II.3.5: Sens de déplacement du front de taille

La carrière évolue vers le sud-ouest qui est le sens de prolongement du gisement, le pendage du gisement est de 15° sud-ouest.

II-4 : OUVERTURE DU GISEMENT :

L'ouverture du gisement a été réalisée par demi tranchées communes extérieures.

La carrière est ouverte par une piste principale reliant la station de concassage à la côte 153 au niveau 280m longeant le gisement à sa limite Est.

Les autres niveaux d'exploitation sont ouverts par des pistes intérieures aboutissant à la piste principale.

La longueur de la route est 1800m, sa largeur est de 10m avec une pente moyenne de 8 à 12%.

Pour l'écoulement des eaux atmosphériques, la route est aménagée de rigoles d'évacuation d'une profondeur de 50cm et d'une largeur de 80 cm sur les deux cotés de la route.

Le revêtement a été fait à l'aide de pierres concassées avec une épaisseur de 20cm.

II.5 : Les Ateliers de la Carrière

a)Atelier de Maintenance :

La carrière de Meftah dispose un atelier de réparation dirigé par un personnel qualifié et possédant un matériel adéquat pour le maintient et la réparation, des engins.

b)-Atelier de Concassage :

la capacité installée de l'usine est de 1 million de tonnes de ciment par an, donc pour satisfaire l'alimentation en matières premières la direction de l'usine a équipé la carrière de deux concasseurs dont les caractéristiques sont les suivantes

a)Premier Concasseur :

Marque : DRAGON.
Type : DUO 6BS.
Poids : 67500kg.
Débit : 450 tonnes/heur.

Plus gros morceau admissible 1300x1100x900 mm.

Moteurs :

Nombre 2.	Type	Vitesse	poids	Tension	Courant	Puissance
SIEMENS:	1LA5508	1410tr/min	3,5 Tonne	5500 V	495 A	400 K Watts.

b)Deuxième Concasseur

Marque : KHD HUMBOLDT Wedag

Type: HDS 2000x 2520.

Débit : 1000 tonnes/heure.

Plus gros bloc admissible 1 m³

Moteur

Nombre	Marque	Type	Vitesse	Tension	Courant	Puissance
2	SIEMENS	1L7712-6	1000tr/mn	5,5 KV	124A	1000KW

II.6 : TRAVAUX D'EXPLOITATION

L'exploitation à ciel ouvert s'effectue en trois étapes.

- 1- Abattage
- 2- Chargement
- 3- Transport

II.6.1 :ABATTAGE

La méthode d'abattage utilisé dans la carrière de Meftah, est la méthode d'abattage par trou de mines.

II.6.1.1 : Forages des Trous

Dans la carrière de Meftah, on utilise deux chariots de forations dont leurs types d'action est roto-percussion, ATLAS -COPCO de type ROC 460 et de INGRRS RAND de type XHP325, ils sont équipés par des marteaux fonds trous, ils sont caractérisés par leur petite masse et leur grande mobilité.

Le diamètre de taillant est de 89mm, les deux foreuses sont reliées par deux compresseurs A-COPCO (20bars) et I-RAND (21bar).

Au moment de la foration un technicien prélève des échantillons pour effectuer l'analyse chimique de calcaire.

Pour pouvoir satisfaire les prévisions, les travaux de forage sont effectués durant tous les postes ouvrables par semaine et le tir se fait deux fois par mois conformément au prévisions et aussi suivant la disponibilité de la matière (explosif).

Les caractéristiques des engins de foration sont mentionnées dans le tableau II.1.

Tableau II.1

Engin	Nombre	Marque	Type	Anne	Puissance	Capacité
Chariot de foration	1	Atlas COPCO	ROC 460	1999		Diameter 89mm
Chariot de foration	1	INGERRS RAND	CM 351	1994		Diameter 89mm
Compresseur	1	A-COPCO	XRHP385	1999	224CV	20 bars
Compresseur	1	I- RAND	XHP 385	1994	290CV	21bars

II.6.1.2 : Paramètres Géométriques De Plan De Tir

1- Diamètre De Trou

Dans la carrière de Meftah les chariots de foration sont équipés par des tiges ayant des taillants de diamètre $\Phi = 89\text{mm}$.

2- Inclinaison des Trous

Les trous sont forés dans les gradins avec une inclinaison de 10%.

3 : Banquette

La distance entre la première rangée et le front de taille est égal a 2.5m, si le gradin présente des pieds cette distance est à diminuée.

4 : Sous Foration L_s

La sous foration est égale à 1m.

5 : La Profondeur de Trou H_t

La longueur des trous est donnée par la relation suivante :

$$H_t = L_s + H = 16$$

H : hauteur de gradin.

En pratique H_t est variable puisque H (hauteur du gradin) varie de 12 à 20 m d'après la position du bloc à tiré par rapport aux gradins.

6 : Maille de Foration

Dans la pratique les trous de mines sont forés avec une maille de foration égale à 2,5m x 2,5m.

7 : Nombre de Trous

Le nombre des trous est variable, ils sont en fonction des dimensions du bloc à abattre et la largeur de la plate forme. Il est donné par la relation

$$N = \frac{L}{E} \times n$$

L : longueur du bloc à abattre.

n : nombre de rangés.

E : espacement entre les trous

Mais généralement il est de 62 trous et deux rangées, donc 31 trous par rangés.

8 : Bourrage

La longueur de bourrage est égale à la longueur de la ligne de moindre résistance, donc la longueur de bourrage $L_b = 2,5$ m, La matière de bourrage est constituée principalement par les débris de forage.

9: Longueur de Charge L_{ch}

Elle est égale à la différence entre la profondeur du trou et la longueur de bourrage

$$L_{ch} = H_{tr} - L_b$$

$$L_{ch} = 13,5 \text{ m}$$

Les trous sont chargés manuellement.

II.6.1.3 : Explosifs et Tir

1 : Type D'explosif

Les explosifs utilisés dans la carrière de meftah ont les caractéristiques suivantes :

Explosifs	Résistance a l'eau	Densité	Vitesse de Détonation m/s	Puissance C.U.P	C.S.e	Volume Des gaz L / kg
MARMANITE II	Médiocre	0,95	4100	1,27	2	868
ANFOMILE	Médiocre	0,90	3000	1,15	0	975

MARMANITE II :

Diamètre de la cartouche=65mm

Longueur de la cartouche=50cm

Poids de la cartouche =2,5kg

ANFOMILE :

Elle est sous forme de saupoudre (sac de 25 Kg).

La consommation spécifique d'explosifs est de 100g/tonne. La quantité d'explosifs utilisée pour les tirs est variable, elle dépend du tonnage prévu et de la longueur du banc. Généralement la quantité consommée par tir est de 2500 kg

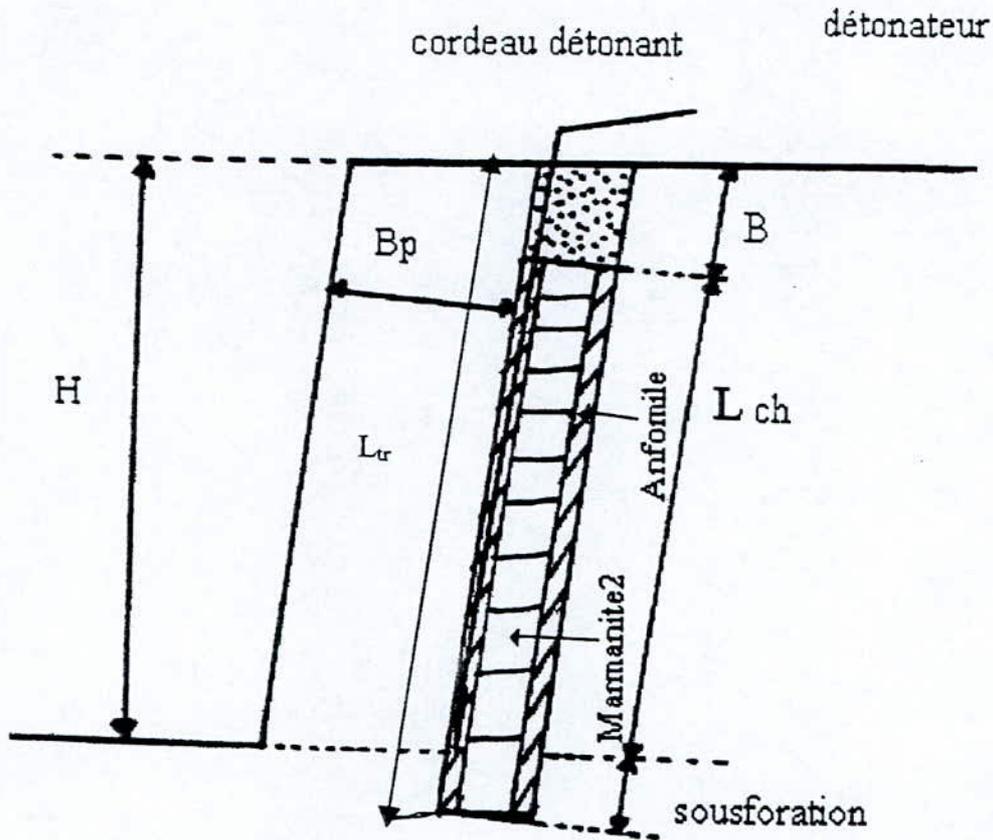
2: Organisation des Charges dans les Trous

Le diamètre du trou de mine est supérieur au diamètre de l'explosif utilisé. On introduit la 1^{er} cartouche qui est reliée par un cordeau détonant au fond du trou, ensuite on introduit les autres cartouches, chaque 3 cartouches on déverse de l'Anfomile poudre pour remplir le vide entre les parois du trou et l'explosif, est ainsi de suite jusqu'à la fin de la longueur de charge.

Le trou de mine comporte 70 % de MARMANITE et 30 % D'ANFOMILE voir figure II.1

Le nombre de cartouches (MARMANITE) introduites dans chaque trou est de 27 (67,5 Kg) et 12,5Kg de L'ANFOMILE. La charge totale par trou est donc 80 Kg

Distribution de la charge d'explosifs
Pratiqué à la carrière de Meftah



B_p : banquette pratique

H : hauteur de gradin

B : bourrage

L_{ch} : longueur de la charge d'explosifs

L_{tr} : profondeur de trou de mine

Fig II. 7

Actuellement dans la carrière de Meftah les trous de mines sont chargés par la Marmanite2 70% et de 30% de l'Anfomile

3: Méthode d'Amorçage des Charges

le cordeau détonant sortant des trous jusqu'à la surface sont reliés avec des détonateurs micro-retard de 20 ms, le détonateur de premier trou est relié d'un côté avec l'exploseur, quand à l'autre côté il est relié par un cordeau détonant avec le détonateur du prochain trou, et ainsi de suite jusqu'au dernier trou dont le deuxième côté va être à son tour relié à l'exploseur, pour des mesures de sécurité le nombre de trous qui détonent en même temps est de 4 trous.

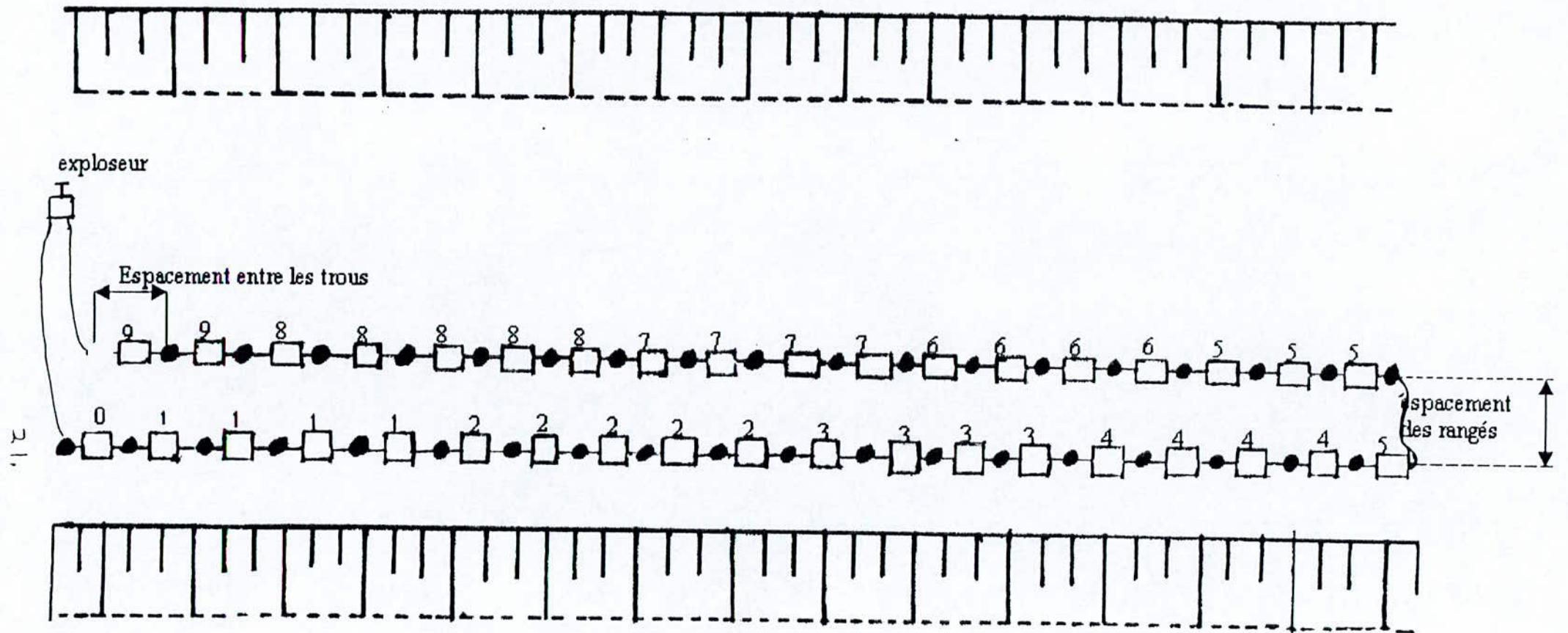
(voir figure II.2)

II.6.1.4: Emploi du Bulldozer

Après le tir, le calcaire abattu bloque la piste, on utilise le bulldozer pour nettoyer la piste facilitant le déplacement et le travail de la chargeuse et les camions.

Généralement après le tir une fissuration recule présente derrière la 2^{ème} rangée, cette bande fissurée est créée par l'impact de l'explosion, elle se propage sur une largeur de 4 à 6m généralement elle a une profondeur d'environ 80% de la hauteur du gadin ; Du moment que la roche est friable la présence de bulldozer est nécessaire afin de riper la partie fissurée du front.

Mode d'amorçage pratiqué à la carrière de Meftah



: trou de mine

□ : détonateur électrique
à micro retard 20ms

— : cordeau détonant

Fig II-2

II.6.2: Chargement

Le chargement du calcaire abattu s'effectue par deux chargeuses KOMATSU de capacité $8,5\text{m}^3$ à raison d'une chargeuse par poste de travail. Lors de chargement ci le calcaire présente de grande hétérogénéité des mesures sont prises, comme faire des combinaisons entre le nombre de camions chargés des cotés du massif.

Les caractéristiques des engins de chargement sont indiquées dans le tableau II.2

Engins	Nombre	Marque	Type	Anne	Puissance	Capacité
Chargeuse	2	KOMATSU	WA700	1998	650 CV	$8,5\text{ m}^3$

II.6.2.1: Mode de Chargement

Le mode de chargement se traduit par les différents types de manœuvres qu'effectue la chargeuse.

Dans la carrière de Meftah le mode de chargement est le suivant :

- Le camion vient en marche avant, il s'arrête sur la Plate forme.
- La chargeuse en remplissant son godet s'éloigne du chantier en marche arrière avec un virage de 90° .
- Le camion fait marche arrière et se place perpendiculairement au front de taille.
- La chargeuse se déplace parallèlement au front vers le camion et décharge le godet.
- La chargeuse fait marche arrière avec un virage de 90° ensuite en marche avant s'approche du chantier pour remplir le godet.

Le mode de transport est présenté dans la figure II.3

D'après l'analyse chimique effectuée au moment de la foration, si le banc qui à été sauté présente une hétérogénéité considérable (grande variation de la teneur en Cao) d'après les analyses effectuées, lors du chargement ils effectuent une combinaison entre les cotés du banc, par exemple un camion de la partie pauvre trois camions de la partie riche pour arranger la teneur du calcaire.

Lors du chargement, les hors gabarits sont transportés et mis de côté.

II.6.3 : Transport

Dans la carrière de meftah le type de transport utilisé est le transport par camions. Ce mode de transport a été choisi grâce à la facilité du travail des camions, leurs capacités de charges, leurs rendements élevés, souplesse de travail et capacité de monter des pentes élevées.

Le transport se fait avec des camions à benne basculante de type :

- CATERPILLAR 769C (nombre 2) d'une capacité de charge de 32 tonnes et une puissance de 456 CV.
- KOMATSU HD325 (nombre 3) d'une capacité de charge de 32 tonnes et une puissance de 508 CV

II.6.4 : Emploi de la Pelle Excavatrice

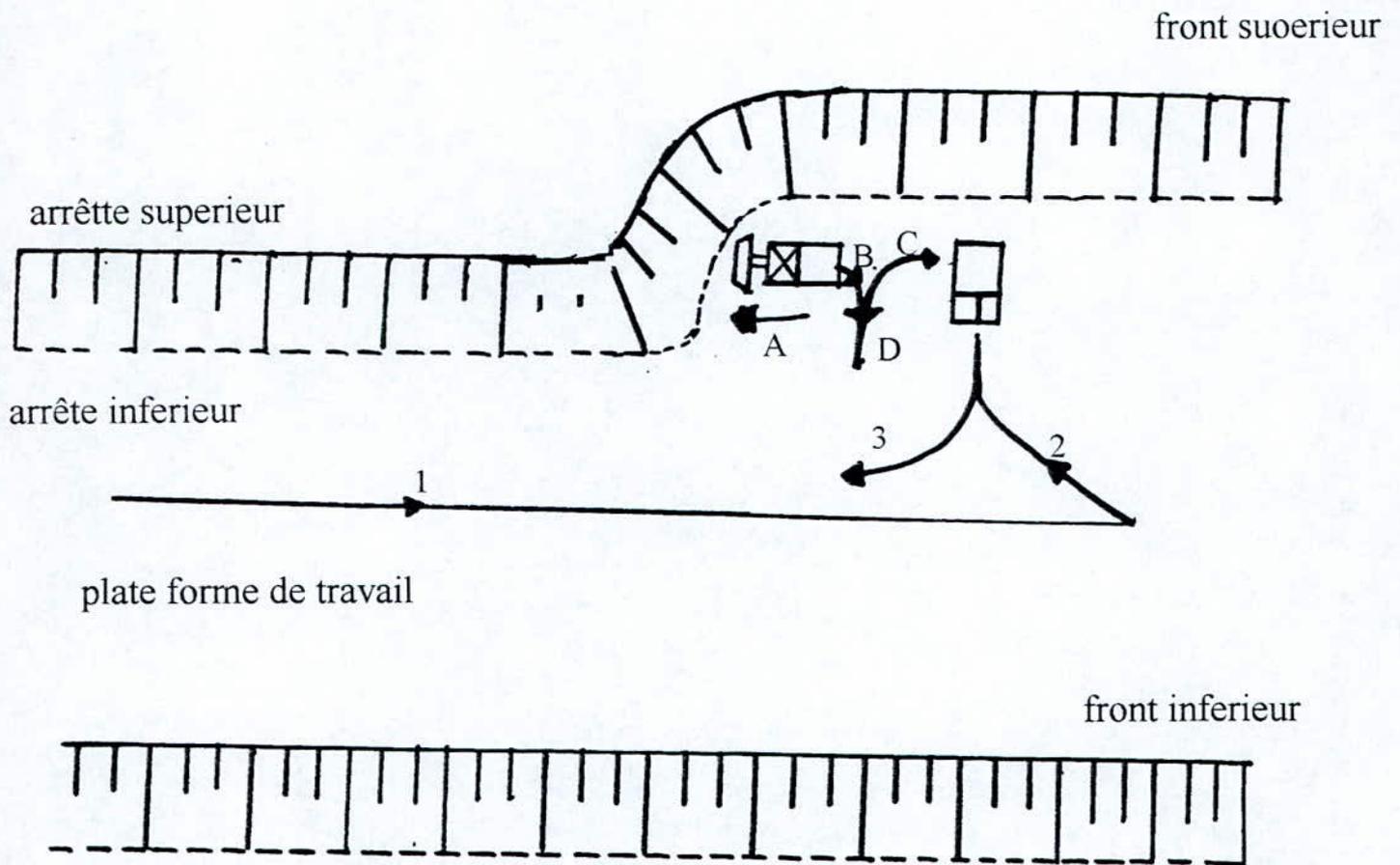
Lors du tir un pourcentage de la fragmentation va avoir des dimensions plus grandes que l'ouverture du concasseur, donc ces morceaux doivent être débités.

Lors de chargement des roches abattues les hors gabarits ($v > 1m^3$), sont mis de côté

La pelle excavatrice est utilisée pour le débitage des blocs hors gabarits. On lui relie une brise roche, elle frappe les blocs de manière discontinue jusqu'à l'obtention de la fragmentation demandée.

II.7 : NETTOYAGE DES PISTES

Au cours des arrêts programmés de l'usine et après avoir achevés la production de stock de sécurité, le travail à la carrière sera dirigé vers le nettoyage des pistes et la préparation des plates formes.



- 1: camion en marche avant vide
- 2: camion en marche arriere vide
- 3: camion en marche avant chargé
- A: chargeuse en marche avant avec godet vide
- B: chargeuse en marche arriere avec godet chargé
- C: charrgeuse en marche avant
- D: chargeuse en marche arriere

Fig II.3

Mode de Transport

Chapitre III

ETAT D'AVANCEMENT

des

TRAVAUX MNIERS

sur Plan d'arpentage

des mines

III.1 : AVANCEMENT ANNUEL

Le gisement est limité du côté Est par la piste principale, de l'ouest par les habitations, du côté nord par les ateliers de la carrière, même que la forme du gisement intervient dans la limitation du champ de la carrière.

La carrière évolue vers le sud-ouest qui est le sens de prolongement du gisement, le pendage du gisement est de 15° sud-ouest. Et aussi la direction ou la teneur en CaO augmente.

La carrière est constituée de sept gradins dont les niveaux sont respectivement 270, 250, 230, 215, 200, 185 et 170 ; Actuellement la carrière est exploitée de haut en bas sur les quatre niveaux supérieur.

En observant la carrière on remarque que les gradins n'ont pas la même hauteur et sur le même gradin on a une dénivelée considérable, la longueur du front varie d'un gradin à l'autre, il est aussi pour la plate forme de travail.

La longueur du front totale de la carrière est égale à 4732m.(de l'ensemble des gradins).

La longueur de front des gradins en exploitation est de 1550m.

L'avancement annuel correspond à la longueur totale en mètre d'avancement du front de la carrière, elle est définie comme étant la somme des avancements des gradins de la carrière divisée par le nombre de gradins.

Les tirs effectués depuis l'établissement du plan topographique sont indiqués sur le plan N 2

L'avancement de chaque gradin, est mesurée par la règle sur le plan d'arpentage de mines prévisionnel que nous avons redessiné (voire plan N 2)

La carrière est constituée de 7 gradins

L'avancement des gradins est comme suite :

Niveau 270	l'avancement est de	20m
Niveau 250	l'avancement est de	20m
Niveau 230	l'avancement est de	20m
Niveau 215	l'avancement est de	10m
Niveau 200	l'avancement est de	10m

L'avancement annuel de la carrière est donné par la relation :

$$A_{an} = \sum A_{gi} / N_g = 11.5m/an$$

A_{gi} : avancement de gradins.

N_g : nombre des gradins de la carrière.

III.2 : DESCRIPTION DU PLAN D'ARPENTAGE DE MINES

L'analyse du plan d'arpentage de mines de la carrière nous a permis de distinguer que le sens d'avancement de la carrière répond bien aux éléments de gisement, l'existence des irrégularités des hauteurs des gradins de l'ensemble de la carrière est dû à des causes à la fois techniques et technologiques. Aussi par exemple au septième gradin nous avons les hauteurs de 20 ; 12 et 15m ; au sixième gradin on a la variation entre 21 et 16m ; et pour le quatrième gradin la hauteur varie entre 12, 13, et 19m.

On remarque la même chose pour les dimensions des plates formes ; la largeur des ces dernières est variable, et change d'un gradin à un autre, par exemple pour le niveau 215 la largeur varie de 45 a 16m ; Pour le niveau 230 elle varie de 55 a 18m ; Pour le niveau 250 elle varie entre 31, 19 et 40m. Donc il existe dans la carrière des régions ou la plate forme de travail est insuffisante pour assurer la sécurité et la bonne conduite des travaux miniers.

La largeur des voies d'accès au niveau de chaque gradin est de 15 à 20m, mais elle est suffisante pour la circulation des engins miniers et de transports.

Le système de coordonnées utilisé dans tout le Nord Algérien est le système Lambert des coordonnées rectangulaires, dont la base d'appui et de levés des points géodésiques a été réalisée durant la période de colonisation, et densifiée après l'indépendance, dans la région de Meftah nous avons plusieurs points géodésiques comme par exemple les axes de carrefour, les cimetières et axe de rond point...

Touts ces points ne sont pas visibles sur le plan d'arpentage des mines, car ils sont situés en dehors de la limite de la carrière.

Pour chaque type de travaux d'arpentage des mines, on exécute des cheminements en théodolite jusqu'au lieu d'exécution des travaux.

III.3: PROJET TECHNIQUE

Le plan topographique de la carrière est établi par le Centre D'Etude et de Service Technologique de L'Industrie des Matériaux de Construction (CETIM). Cette dernière a des conventions avec les douze cimenteries du pays, pour l'établissement du plan topographique, le rafraîchissement des carrières, de même pour la carrière de Meftah.

Elle possède un matérielles topographique sophistiqué,

La station topographique se composé :

- Théodolite électronique universel THEOMAT WILD T1600
- DISTOMAT DI2000
- Télémètre

Le Théodolite relié avec le Distomat va se transformer en un Tachéomètre de Haute précision, il fournit la distance horizontale, la dénivelée et les angles vertical et horizontal.

- Prisme (à rayon réflecteur)
- Batterie et Chargeur de batterie (T16)
- Trépied sur le quel est porté le Théodolite qui comporte le Distomat

Le principe de fonctionnement de DISTOMAT et l'émission de rayon infrarouge qui en se réfléchant sur le prisme, ensuite par l'intermédiaire d'un système électronique incorporé affiche sur l'écran la distance à un centimètre près.

La brigade qui effectue le plan est constitué de :

Chef de Brigade, qui est un ingénieur topographe, son rôle principal est d'organiser l'ensemble des travaux de nivellement ; et choisi la méthode a employé et détermine les points de levé. Et aussi il fait le croquis de l'ensemble de la zone.

Opérateur qui est un Technicien topographe dont son rôle est le centrage et mise en station du théodolite et du distomat, le guidage du porte prisme, l'orientation de cheminement. Il procède au lever des points de détails.

Il est aidé par deux manœuvres.

Le travail de recomblement (établissement de plan topographique), et le suivi d'avancement de la carrière se déroule chaque semestre.

En s'appuyant sur le réseau de micro-triangulation, anciennement calculé à partir des points géodésiques connus en planimétrie et altimétrie (X, Y et Z), la brigade topographique a lancé des points de polygonation (barre en cuivre ou béton implanté dans la terre) sur la périphérie de délimitation de l'exploitation de gisement, et aussi en se repèrent par les ateliers de la carrière ; à partir des points de polygonation en lance des points tachéométriques qui servent à la couverture du levé de détail (tachéométrique) de l'exploitation.

Donc la méthode utilisée pour le levé de détail est tachéométrique.

Après avoir achevés le plan d'arpentage des mines de la carrière, l'entreprise le rend au service d'exploitation au niveau de la carrière de Meftah, qui dorénavant se base sur celui-ci pour la planification de travaux miniers d'exploitation en fonction de la production annuelle (A) des volumes semestriels, trimestriels, mensuel et volé.

Pour chaque volume planifier, l'endroit au niveau du gradin doit permettre une largeur suffisante du front et une largeur de la plate forme de travail capable d'assurer en sécurité et la disposition des engins miniers et de transports.

Ainsi pour chaque volé les paramètres du plan de tir doivent être bien définis, étant donné comme nous l'avons remarqué la variation des éléments de la taille d'extraction.

Dans la carrière de Meftah le tir est implanté sur le terrain par le chef de la carrière et le chef d'exploitation en se référant à leurs expériences, la foration des trous est contrôlé par le chef mineur qui contrôle la maille de foration l'alignement et l'inclinaison des trous. Dans le chapitre II, quand nous avons fait la description de l'exécution des travaux miniers dans la carrière, on a remarqué que la maille de foration est 2,5 x 2,5m ce qui veut dire que la distance entre le front de taille est les trous de la première rangée est de 2,5m ce qui est contradictoire avec les normes de sécurité, et implique le mauvais résultat de tir et la planification des plates formes.

A la fin quand la foration est achevé le chef de la carrière fait la commande d'explosifs. Au moment de chargement de l'explosif le chef de la carrière contrôle le bourrage des trous et aussi le bon mode d'amorçage (contrôle le cordeau détonant et le temps de détonation), à la fin il ordonne au personnel de s'éloigné et donne l'ordre de tiré.

Nous proposons pour chaque tir une bonne implantation des paramètres du projet de plan de tir, et un suivi d'exécution conséquent.

Pour cela il doit exister au niveau de la carrière de Meftah un service minimum d'arpentage de mines équipé d'instruments précises et suffisantes.

Le rôle de ce service d'arpentage ne se délimitera pas seulement à l'implantation et au suivi de plan de tir, mais également à la planification des plates formes, à l'assurance de la stabilité des talus, au calcul des volumes, à la gestion des réserves et donc au recomblement périodique du plan d'arpentage de mines.

III.4: ETABLISSEMENT DU PLAN D'ARPENTAGE DE MINES (état fin 2000)

Pour l'établissement du plan d'arpentage de mines prévisionnel présentant l'état de la carrière à la fin de l'an 2000, on a reporté sur le plan topographique de 1999 tous les tirs effectués, depuis l'établissement de ce dernier et aussi les tirs prévus jusqu'à la fin de l'an 2000. (plan 2)

Pour pouvoir tracer ces modifications on doit tenir en compte des volumes abattus par chaque tir, il est donné par la relation suivante

$$V = T/\rho$$

- ρ : masse volumique du calcaire (tonne/m³).

- T : tonnage du calcaire abattue(tonne).

Pour les mois de MAI jusqu'au DECEMBRE nous avons pris le tonnage des prévisions.
(Voir chapitre 2)

Pour reporté les différents tirs on doit tenir-on compte des positions exactes des axes des tirs (Coordonnées), la hauteur du gradin et aussi la largeur de la fissuration reculée, cette dernière est en moyenne 5m (de 4 à 6m).

On remarque que le rendement du tir est de l'ordre de 60%, ce qui veut dire que 60% de la production est due au tir, pour les 40% sont les résultats de l'utilisation du bulldozer (ripage).

Après avoir déterminer le volume de calcaire abattu, on calcule la longueur de banc (L) qui à été sauté et celui qui va l'être par la relation suivante :

$$L = V/ H \times B$$

V : volume de calcaire abattu.

H : hauteur de gradin (15m).

B: la largeur de tir elle égal à la somme algébrique de l'espacement entre les rangés (2,5m), et la banquette pratique (2,5) et aussi la largeur de la fissuration reculer (5m) le total est 10m.

Après avoir positionner tous les tirs sur le plan, nous avons tracé les limite des tirs, qui sont la largeur de tir et l'avancement de l'arête inférieur de gradin (Plate Forme du Gradin Inférieur).

Et enfin nous avons calqué le même plan avec la nouvelle configuration.

Le plan d'implantation des tirs (plan N°2) nous a servi pour calculer l'avancement annuel.

Le plan d'arpentage de mines prévisionnel (plan N°3) va nous servir pour l'implantation des tirs pour la réalisation du projet d'exploitation de l'an 2001.

chapitre IV

Projet

Technologique

IV.1: PREVISIONS DE L'AN 2001

Sur la base d'observation pour les cinq dernières années de la production de la cimenterie variable à petit intervalle, considérant la position géographique de cette dernière et compte tenu de la demande de marché national en augmentation considérable suite au développement du pays lié au passage de l'économie de marcher, nous avons établi le projet d'exploitation pour l'an 2001 avec une augmentation de la production du ciment, donc de la matière première.

En tenant compte de l'état actuel de la cimenterie nous avons proposé une production de huit cent milles tonnes de ciment ce qui correspond à 1000 000 de tonnes de calcaire. (pour avoir une tonne ciment il nous faut 1,25tonnes de calcaire)

Les prévisions globales des matières premières sont mentionnées dans le tableau VI.1.

Mois	janvier	Février	Mars	Avril	Mai	Juin	Juillet	Août	Septem	Octobre	Novembr	decemb	total
Calcaire	70000	70 000	90 000	90000	90 000	90 000	90 000	90 000	90 000	90 000	70 000	70 000	1000000
Gypse	3024	3024	3888	3888	3888	3888	3888	3888	3 888	3 888	3024	3 024	43 200
Ajouts	6042	6042	7768	7768	7768	7768	7768	7768	7 768	7 768	6042	6 042	86 312
Total concasseur calcaire	79066	79066	101656	101656	101656	101656	10656	10656	10 656	10 656	79066	79 066	1 129512
Argile	16240	16240	22040	22040	22040	22040	22040	22040	22040	22040	16240	16 240	241280
Sable	2505	2505	3221	3221	3221	3221	3221	3221	3 221	3 221	2505	2 505	35 788
M- de fer	1547	1547	1990	1990	1990	1990	1990	1990	1 990	1 990	1547	1 547	22 108
Total concasseur ajouts	20292	20292	27251	27251	27251	27251	27251	27251	27251	27251	20292	20292	299176
B .Cru	7736	7736	9948	9948	9948	9948	9948	9948	9 948	9 948	7736	7 736	110 528
A.P.S	16240	16240	22040	22040	22040	22040	22040	22040	22040	22040	16240	16240	241280
Total cru	23976	23976	31988	31988	31988	31988	31988	31988	31988	31988	23976	23976	351808
Cuisson	55263	55263	71053	71053	70153	71053	71053	71053	71053	70153	55263	55263	789476
B . K 1	28000	28000	36000	36000	36000	36000	36000	36000	36000	36000	28000	28000	400000
B . K 2	28000	28000	36000	36000	36000	36000	36000	36000	36000	36000	28000	28000	400000
TOTALE BROYAGE CIMENT	56000	56000	72000	72000	72000	72000	72000	72000	72000	72000	56000	56000	800000
Expedition	Vrac	39200	39200	50400	50400	50400	50400	50400	50400	50400	39200	39200	560000
	Sac	16800	16800	21600	21600	21600	21600	21600	21600	21600	16800	16800	240000
	total	56000	56000	72000	72000	72 000	72 000	72 000	72 000	72 000	56 000	56 000	800000

D'après l'état actuel de la carrière que l'on a défini au chapitre précédent le plan de tir exécuté dans la carrière ne correspond pas aux normes d'exploitation puisque :

-1 : la hauteur des gradins varie largement d'un niveau à l'autre et sur le même gradin on a différentes hauteurs.

-2 : Sur les plates formes de travail on a des dénivelés considérables.

-3 : Une largeur des plates formes très variables, et par fois trop petite.

Toutes ses raisons nous amènent à dire que la profondeur du trou de min n'est pas respectée

Sur les paramètres du plan de tir nous avons les remarques suivantes :

- La maille de foration est trop serrée.
- La ligne de moindre résistance (W) est calculée d'une façon aléatoire
- L'espacement entre les rangées est trop faible.
- La longueur de bourrage est égale et calculée de même manière que W.
- Le non-respect des consignes de sécurité

Le non-respect des paramètres du plan de tir, qui sont calculés par des formules empiriques ont se basant sur les caractéristiques physiques et mécaniques et les propriétés du calcaire, va conduire aux conséquences suivantes :

- 1 : Non-réalisation du volume planifié.

-2 : L'obtention d'un pourcentage élevé des hors gabarit.

-3 : Perte d'énergie, du temps et de l'argent.

le non-respect des paramètres du plan de tir conduit à une fragmentation indésirable qui va influencer les différents cycles d'exploitation qui sont :

- Chargement :
 - Mauvais remplissage du godet
 - Perte de temps pour le tri de blocs
 - Difficulté de pénétration du godet
 - Maintenance augmentée
- Transport :
 - Mauvais remplissage des camions
 - Attente à cause du tri de blocs
- Abattage secondaire :
 - Augmentation de ce poste

Pour la réalisation du projet d'exploitation de l'an 2001, nous allons prendre-en considération, les éléments de système d'exploitation qui sont calculés par des formules empiriques. Parce que les éléments de système d'exploitation existants (utilisés) dans la carrière de Meftah, ne sont pas conforme aux normes et consignes de sécurité, donc tous nos calculs vont être orientés vers les nouveaux éléments, la prise en considération sérieuse des caractéristiques du massif, des paramètres de la taille et de la mécanisation et d'énergie est une exigence obligatoire.

IV.2: Elément de Système d'Exploitation

IV.2.1: la hauteur du gradin

La hauteur d'un gradin est fonction des Propriétés physico-mécaniques de la roche du calcaire ; Stabilité du talus ; Règles de sécurité ; de la Fissuration du massif et de la Production projetée de la carrière. Et aussi du mode d'extraction.

Pour les normes de consignes de sécurité, la hauteur du gradin doit être la même pour toute la longueur du front. Pour répondre aux conditions de sécurité nous avons choisi une hauteur du gradin de 15m en tenant compte des caractéristiques du gisement et ses propriétés. Et de l'état actuel de la carrière.

IV.2.2 : angle de talus du gradin

Elle dépend des paramètres physiques et mécaniques de la roches de calcaire, des engins de foration et de l'ensemble des engins minières, mais elle spécialement fonction de la stabilité du massif rocheux (fissuration).

Pour les roches dures est moyennement dure, cet angle varie de 60° à 80° ; Dans la carrière de Meftah cette angle est de 81° (10%).

IV.2.3: Plate forme de travail

La plate forme de travail correspond à la longueur horizontale totale entre l'arête supérieure du gradin et l'arête inférieure du prochain gradin. Elle est donnée par la relation suivante :

$$L_{pt} = Z + T + C + X + A \quad (m) \quad [4]$$

Z : largeur du prisme éventuel d'éboulement (m).

T : largeur de la voie de transport, (m).

C : distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport. (m)

X : largeur des roches abattues en dehors de l'enlèvement en massif, (m)

A : largeur d'enlèvement du massif. (m)

(Voir fig IV-1)

-a- la valeur de Z est donnée par la relation suivante :

$$Z = H \times \left(\frac{1}{\text{tg } \beta} - \frac{1}{\text{tg } \alpha} \right) \text{ (m)} = 1,64\text{m}$$

- H : la hauteur de gradin. (15m)
- β : angle de talus de gradin en liquidation. (75°)
- α : angle de talus de gradin en exploitation. (81°)

-b- la largeur de la voie de transport T = 10m

-c- la valeur de C est donné par la relation :

$$C = H \times 0,2 \qquad C = 3\text{m}$$

-d- La largeur d'enlevure du massif (A) donnée par la relation :

$$A = E \times 2 \qquad A = 9,66\text{m}$$

-e- l'espacement entre deux trous de la même rangé. (E = 4,83).

-f- La largeur de tas des roches abattu X, est donnés par la relation suivante :

$$X = A \times \left(2 \times K_f \times \left(\frac{H}{H_t} \right) - 1 \right)$$

H : hauteur de gradin.

K_f : coefficient de foisonnement. (= 1,35)

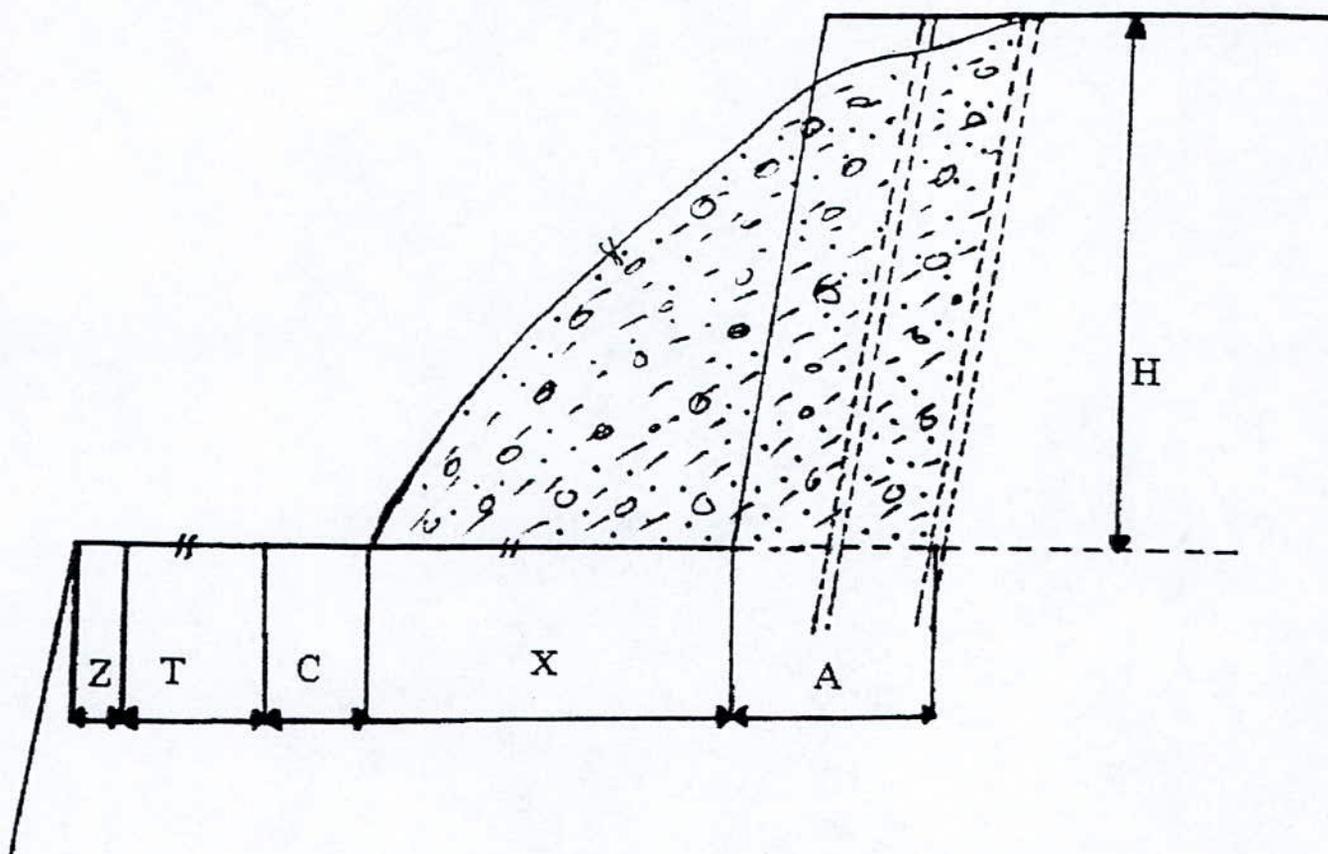
H_t : la hauteur du tas des roches abattues, elle est déterminée en fonction du nombre des rangées.

Nombre de rangées	Hauteur du tas (H_t)
1	(0,5 - 0,6) H
2	(0,75 - 1,0) H
3	(1,0 - 1,5) H

On prend $H_t = 0,8 H$

$H_t = 12 \text{ m}$

$X = 22,94 = 23\text{m}$



Z: largeur du prisme éventuel d'éboulement.

T: largeur de la voie de transport.

C: distance entre l'arrête inférieur du tas et la voie de transport.

X: largeur des roches endehors de l'enlevure en massif.

A: largeur d'enlevure du massif.

Fig IV.7

Schéma de la Plate Forme de Travail

IV.2.4 : longueur de front de taille

C'est la longueur totale de front de la carrière nécessaire pour l'exécution des travaux miniers, qui permettant la réalisation de la production projetée de la carrière en calcaire pour l'an 2001. Elle est fonction de volume de la production et de la largeur de l'entrée de l'excavateur comme le montre la formule ci-dessous

$$L_{Fr} = V_p / S = 2223m$$

V : volume des roches à abattre $4 \cdot 10^5 m^3$

S : surface de bloc d'excavation, elle est donnée par la relation suivante :

$$S = H \times R_B = 180m^2$$

H : hauteur de gradin ; = 15m

R_B : La largeur de bloc d'excavation, elle est donnée par la relation suivante :

$$R_B = B_p + a + L_f = 12m$$

B_p : banquette pratique.

a : espacement des rangés.

L_f : largeur de la bande fissurée après le tir. (=5m)

IV.2.5 : Sens de déplacement du front de taille

La carrière évolue vers le Sud Ouest qui est le sens de prolongement du gisement, le pendage du gisement est de 15° sud-ouest (voir plan 1).

IV.3 : Travaux d'Exploitation

IV.3.1: Abattage

La fragmentation des roches par les explosifs est utilisée presque dans toutes les carrières à ciel ouvert, c'est l'une des méthodes principales pour la préparation des roches à l'extraction

Les travaux de tir et de forage doivent satisfaire les conditions suivantes :

- un degré nécessaire et régularité de fragmentation des roches.
- état normal du pied du gradin.

- volume nécessaire de la masse minière explosé pour le travail régulier des engins de chargement et de transports.
- action sismique minimale pour les installations et l'environnement.
- dépense minimale et grande sécurité de travail.

Le plan de tir doit prendre en considération les objectifs précédentes et apprécier les paramètres suivants :

- La hauteur de gradin
- L'inclinaison des trous forés
- La maille de foration
- Le nombre des rangés et de trous
- Le diamètre de trou
- Le type d'explosif utilisé

Tous ces paramètres vont être traités en détail ultérieurement étude

Les dimensions maximales admissibles des blocs abattus sont déterminées en fonction des paramètres des engins miniers qui sont :

1 - de la capacité de la chargeuse $E = 8,5\text{m}^3$ (volume du godet)

$$d_{\text{mm}} \leq 0,8 \cdot \sqrt[3]{E} \qquad d_{\text{mm}} \leq 1,60 \qquad ;\text{m}$$

2 - de la capacité de la benne du camion $V_c = 23\text{m}^3$

$$d_{\text{mm}} \leq 0,5 \cdot \sqrt[3]{V_c} \qquad d_{\text{mm}} \leq 1,40$$

3 - de l'ouverture du concasseur $d_{\text{mm}} \leq 1\text{m}$;m

Donc tout bloc dont la dimension dépasse l'ouverture du concasseur (1 m) est considéré comme hors gabarits, donc ils doivent subir un débitage secondaire.

IV.3.1.1 : forages des trous

Pour pouvoir satisfaire les prévisions, les travaux de forage sont effectués durant tous les postes ouvrables par semaine.

On distingue 4 techniques de foration qui sont :

- Foration par roto-percussion avec marteau hors trou.
- Foration par roto-percussion avec marteau fond trou.
- Foration par coup rotative avec outils de lames.

-Foration rotary avec outils tricône.

-Pour l'exécution du projet d'exploitation de l'an 2001, nous allons utiliser les engins de foration qui existe au niveau de la carrière, qui sont des foreuses à action roto-percutante avec marteau fond trou.

IV.3.1.2 : Mode de Foration

La foreuse installée sur le chantier, peut effectuer différentes manœuvres, grâce au Compresseur à l'air comprimé qui lui est attaché.

Elle est placée sur le point de foration, ce dernier est déterminé par les mesures que le mineur effectue sur place en respectant la maille de foration, ensuite en ajustant l'inclinaison de l'outil de foration qui est 10%

La foration commence par le marteau de longueur 1,5 m en suite on visse les tiges de foration (de longueurs 3m chacun) un par un jusqu'à la profondeur déterminée

Les tiges de foration sont dévissées et montées un par un, le marteau reste fixé à la foreuse.

La foreuse est déplacée vers le trou voisin est ainsi de suite jusqu'à la fin des trous de la 1^{ère} rangé, par la suite on commence la foration des trous de la 2^{ème} rangé.

Pour bien respecter la maille de foration le chef des mineurs doit contrôler la distance entre les trous, et celle entre les rangés et bien sûr l'inclinaison de l'outil de foration.

Lors de la foration un technicien effectue des prélèvements au niveau de chaque trou foré pour déterminer la teneur du calcaire en Cao, s'il y'a une grande variation de la teneur des mesures vont être prises au moment du chargement.

IV.3.1.3: Rendement de la foreuse

Rendement pratique de la foreuse, il est donné par la relation suivante :

$$R_p = R_t \times t \times K_u \quad (\text{m/poste}) \quad [3]$$

R_p : rendement pratique de foreuse.

R_t : rendement technique de la sondeuse (m/min)

t : durée du poste de travail

K_u : coefficient d'utilisation pratique de la sondeuse $K_u = 0,85$

Le rendement technique de la foreuse est déterminé par la relation suivante :

$$R_t = H_t / [(H_t/V_f) + T_{pf} + T_{au} + T_d] \quad R_t = 0,28 \text{ m/min} \quad [3]$$

H_t : profondeur de foration (=16,53m)

V_f : vitesse de foration 0,5m/min

T_{pf} : temps des opérations préparatoires et finales pour la foration d'un trou $T_{pf} = 12$ min

T_{au} : temps des opérations auxiliaires (=5min)

T_d : temps de déplacement d'un trou à un autre et la mise en place de la sondeuse $T_d = 8$ min

Ce qui implique que $R_p = 0,28 \times (7 \times 60 + 15) \times 0,85$ $R_p = 103,5$ m/poste

IV.3.1.4: Plan de Tir

IV.3.1.4.1 : Consommation Spécifique d' Explosifs

La quantité d'explosif optimale pour déplacer (abattre) un m^3 de roches sur place est appelée consommation spécifique d'explosif.

La consommation spécifique est déterminée sur la base de la consommation spécifique étalon d'explosifs (indice de tirabilité), en tenant compte de l'organisation de tir et les conditions technologiques pour obtenir une bonne fragmentation des roches.

Elle est donnée par la relation suivante :

$$q = I_t \times K_{ex} \times K_t \times K_d \times K_c \times K_v \times K_{ds} \quad [3]$$

- I_t : consommation spécifique étalon d'explosifs = $0,1346 \text{ Kg/m}^3 = 53,85 \text{ g/tonne}$
- K_{ex} : coefficient tenant compte de l'aptitude au travail de l'explosif utilisé par rapport à celle de l'explosif étalon $K_{ex} = 1,05$
- K_t : coefficient qui tient compte de la fissuration du massif rocheux $K_t = 1,21$.
- K_d : coefficient tenant compte de degré de fragmentation il est donné par la relation :

$$K_d = 1 / 2 \times d_m \quad 0,82$$

D_m : dimension moyenne de bloc structural = 0,60m

- K_c : coefficient qui tient compte de la forme de la charge, il est fonction du diamètre de trou de mines pour un diamètre de 65 à 100 mm et pour un massif de tirabilité moyenne la valeur de K_c est de 0,9
- K_{ds} : coefficient tenant compte de la disposition de la charge et le nombre de surfaces dégagées $K_{ds} = 3$
- K_v : coefficient tenant compte de l'influence de la hauteur de gradin, pour les gradins de 15 à 18 m il est donné par la relation suivante :

$$K_v = \sqrt[3]{15/H} ;$$

$$K_v = 1$$

$$H = 15\text{m}$$

La consommation spécifique d'explosifs $q = 120 \text{ g/tonne}$

IV.3.1.4.2 Paramètres du plan de tir

Les principaux paramètres du plan de tir sont :

- diamètre de foration
- longueur de sous forage
- angle d'inclinaison
- longueur de foration
- la banquette maximale
- espacement des trous
- maille de foration

1 : diamètre de trou

Pour la réalisation de ce projet nous allons utiliser le matérielles de foration existants dans la carrière, et pour cela le diamètre de foration ne change pas et il reste égal à 89mm, mais ça ne nous empêche pas de dire que ce diamètre est petit, actuellement avec l'évolution technique, dans les carrières modernes du monde les diamètres de foration sont plus grands, pour augmenter la consommation spécifique d'explosif.

2: inclinaison du trou

Pour assuré une bonne fragmentation des blocs, meilleure sortie au pied et augmenté la sécurité et diminué les dépenses, nous utilisons le forage incliné ; On prend cet angle égal à l'angle du talus soit 81° par rapport à l'horizontale, 9° par rapport à la verticale.

3 : Banquette maximale

Elle est définie comme étant la distance entre la surface libre du gradin et l'axe passant à travers les trous de la première rangée. Elle dépend de :

- hauteur du front.
- consommation d'explosif.
- la fragmentation demandée.

Elle est donnée par la relation suivante :

$$B_{\max} = 45 \times d / 1000 \qquad B_{\max} = 4 \text{ m}$$

d: diamètre de foration.

4 : Sous foration

Son rôle est d'augmenté l'action du tir dans la partie inférieur du gradin et assuré une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin facilitons le travail des engins de chargement ; sa formule est la suivante :

$$L_s = 0,3 V_{\max} \qquad L_s = 1,2 \text{ m}$$

5 : Profondeur du trou

C'est la longueur totale du trou sa formule empirique est la suivante :

$$H_t = \frac{H}{\sin \beta} + L_s \qquad = 16,5 \text{ m} \qquad [3]$$

H : Hauteur de gradin (15m).

L_s : sous foration (=1,2m).

β : angle d'inclinaison du trou par rapport à la vertical (80°).

6 : Foration faussée

Elle correspond à la déviation du forage du trou de mine, causée principalement par les sondeurs ou le mauvais état du chariot de foration et aussi par mauvais emplacement de la foreuse.

$$F = (3 \times d / 1000) + (3H_i / 100)m. \quad F = 0,75m \quad [4]$$

7 : Banquette Pratique

Elle correspond à la banquette corrigée de l'erreur due à la déviation de la foration

$$B_p = B_{max} - F \quad B_p = 3,25m$$

B_p : banquette pratique

8 : Espacement entre les Trous

C'est la distance entre les trous de la même rangé elle est donnée par la relation :

$$E = 1.25 B_p \text{ (m)}. \quad E = 3.90m$$

B_p : banquette pratique

h- Nombre de rangés

Le nombre de rangés est fonction des dimensions de la plate forme de travail et de la production projetée, pour la réalisation du projet d'exploitation nous allons garder le même nombre de rangées utilisées dans la carrière de Meftah $N=2$

9 : Espacement des Rangés «a»

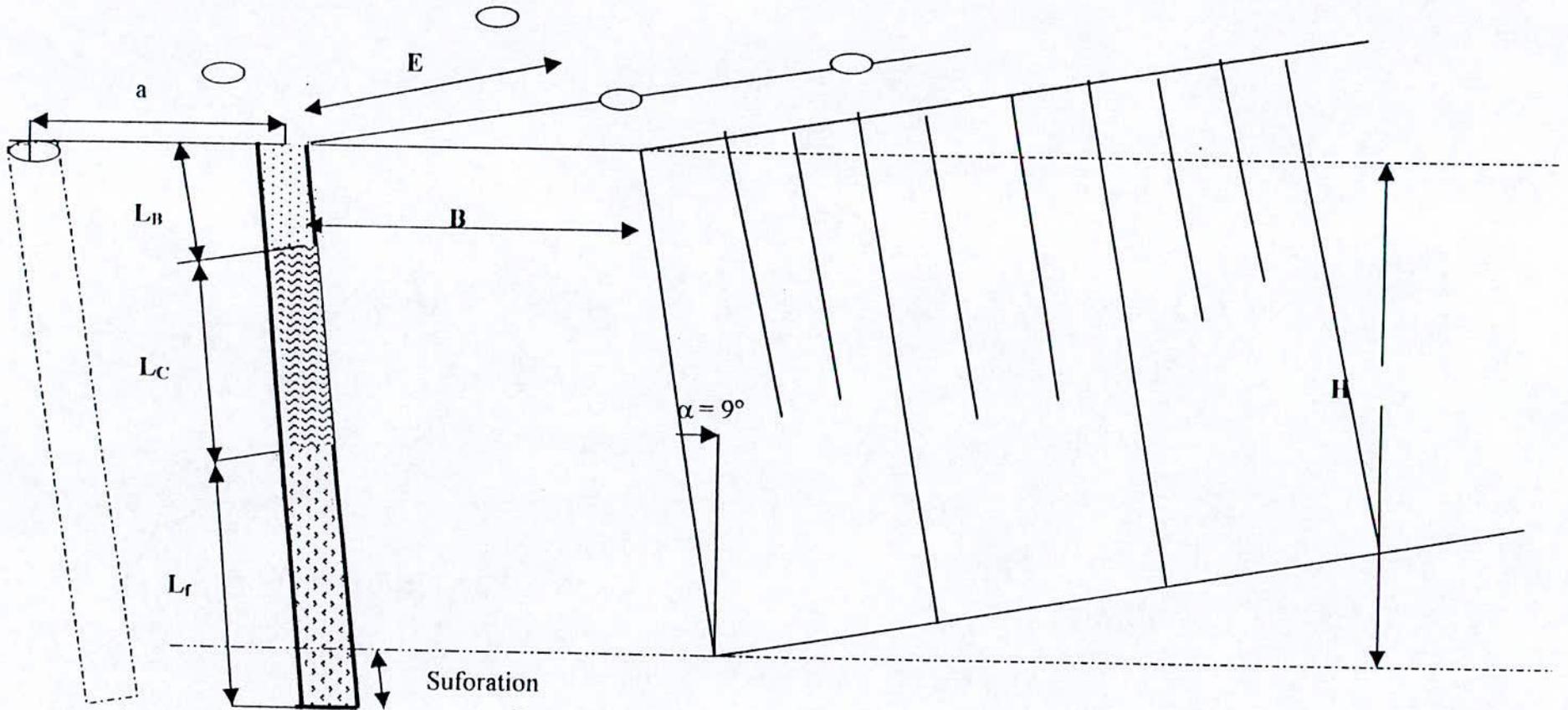
C'est la distance entre les rangés elle est donnée par la relation suivante :

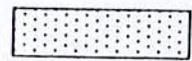
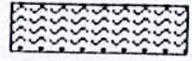
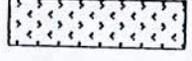
$$a = K \cdot B_p \quad a = 3.25m$$

K: coefficient d'inclinaison $K = 1,005$

B_p : banquette pratique = 3,10

Distribution de la charge d'explosifs



-  L_B : Bourrage
-  L_C : Charge de Colonne
-  L_r : Charge de Fond

- E : espacement des t
- a : espacement des ra
- B : la banquette
- H : la hauteur de grac

fig. VI.1

10 : Calcul de la Longueur du bloc d'excavation (entré de l'excavateur)

Les paramètres du plan de tir ci-dessus, nous permettant de calculer la longueur et la largeur du bloc abattu par la relation citée plus haute.

Dans le projet d'exploitation de l'an 2001 nous avons divisé la production annuelle comme le montre le tableau IV-1 de Mars à Octobre la production est de 90 000 Tonne donc 36000m^3 Et de Novembre à Février elle est de 70 000 tonnes donc 28000m^3 .

Les deux volumes sont abattus en deux tirs de volume respectivement $18\,000\text{m}^3$ et $14\,000\text{m}^3$ Pour cette raison nous allons procéder à l'exploitation par deux longueurs de bloc L_{b1} et L_{b2} :

$$L_{b1} = 100\text{m}$$

$$L_{b2} = 78\text{m}$$

$$\text{Largeur de bloc } L_c = B_p + a + L_c = 12\text{ m}$$

11 : Nombre de Trous dans une Rangé

Le nombre de trous dans une rangé est fonction de la longueur du bloc à sauté donc production projetée.

Il est donné par la formule :

$$n = (L_b/E) + 1$$

Pour la saison sèche le nombre de trou est de $n = 26$ trous. Au total est 52 trous.

Pour la saison pluviale le nombre et de $n = 21$ trous. Au total est 42 trous.

IV.3.1.4.3 : Calcul de la Charge

1 : Hauteur de Bourrage (H_B)

Le rôle de bourrage dans un massif homogène est faible, mais dans un massif hétérogène (fracturé) le bourrage joue un rôle primordial. Comme que nous l'avons cité plus haut le gisement de calcaire de Meftah est hétérogène, ce qui nous oblige à bourrer efficacement pour permettre aux gaz de monter en pressions et par conséquent, de fragmenter les différents blocs.

La hauteur de bourrage est choisie suivant trois procédés qui sont :

- $H_B > B_p$ ce qui entraîne une grosse fragmentation qui implique un débitage secondaire.
- $H_B < B_p$ ce qui provoque la projection de pierres de la surface avec diminution de la fragmentation

- $H_B=B_p=3,25m$ cette valeur et une moyenne entre les deux précédentes dans notre projet nous avons adopté cette valeur. La matière de bourrage est constituée par les débris de foration.

Dan le chapitre « Conditions Minières d'Exploitation », nous avons décrit les paramètres de plan de tir utilisés dans la carrière et nous avons relevé que les responsables ont choisi de « resserrer » la maille pour l'amélioration de rendement de tir ce qui provoque une augmentation du poste d'abattage (explosifs et foration) par conséquent le coût d'exploitation augmente.

Dans notre projet d'exploitation, nous pouvons améliorer le rendement de tir, en respectant les paramètres de plan de tir calculé sur la base des propriétés du gisement, en jouant sur les éléments suivant :

- La nature de l'explosif (énergie volumique).
- Bon amorçage et bonne séquence de tir.
- augmentation de la consommation spécifique de l'explosif.

Pour le dernier point la consommation utilisée est 100g/tonne, mais celle que nous avons calculée est de 120g/tonne en se basent sur les propriétés du gisement.

De L'augmentation de la consommation spécifique d'explosifs résulte :

- La conservation de la fragmentation désirée.
- Le poste de foration (DA/m^3) décroît du fait de la diminution de nombre du trous forés (liée à l'augmentation de la maille).
- La qualité de la foration s'améliore.

Dans notre projet d'exploitation nous allons modifier le régime de détonation, se qui permet à l'explosif de bien travailler. Nous savons que l'énergie d'explosifs est divisée en deux :

- L'énergie de choc : après le tir une onde de choc qui fissure la roche à divers niveaux (zone de broyage et de fissuration radiale)
- l'énergie des gaz qui accentuent les fissures précédentes ou celles crée par l'impacte de l'explosion dans le massif créant ainsi une fragmentation de la roche

Et enfin des gaz résiduels qui poussent les fragments créent ainsi un tas foisonné.

2 : Longueur de Charge

C'est la longueur de trou à charger par l'explosif elle est calculée par la relation :

$$L_{ch} = H_t - H_B = 13,25m$$

3 : Charge par Trou

C'est la quantité d'explosifs à placer dans le trou de mines, elle est calculée de la manière suivant (pour une volé de 35000tonnes):

$$Q_T = T \times q / n = 100 \text{ Kg}$$

Q_T : quantité d'explosif utilisé pour une volée de tonnage 35 000 tonnes

q: la consommation spécifique d'explosifs

n: nombre de trou

4: Calcul de la Charge Linéaire

C'est la quantité d'explosif par mètre

$$Q_L = Q_T / L_{ch} = 8 \text{ Kg/m}$$

5 : Forage Spécifique

C'est la longueur de foration nécessaire pour abattre une tonne de roche elle est donné par la relation suivante :

$$F_{sp} = n \times H_t / ((a+B) \times H \times L_b) \quad F_{sp} = 0,085 \text{m/m}^3 \quad \text{Soit } F_{sp} = 0,034 \text{m/t} \quad [4]$$

- (a+B) : espacement + banquette

- H : hauteur de gradin

- L_b : longueur de bloc

- H_t : profondeur totale de trou

- n : nombre de trous = 42

6 : Chargement d'explosifs

C'est l'opération de préparation et de placement de la charge d'explosifs dans un trou de mines, avant de commencer le chargement on doit nettoyer complètement le trou, en retirent toutes les impuretés (l'eau, la boue ...) à l'aide de l'aire comprimé, a la fin en commence le chargement.

L'explosifs est chargé manuellement de la manière suivante :

La première cartouche est reliée avec un cordeau détonant cette dernière est dite cartouche d'amorçage

Ensuite on introduit les cartouches deux à deux on les poussant par des coups de bourroir (bâton en bois), pour remplir le vide qui existe entre les parois de trou et les cartouches

après avoir atteint la hauteur de la charge de fond (MARMANITE II) on verse de L'ANFOMILE poudre qui constitue la charge de colonne

7 : circuit de tir

Le régime de détonation est composé d'une série de détonateur de 0 à 12 avec un intervalle de détonation de 20 ms.

Pour permettre à l'explosif de bien travailler, nous avons choisi le régime de détonation indiqué dans le schéma IV.2

Le nombre de détonateurs utilisés est de 42 pour une volé de 35000 tonnes.

Le détonateur du premier trou est relie d'un coté avec l'exploseur et de l'autre avec le détonateur du trou voisin.

8 : Charge admissible

C'est la quantité d'explosifs que l'on peu tiré au même instant en sauvegardant les constructions qui se situent au voisinage de lieu de tir, elle est déterminée par la relation suivante

$$V = 1200 * (D / \sqrt{Q})^{-1.8} ;$$

V : La vitesse de vibration exprimée en mm/s ;

K : Constante caractéristique des terrains ;

D : La distance entre la zone d'explosion de la charge et le point et de mesure exprimée en m ; (la distance entre du lieu de tir et l'ouvrage à protégé 350 m).

La vitesse de vibration est déterminée d'après le tableau suivant

Les constructions sont classées en trois catégories :

Catégorie A : Constructions de mauvaise qualité, murs déformés, mortiers sans adhérence.

Catégorie B : Constructions de qualité moyenne.

Catégorie C : Constructions de bonne qualité mécanique, murs en béton, fondations profondes.

Vitesse des ondes P (mm/s)	Type des constructions			Seuil de Vibration (mm/s)
	A	B	C	
1500	2.5	7.5	25	
3000	5	15	50	
4500	7.5	22.5	75	

- La vitesse de l'onde P (mm/s) dans le calcaire est de l'ordre de 4500.

Donc le seuil de vibration est de 22.5 mm/s

Nous retiendrons 3 valeurs proposées pour la constante K , la vitesse à était exprimée en mm/s:

- $K = 6000$: Permettra d'estimer la valeur maximale probable dans la plus part des cas.
- $K = 2500$: Est valeur moyenne qui permettra une estimation moyenne, le résultat expérimental pourra être au-dessus ou au-dessous avec la même probabilité.
- $K = 1200$: Permettra de faire une estimation moyenne dans le cas de dire particulièrement bien dicté avec un excellent rendement

pour calculer la charge admissible nous avons $V = 22.5 \text{ mm/s}$, $K = 2500$ et $D = 350 \text{ m}$

$$V = 2500 \times (D/\sqrt{Q})^{-1.8};$$

$$(D/\sqrt{Q})^{-1.8} = 22,5/2500;$$

$$D^2/Q = \exp(-2/1.8 * \ln(20/1200));$$

$$Q = D^2 / (-2/1.8 * \ln(20/1200));$$

$$Q = 0.005332564555 \times D^2$$

$$\text{Donc } Q = 653.239 \text{ kg}$$

9 : Mode d'amorçage des charges

Le régime de détonation est composé d'une série de détonateur de 0 à 12 avec un intervalle de détonation de 20 ms.

Pour permettre à l'explosif de bien travailler, nous avons choisi le régime de détonation indiqué dans le schéma IV.2

Le nombre de détonateurs utilisés est de 42 pour une volé de 35000 tonnes.

Le détonateur du premier trou est relié d'un coté avec l'exploseur et de l'autre avec le détonateur du trou voisin.

D'après la charge admissible nous pouvons prendre 4 trous de mines qui explosent en même temps ($4 \times 100 = 400 < 653 \text{ kg}$).

IV.1.5 : Calcul du Nombre de Foreuses

Le nombre de foreuses est calculé d'après le rendement de la foreuse et la longueur de foration total prévue pour la réalisation du projet d'exploitation de l'an 2001. Les prévisions en matières premières (calcaire) pour l'an 2001 est de 1 million de tonnes donc le volume à abattre pour satisfaire la production est 2,5 millions m^3 . Le nombre de foreuse est donné par la relation suivante :

$$N_f = (L/R_p) \cdot K_r \quad [3]$$

- N_f : nombre de foreuses
- R_p : rendement pratique à été calculé précédemment.
- K_r : coefficient de réserve ($K_r = 1,1$)
- L : longueur de foration

a) Calcul de la longueur totale de foration :

L : longueur totale des trous de mines qui doivent être forés dans la carrière durant l'an 2001, elle est donnée par la relation :

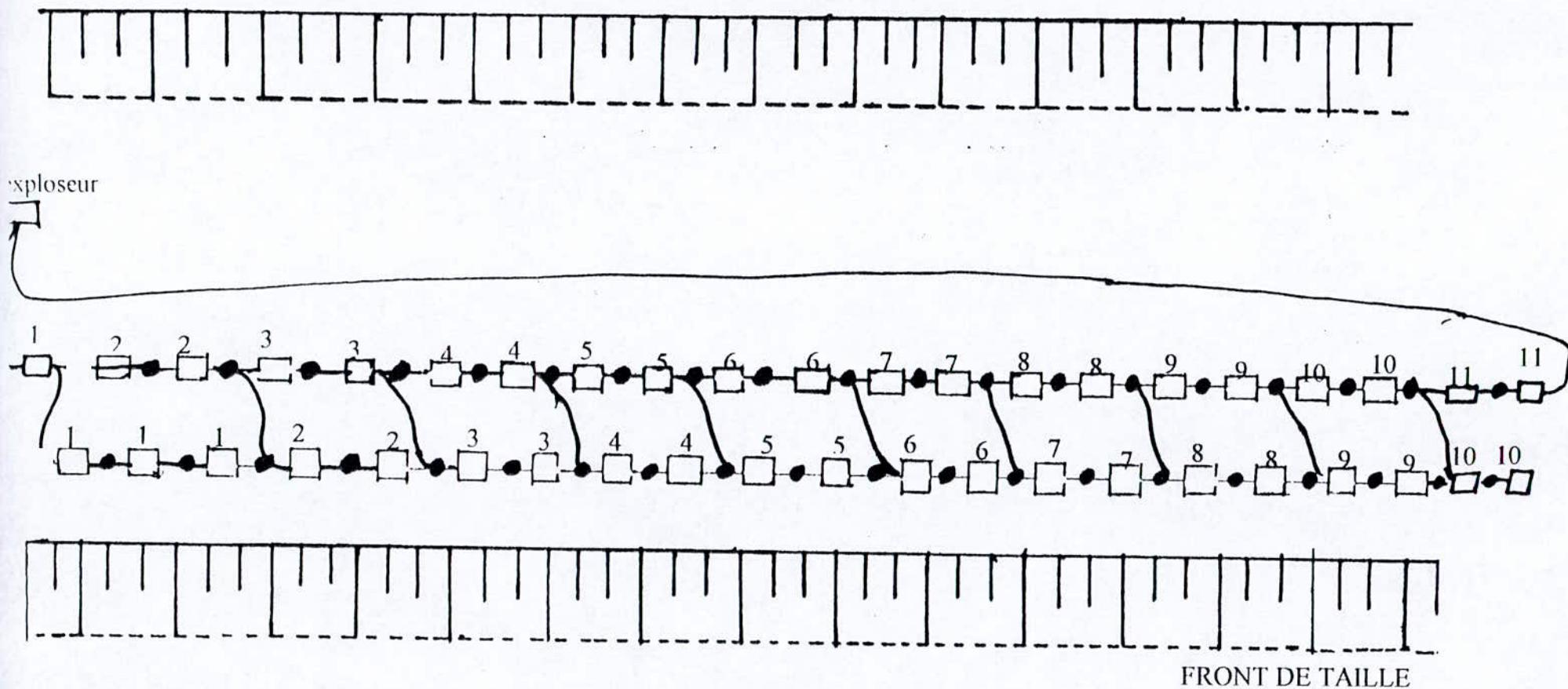
$$L = \frac{A \cdot H_t}{\{ (B_p + E) \cdot (N_r - 1) \} \cdot H \cdot N_p \cdot N_j} \quad (\text{m/poste}) \quad [3]$$

A : production prévue de l'an 2001 (m^3/an). = $4 \cdot 10^5 \text{ m}^3/\text{an}$

H_t : profondeur total du trou (mètre). = 16,5m

B_p : banquette pratique. = 3,10m

Plan d'amorçage



□ : trou de mine

⌋ : détonateur électrique
à micro retard 20ms

— : cordeau détonant

Fig IV-2

E : espacement des trous = 3,90m

N_r : nombre de rangés = 2

H : hauteur de gradin = 15m

N_p : nombre de postes par jours. 2poste/jours

N_j : nombre de jours ouvrables par an. 280 jours

AN : $L = 112,24\text{m/poste}$

NF= 1,05 soit $N_r=1$ donc le nombre total des foreuses est 2

IV.3.2 :Chargement de minerai

Pour le chargement du minerai (calcaire) nous allons utiliser le matérielles disponibles à la carrière et qui sont deux chargeuses pneumatiques dont les caractéristiques sont citées dans le « Chapitre II. »

IV.3.2.1: Mode de Chargement

Le mode de chargement se traduit par les différents types de manœuvres qu'effectue la chargeuse.

- Le camion vient en marche avant et se place perpendiculairement au front de taille.
- La chargeuse en remplissant son godet s'éloigne du chantier en marche arrière avec un virage de 90° ensuite en avant pour déverser dans la benne du camion.

Et ainsi de suite.

Le mode de chargement est présenté dans la figure IV.3

IV.3.2.2 Calcule de Cycle de la Chargeuse

Il est donné par la relation :

$$T_c = T_r + T_d + T_{pv} + T_{pc} = 55 \text{ seconds} \quad [3]$$

T_r : temps de remplissage de godet. (= 16 seconds).

T_d : temps de déchargement du godet.(= 14 seconds).

T_{pv} : durée de parcours vers le lieu de chargement. (= 9 seconds).

T_{pc} : durée de parcours vers le lieu de déchargement. (=11 seconds).

T_m : durée des manœuvres. (=6 seconds).

Les durées de ces opérations ont été calculées pratiquement en faisant plusieurs essais. Puisque la durée de ses opérations, est relative au rendement du tir (blocmitrie)

IV.3.2.3 : Rendement de la chargeuse

Elle est donnée par la formule :

$$R_j = (E \times K_r \times \rho \times T_j \times K_u) / (T_c \times K_f) \quad R_j = 9411,82 \text{ t/jours} \quad [3]$$

- E : capacité du godet de la chargeuse...8,5m³
- K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse... $K_r=0,9$
- ρ : poids volumique =2,5 t/m³
- T_j : durée de travail effectif par jours =14h30mn =52200seconds
- K_u : coefficient d'utilisation pratique de la chargeuse durant un poste =0,7
- K_f : coefficient de foisonnement des roches =1,35
- T_c : la durée de cycle de la chargeuse 55seconds

IV.3.2.4 : Calcul de Nombre de Chargeuses

En se basant sur la durée du cycle de la chargeuse et son rendement, nous allons calculer le nombre de chargeuses nécessaire pour la réalisation du projet d'exploitation de l'an 2001

Le nombre de chargeuses est donné par la relation ci-après :

$$N_{ch} = K_r \cdot A_j / R_{ch}$$

A_j : production par poste projetée de la carrière. = 1785,72 tonnes/poste.

K_r : coefficient de reserve =1,2

R_{ch} : rendement de la chargeuse. =9411,82tonne/poste.

$N_{ch} = 0,23$ soit $N_{ch}=1$

Donc le nombre total des chargeuses est deux dont chacune travaille dans un seul poste.

IV.3.3 : Transport

Pour le transport de calcaire du front de taille jusqu'au concasseur, situé a une distance de l'ordre de 1800m et sachant que la pente de la route est de 10 à 12%, nous allons utiliser les dumpers existants à la carrière qui ont été choisis en tenant compte de la topographie du gisement ainsi que leur grande capacité de la benne et leurs rendements élevés

IV.3.3.1 : Durée d'un Cycle du Camion

Il est calculer par la formule suivante :

$$T_{\infty} = T_{PA} + T_{ch} + T_{PC} + T_m + T_d \text{ (minute)} \quad [3]$$

- T_{PA} : La durée du parcoure à vide. (= 6'40'')
- T_{ch} : Durée de chargement d'un camion. (= 2'40'')
- T_{PC} : La durée du parcoure à charge. (=6'20'')
- T_m : Temps nécessaire au manœuvres. (=10'')
- T_d : Durée de déchargement. (=30'')

Ont faisant plusieurs essais, on a obtenu le résultat:

$$T_{\infty} = 15 \text{ minutes } 20 \text{ seconds}$$

VI.3.3.2 : Nombres de Cycles par jours

$$N_c = T_j \times K_u \times 3600 / T_{\infty} \quad N_c = 45$$

- T_j : temps de travail par jours = 14h30'
- K_u : coefficient d'utilisation pratique de camion
- T_{∞} : duré de cycle d'un camion

IV.3.3.3 : Rendement d'un camion

Elle est calculer en tenant compte de la duré de cycle et de la capacité de charge du camion

$$R_p = \frac{G \cdot T_p \cdot K_u}{T_{cc}} \text{ tonne/poste} = 680,86 \text{ tonnes/poste} \quad [3]$$

G : capacité de la benne du camion (30 tonne).
 T_p : durée de travaille par poste. 7h 15'
 K_u : coefficient d'utilisation pratique du camion ($K_u=0,80$)
 T_{∞} : duré d'un cycle du camion = 15'20'' = 920s

IV.3.3.4 : Nombre de camions

Le nombre de dumpers nécessaire pour satisfaire la production est calculer en tenant compte de la durée du cycle d'un dumper, du nombre de jours ouvrable par an et du tonnage des prévisions en calcaire, de la manière suivante :

$$N_c = K_r A_p / R_p$$

N_c : nombre de camions.

K_r : coefficient de resserve = 1,2

A_p : production par poste de travail. 1785,72

R_p : rendement par poste. = 680,86 t/poste

$$N_c = 3,14 \text{ soit } N = 4 \text{ camions par poste.}$$

Donc pour la réalisation du projet d'exploitation nous avons besoin de :

- 2 foreuses pour la foration des trous de mines.
- 2 chargeuses pour le chargement du calcaire.
- 4 dumpers pour le transport du calcaire de front de taille jusqu'au concasseur.

IV.4 Implantation des tirs de l'an 2001

Dans le système d'exploitation on a noté les dimensions de plate forme de travail, des bernes de transport et de sécurité, la hauteur de gradin, la ligne du front et les dimensions du front d'exploitation et ainsi que l'accès aux gradins qui est d'un seule coté (limite Est de gisement).

Conformément à ces paramètres nous allons placer la production pour l'an 2001 au niveau des gradins qui présentent une conformité avec les éléments de système d'exploitation.

la longueur du front mesurés dans les cinq gradins en exploitation, mentionner dans le chapitre III ($L_{fr} = 1550m$) comparativement à celle nécessaire pour la réalisation de la production de l'an 2001 faisant ($L_{fr} = 2223m$) est largement insuffisante.

Aussi l'existence des régions où la plate forme de travail est incompatible aux engins miniers et de transports, ainsi que l'hétérogénéités des gradins en forme et en dimensions observée sur le plan d'arpentage de mines, nous ramène, pour l'exécution des travaux miniers pour l'an 2001 à procéder à l'homogénéisation des gradins qui sont en exploitation, que ce soit en hauteur ou en largeur de la plate forme.

Pour cela nous proposons un ameublement préalable par l'explosifs ainsi que le ripage dans le coté ouest de la carrière dans le but de préparer les gradins. (Voir plan n° 4), le volume de calcaire ripé représente 400 000 tonnes ; Il nous reste 600 000 tonnes de calcaire à extraire durant les sept mois restants, ce qui correspond à 14 tirs. Le plan N° 5 montre les endroits d'implantations de ces 14 tirs. Dont le procédé d'exploitation se fait de haut en bas ; Dans les endroits où ils existent des bosses, la profondeur de foration est évidemment plus grande, ce qui permet d'avoir une surface plane et homogène.

Les paramètres essentiels de la réalisation du plan de tir pour la production de l'an 2001 se résumant comme suit :

Foration

Longueur de foration totale = 1^6 tonnes x 0,034 m/tonne = 34 000 m

Quantité d'explosifs

La quantité d'explosifs est donné par $Q = A$ (tonne) x q (Kg/tonnes) = 12×10^4 Kg

Nombre de détonateur :

Pour une volée de 45 000 tonnes nous avons besoin de 52 détonateurs
Donc pour 1 tonne on a besoin de 1,155 unités

Pour une production de 1 000 000 tonnes on a besoin de 1156 unité

Cordeau détonant

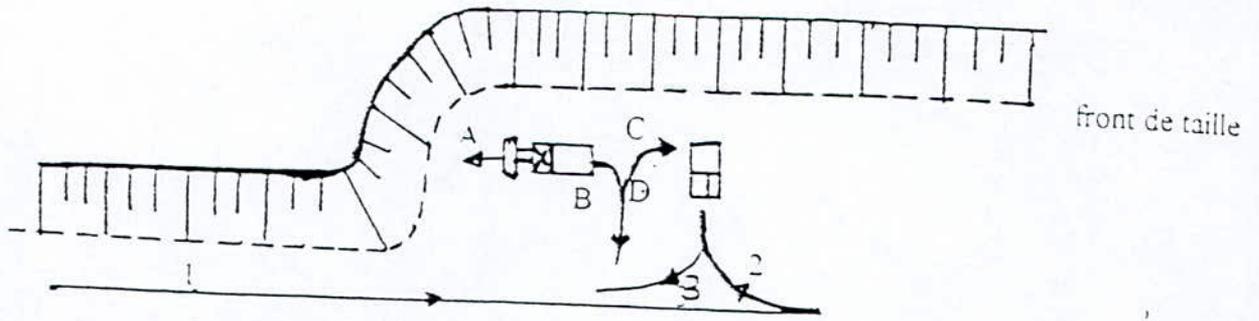
La longueur du cordeau détonant est $L = (H_t + E) \times n + 200$

Pour une volée de 45 000 tonnes $L = 1260,8$ m

Pour une volée de 35 000 tonnes $L = 1056,8$ m

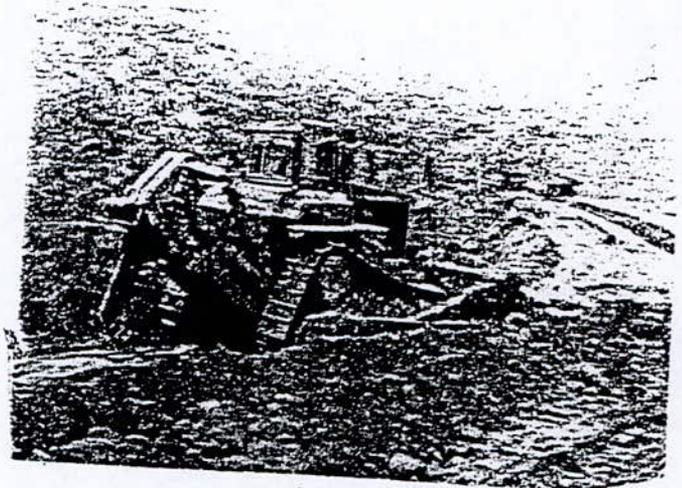
Il est à noter que compte tenu, du ripage dans certaines régions, la longueur de foration, la quantité d'explosifs, le nombre de détonateurs et la longueur du cordeau détonant vont être réduites.

En fin on a procédé à l'établissement du plan d'arpentage de mines prévisionnel qui présente l'état de la carrière à la fin de l'an 2001 se présente comme l'indique le plan N°6.

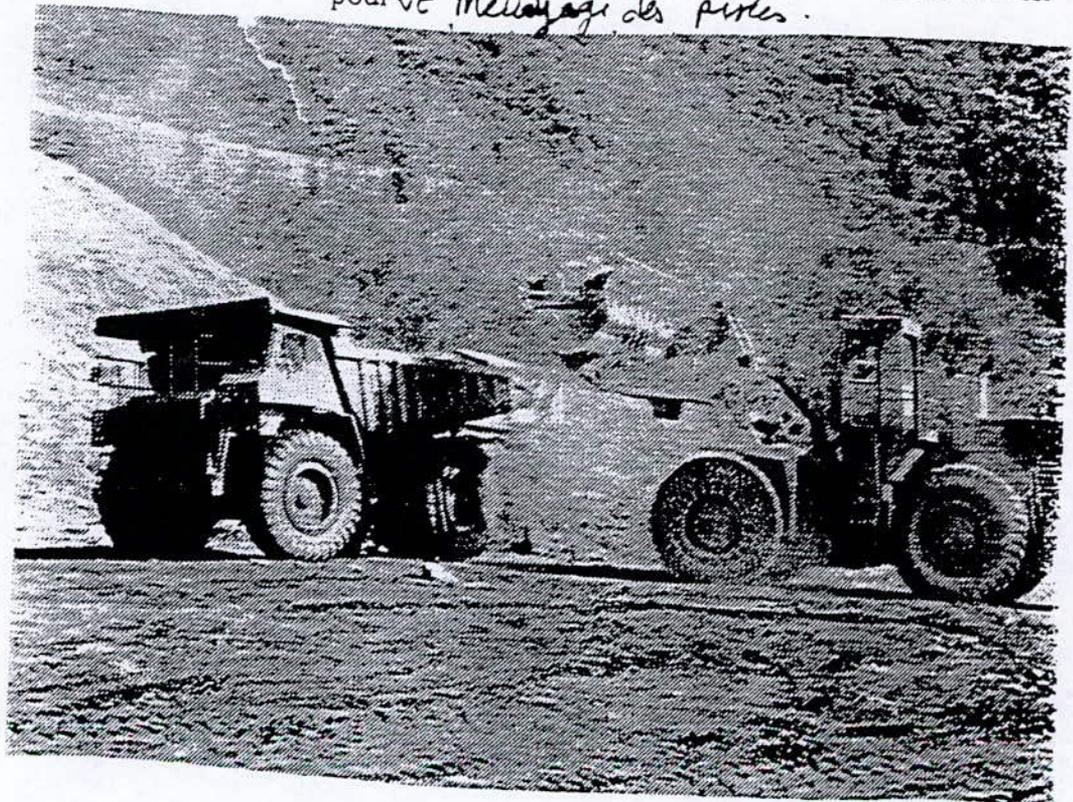


- 1: camion en marche avant vide
- 2: camion en marche arrière vide
- 3: camion en marche avant chargé
- A: chargeuse en marche avant vide
- b: chargeuse en marche arrière chargée
- C: chargeuse en avant pour vidé le godet
- D: chargeuse en marche arrière

mode de chargement pratiqué a Meñah



utilisation de bulldozer pour ripé la partie fissuré et aussi pour le nettoyage des pistes.



mode de chargement: chargeuse KOMATSU entrain de chargé un dumper KATERPLLAR

Chapitre V

Prix de Revient

de Calcaire

Les éléments de prix de revient

[6]

- 1 -Amortissement des engins
- 2- Salaire
- 3- Consommation en gas-oil
- 4- Consommation en matériaux d'explosifs
- 5- Maintenance des engins et diverses consommations.

1- Amortissement des machines:(on considère un amortissement linéaire)

l'amortissement des fonds fixes est calculé par la formule suivante :

$$A = F_A/n \quad DA/AN$$

F_A : frais d'acquisition

n : durée d'amortissement

Ou les frais d'acquisition représente la somme des dépenses concernant chaque engin allant du prix d'achat, frais de dédouanement, transport jusqu'au port et enfin frais de transport jusqu'à la carrière.

La carrière de Meftah est équipée par des engins de foration, chargement et de transport (voir Chapitre II), parmi ces engins ; on à des engins qui sont déjà amortis ce qui nous à amenés a calculer seulement la valeur d'amortissement des nouveaux engins.

Comme le montre le tableau V.1, la somme annuelle pour l'amortissement des engins d'exploitation est de 32 707 980,68 DA/an

Tableau V.1 : Amortissement des engins

Engins	Marque	Nbr	Date D'acquisition	Valeur D'acquisition (DA)	Duré D'amortissement (an)	Valeur D'amortissement (DA)	Totale D'amortissement (DA)
chargeuse	Komatsu	2	01-08-1999	90 617 166,55	10	9 061 716,655	18 123 433,31
Bulldozer	Liebherr	1	13-02-1998	18 810 222,79		1 881 022,279	5 643 066,837
dumper	Komatsu	2	26-04-1998	69 186 183,11	10	6 918 618,311	6 918 618,311
Chariot de foration	A COPCO	1	30-09-1999	6 404 502,38	10	640 450,238	640 450,238
Compresseur	A COPCO	1	30-09-1999	4 508 771,12	10	450 877,112	450 877,112
Chariot de foration	INGERRS RAND	1	01-10-1994	4 133 057,83	9	459 228,647	459 228,647
Compresseur	INGERRS RAND	1	01-10-1994	4 250 756,05	9	472 306,227	472 306,227
Total							32 707 980,68

V.2 : Consommation en gas-oil

Les travaux d'exploitation à ciel-ouvert sont de trois sortes :

- Travaux d'abattages (fourrage et tir)
- Travaux de chargements
- Travaux de transports

Pour l'exécution des travaux miniers, la carrière de Meftah dispose des engins qui consomment du gas-oil et qui sont :

a) Les engins de forage :

La foreuse effectuée sont travaillées par l'intermédiaire d'un compresseur qui est lui attaché ce dernier consomme 200 litres par jour

Pour l'exécution des travaux de forages la carrière dispose deux chariots de foration qui sont reliés par deux compresseurs. Donc la consommation totale par jour est de 400 litres

b) Les engins de chargement :

Pour le chargement du calcaire la carrière dispose deux chargeuses dont la consommation chacune consomme 550 litres de gas-oil donc la consommation journalière des chargeuses est de 1110 litres

c) les engins de transport :

La carrière de Meftah pour le transport de calcaire du front de taille jusqu'aux concasseurs dispose de cinq dumpers (2 Caterpillar et 3 Comatsu)

La consommation journalière de chaque camion est de 220 litres donc la consommation journalière des engins de transports est 1110 litres.

Le prix d'un litre de gas-oil est 11,50 DA/L

Le total des consommations en gas-oils journalières ainsi que la valeur des dépenses sont indiquées dans le tableau V.2 :

Tableau V.2 : Consommation en gas-oil

Engins	Nombre	Consommation Moyenne Par jours	Consommation totale	Dépenses Total gas-oil DA
Dumper	5	250 L	1250	14375
Chargeuse	2	550 L	1100	12650
Compresseur	2	200 L	400	4600
Bulldozer	2	500 L	1000	11500
Total			3750	43125

Les dépenses annuelles en gas-oil de tous les engins de la carrière sont calculées en multipliant les dépenses journalière par le nombre de jours de travail par an (280) on obtiendra donc la valeur des dépenses annuel de gas-oil

$$DG = 43125 \text{ DA/jour} \times 280 \text{ jour/an} = 12\,075\,000,00 \text{ DA/an}$$

3-Consommation d'explosif

Pour la réalisation de la production de l'an 1999 les frais d'abattage (tir) sont relatifs à la consommation des matières suivantes :

- a) Marmanite2
- b) Anfomile
- c) Nombre de détonateurs
- d) Cordeau détonant
- e) Relais détonateur
- f) Fil de tir

Dans le tableau V.3 sont illustrées l'ensemble des consommations d'explosifs et leurs coûts

Nature de La matière	quantité	Prix unitaire DA	Coût des matières D'explosifs
Marmanite (Kg)	47260	104,00	4915040
Anfomile (Kg)	9700	93,50	906950
Détonateur (U)	1054	70,80	74623,2
Cordeau Détonant (m)	32600	40,90	1333340
Relais détonateur(U)	21	132,16	2775,36
Fil de tir (m)	1500	6,60	9900
Totale			7242628,56 DA

Tableau V.3 : consommation d'explosifs

Pour le fil de tir le prix unitaire est variable, nous avons 1000m à un prix 9,72 et 500m A un prix 5.04 nous avons calculés le prix unitaire de la manière suivant

$$Pu = (1000 \times 9,72 + 500 \times 5,04) / 1500 = 6,60 \text{ DA/m.}$$

Les dépenses totales en matières d'explosifs utilisées pour la réalisation de la production l'an 1999 (613 300 tonnes) sont donc :

$$7\ 242\ 628,56 \text{ DA/an}$$

4- Salaire des Ouvriers

Pour le calculer la masse salariale on ne tient compte que du salaire de base des ouvriers de la carrière.

La carrière est divisée en deux départements :

- A) département production
- b) département maintenance de matériel roulant (EMR)

l'ensemble des salaires pour les deux départements est indiqué dans les tableaux V.1 et V.2

Les charges connexes (primes et cotisation de la caisse sociale) sont de 14% des salaires.

Tableau V.4 : Salaire de personnels de production

PERSONNEL	NOMBRE DE PERSONNEL	SALAIRE DE BASE (DA)	TOTAL des Salaires de Bases (DA)
CHEF DE SERVICE	1	18 150	18 150
Chef de carrière	1	12 100	12 100
Chef d'exploitation	3	11 110	33 330
Mineur	2	9 625	19 250
Conducteurs engins N1	10	9 625	96 250
Conducteur engins N2	8	9 185	73 480
Chauffeur camion	2	9 185	18 370
Sondeur	4	9 955	39 820
Responsable d'atelier	3	9 955	29 865
Agent	5	7 700	38 500

La somme mensuel des salaires pour le département production est de 379 115,00 DA.

Tableau V.5 : Salaire des ouvriers de maintenance

Personnel	Nombre de personnel	Salaire de base DA	Totale des Salaires de Bases (DA)
Chef de département	1	22 000	22 000
Ingénieur	1	14 300	14 300
Contremaître	4	12 100	48 400
Technicien supérieur	11	10 945	120 395
Mécanicien (Ouvrier) hautement qualifier	11	9 955	109 505
Mécaniciens	1	9 460	9 460
Mécaniciens engins	4	9 020	36 080
Préparateur	1	10 505	10 505
Contractuel N1	1	14 025	14 025
Contractuel N2	3	7 480	22 440

La somme mensuel des salaires pour le département EMR est de 407 100,00 DA

La somme mensuel des dépenses est : 786215,00 DA

La masse salariale annuelle est : 9 434 580,00 DA

Les charges connexes sont de 1 320 841,20 DA

Total des dépenses salariales annuel est donc : 10 755 421,20 DA

5- Consommation d'électricité

Pour calculer les dépenses en énergie électrique nous avons pris en compte seulement les concasseurs qui consomment de l'énergie électrique, par défaut d'insuffisance d'information la consommation de l'énergie électrique au niveau de la carrière, nous avons utilisé une formule empirique pour la détermination de la consommation d'électricité par les deux concasseurs qui est la suivante :

$$C_E = \sum \text{puissances} \times T \times K_1 \times K_2 \times K_3 \quad (\text{KWh})$$

\sum puissance des moteurs

T : durée de marche des moteurs pendant un an

K_1 : coefficient des pertes = 1,1

K_2 : coefficient d'utilisation de la puissance des moteurs = 0,7

K_3 : coefficient d'utilisation du temps = 0,8

Le temps de marche des deux concasseurs est indiqué dans le tableau V.6

Concasseur	mois													total
	janvier	Février	Mars	Avril	Mai	Juin	Juillet	Août	Septembre	octobre	Novembre	Décembre		
Premier Concasseur	86,5	85,5	26,5	0	27	276,5	237	270,5	202,5	200	259	70	1741	
Deuxième Concasseur	39,5	0	0	0	0	23	0	0	0	0	12	100,5	175	

Les caractéristiques des concasseurs ont été mentionnées au cours du chapitre II

- Le premier concasseur fonctionne avec deux moteurs électriques dont la puissance de chacun est de : $P_1=400$ KWatts

- Le deuxième concasseur fonctionne lui aussi avec deux moteurs dont la puissance de chacun est: $P_2=1000$ K Watts

1- Consommation du premier concasseur

- Soit C_1 La consommation annuelle de l'énergie électrique du premier concasseur:

$$C_1 = \sum \text{puissances} \times T_1 \times K_1 \times K_2 \times K_3 .$$

$$\sum \text{puissance des moteur} = 400 \times 2 = 800 \text{ KW.}$$

T_1 : temps de marche de concasseur

2-Consommation du deuxième concasseur

- Soit C_2 La consommation annuelle de l'énergie électrique du deuxième concasseur :

$$C_2 = \sum \text{puissances} \times T_2 \times K_1 \times K_2 \times K_3 .$$

$\sum \text{puissance}$: la somme des puissances des deux moteurs = 2000 KW

T_2 : temps de marche de deuxième concasseur.

Distribution des heures et leurs prix est la suivante :

- de 6h à 17h : les heures plains le prix unitaire de courant est de 0,76 DA/ KWh

- de 17h à 21h les heures de pointe le prix unitaire de courant est de 3,897 DA/KWh

- de 22h30m à 6h heures de nuits le prix unitaire de courant est de 0,329 DA/KWh

(pour le prix unitaire voir facture en annexe 2).

La carrière est ouverte de 6h de matin jusqu a 20h30m, donc le nombre des heures de pointes est de 3h 30' par jours.

Vu l'insuffisance des donnés sur la période de marche des deux concasseurs nous avons calculé le prix de KWh moyen par la méthode suivante:

$$PU = (Ph_{po} \times 3,5 + Ph_{pl} \times 11) / 14,5 = (13,6395 + 8,36) / 14,5 = 1,51 \text{ DA/KWh.}$$

Ph_{po} : prix unitaire des heures de pointes.

Ph_{pl} : prix unitaire des heures plaines.

3,5 : heures de marches des concasseurs durant la période des heures de pointes.

11 : heures de marches des concasseurs durant la période des heures plaines.

Application numérique :

1- Consommation de premier concasseur

$$C_1 = 800 \times 0,7 \times 0,8 \times 1,1 \times 1741 = 857964,8 \text{ KWh}$$

2- Consommation de deuxième concasseur

$$C_2 = 2000 \times 0,7 \times 0,8 \times 1,1 \times 175 = 215600 \text{ KWh}$$

Dépenses annuel

$$D_a = (C_1 + C_2) \times PU = (215600 + 857964,8) \times 1.51 = 1621082,848 \text{ DA}$$

Donc les dépenses annuelles pour la consommation d'électricité sont de

$$1621082,848 \text{ DA/an}$$

6 - Maintenance des engins et divers consommations

a) Maintenance des engins :

Pour la réalisation de la production de matières première (calcaire) de l'an 1999, la carrière à dépensée pour l'entretien et le maintien de ces engins les dépenses suivantes :

- Pièces de rechanges mécaniques.
- Pièces de rechanges électriques.
- Huiles.
- Graisses.
- Pneumatiques.
- Pièces de rechange pour l'atelier de maintenances.

b) Divers consommations :

Les diverses consommations comportant les dépenses suivantes :

- Blindages (pour les concasseurs).
- Gaz stocké.
- Divers.

Le totale des dépenses est présenté dans le tableau V.6 :

Natures	Dépenses en DA/an (Pour l'an 1999)
Huiles	4430965,63
Graisses	212975,37
Pièces de rechanges mécaniques local	673811,34
Pièces de rechanges mécaniques étrangère	14674613,57
Pièces de rechanges électricité auto local	37640,35
Pièces de rechanges électricité auto étrangère	35409,35
Pièces de rechange EMR local	3352297,38
Pièces de rechange EMR étrangère	2989977,13
Pneumatiques	5163883,60
Blindage local	00,00
Blindage étranger	425,70
Gaz stocké	43411,34
Autres locales	594817,42
Autres étrangères	243945,58
Total des dépenses DA/an	3245173,78

EMR : département d'entretien de matérielle roulant.

COUT TECHNIQUE

Dans cette catégorie nous avons la valeur des dépenses que la direction paye chaque année au Centre d'Etudes et de Service Technologiques de l'Industrie des Matériaux de Constructions (C E T I M) pour avoir établi le recomblement de la carrière (établissement de plan d'arpentage de mines) sachant que se travaille est effectué deux fois par an

L'établissement d'un seul plan revient a 500 000 DA.

Donc le coût technique annuel est de 1 000 000 DA.

Les dépenses annuelles sont indiquées dans le tableau V.7 :

Destinations	Dépenses annuel (DA)	Dépenses	
		En	%
Amortissement des engins	32 707 980,68	47,64	
Salaire des ouvriers	10 755 421,20	15,66	
Consommation gas-oil	12 075 000	17,58	
Consommation d'électricité	1 621 082,848	2,36	
Consommation d'explosifs	7 242 628,56	10,57	
Maintenance des engins et divers	3 245 173,78	4,73	
Coût technique	1 000 000	1,46	
Total	68647287,07	100%	

La somme des dépenses annule est égal à :

68647287,07 DA / an

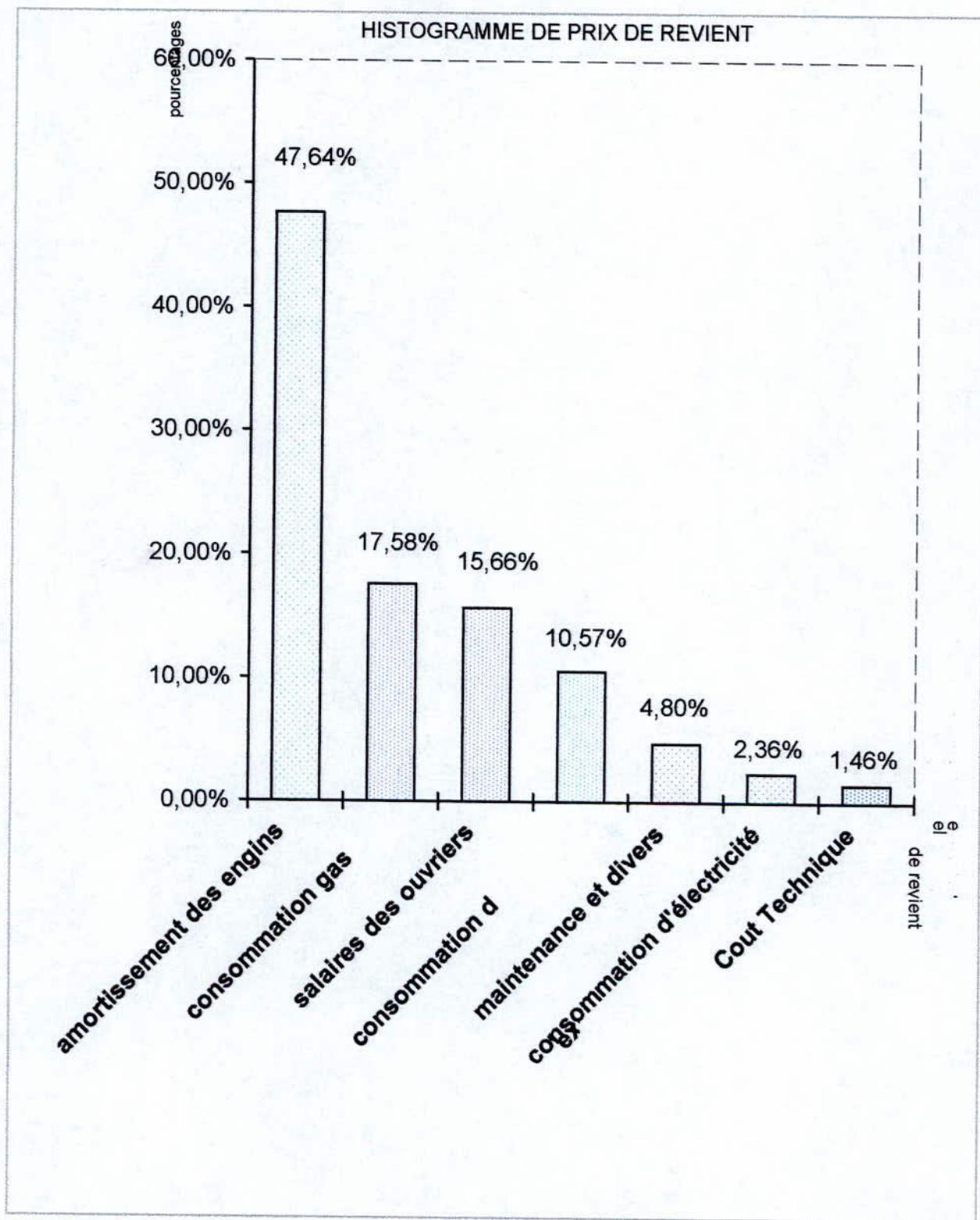
Prix de revient :

Le prix de revient est donné par la relation suivante :

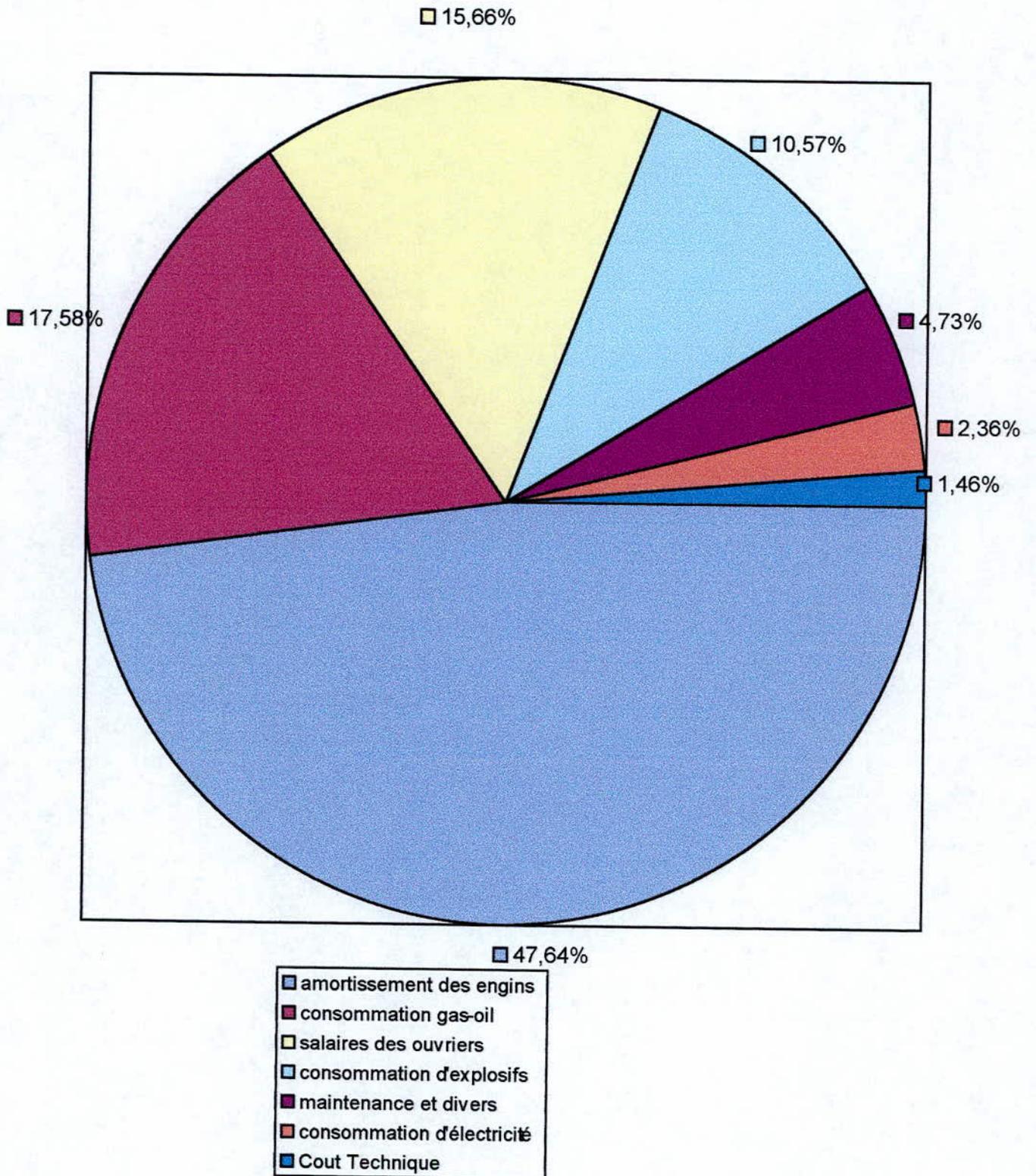
$Pr = \text{somme annuel des dépenses} / \text{production annuelle}$

$Pr = 111,93 \text{ DA} / \text{tonne}$

Je me suis approché au niveau du service de comptabilité et celui du budget pour avoir le prix de revient de la tonne de ciment, pour me permettre d'effectuer une comparaisons malheureusement j'ai été déçu par leurs réponse, qu'ils ne possédant pas une comptabilité analytique, et que pour leur gestions des stocks il ne comptant que les valeurs des achat et les droit d'indemnités(droit d'exploitation).



HISTOGRAMME DE PRIX DE REVIENT



CONCLUSION

L'étude réalisée à travers ce projet, nous a permis de constater beaucoup de déviation technique et au niveau des procédés ; Le non-respect des éléments de système d'exploitation et les paramètres géométriques du plan de tir, influence tout le cycle d'exploitation allant de la préparation des roches à l'abattage jusqu'au concassage de minerai.

En se fondant sur les conditions réelles de gisement, et prenant comptes de la production arrêtée pour l'an 2001, nous avons défini les paramètres de système d'exploitation y compris les paramètres de la taille et le sens d'évolution du front de la carrière.

Cela nous a permis en insistons sur le respect des normes de sécurité, d'atteindre la production, d'améliorer le rendement et aussi diminuer le coût d'exploitation.

Annexe

Tableau I.1 : Poids Volumique

ECHANTILLON	D(cm)	H(cm)	V(cm ³)	M _{sec} (g)	P (g/cm ³)	ρ=(KN/m ³)
	Diamètre de L'échantillon	Hauteur de L'échantillon	Volume de L'échantillon	Masse de L'échantillon	masse volumique sec	Poids volumique Echantillon sec
1.A C2	4	4,2	52,77	123,040	2,33	23,3
1.A C2	4	4,22	53,03	129,390	2,43	24,3
1.A C1	4	7,65	96,13	233,850	2,43	24,3
1.A C2 //	4	4,2	52,77	125,685	2,38	23,8
1.B C1	4	4,05	50,89	127,030	2,36	23,6
1.B C1 //	4	8	100,53	235,400	2,34	23,4
1.B C3	4	3,9	49,00	115,740	2,36	23,6
1.C C2	4	4,3	54,03	122,181	2,26	22,6
1.C C4	4	4,2	52,77	116,089	2,19	21,9
2.A C2	4	4,2	52,77	113,390	2,14	21,4
2.A C6	4	4,41	55,41	143,170	2,58	25,8
2.A C5	4	6,7	95,50	236,650	2,47	24,7
2.A C3	4	8,11	101,91	262,010	2,57	25,7
2.A C4	4	8,2	103,04	257,450	2,49	24,9
2.A C1	4	8,35	104,92	263,300	2,50	25,0
2.A C4	4	4,54	57,05	149,780	2,62	26,2
2.A C5	4	4,14	52,02	127,910	2,45	24,5
2.A C6	4	3,8	47,75	118,070	2,47	24,7
2.B C2	4	4,3	54,03	136,380	2,52	25,2
2.C C1	4	3,9	49,00	110,26	2,24	22,4
2.C C2	4	8,1	101,78	236,152	2,32	23,2
2.C C3 (a)	4	8,4	105,55	248,73	2,35	23,5
2.C C3	4	4,6	57,80	135,88	2,35	23,5
2.C C4 (a)	4	8,25	103,67	247,25	2,38	25,8
2.C C4	4	3,82	48,00	111,96	2,33	23,3
2.C C5	4	4,12	51,77	124,73	2,40	24,0
2.C C3 //	4	8,1	101,78	240,86	2,36	23,6
2.C C2 //	4	4,7	59,06	138,24	2,34	23,4
3.A C1	4	4,08	51,27	115,78	2,25	22,5
3.A C2	4	8,6	108,07	271,80	2,51	25,1
3.A C2	4	4,1	51,52	130,10	2,52	25,2
3.A C3	4	8,8	110,58	274,75	2,48	24,8
3.A C4	4	8,25	103,67	258,65	2,49	24,9
3.A C5	4	3,98	50,01	124,59	2,49	24,9
3.A C6	4	8,12	102,03	255,32	2,50	25,0
3.A C7	4	7,3	91,73	217,40	2,36	23,6
3.A C7	4	7,5	94,24	236,49	2,50	25,0
3.B C1	4	3,8	47,75	118,34	2,47	24,7
3.B C2	4	7,6	95,50	205,07	2,14	21,4
3.B C1 //	4	8,15	102,41	218,75	2,13	21,3
3.C C1 (a)	4	8,05	101,15	229,915	2,27	22,7

Suite du tableau I. 1

Echantillon	D (cm)	H (cm)	V (cm ³)	M _{sec} (g)	P(g/cm ³)	P(Kg/m ³)
3.C C3	4	4	50,26	120,320	2,39	23,9
A.4 C1	4	8,15	102,41	248,66	2,42	24,2
A.4 C2	4	4,1	51,52	138,62	2,69	26,9
A.4 C1//	4	4,18	52,52	130,56	2,48	2,8
A.4 C1//(a)	4	6,6	82,93	203,37	2,45	24,5
A.4 C1 //	4	8,18	102,79	262,3	2,55	25,5
4.B C2 //	4	4,28	53,78	136,06	2,52	25,2
4.C C1	4	8,41	105,68	249,39	2,35	23,5
4.C C1 (a)	4	3,9	49,00	111,80	2,28	22,8
4.C C1 (b)	4	8,35	104,92	268,62	2,56	25,6
4.C C2	4	8,25	103,67	261,5	2,52	25,2
4.C C2	4	4,04	50,76	121,54	2,39	23,9
4.C C1 //	4	8	100,53	246,47	2,50	25,0
4.C C2 //	4	8,25	106,61	269,095	2,51	25,1
4.D C1	4	8,35	104,92	263,700	2,51	25,1
4.D C1 //	4	8,22	103,29	243,185	2,35	23,5
4.D C3 //	4	4,27	53,65	127,686	2,37	23,7
4.D C4 //	4	7,75	97,38	226,850	2,32	23,2
5.B C2 (a)	4	7,60	95,50	226,500	2,37	23,7
5.B C2 (b)	4	8,30	104,30	253,145	2,42	24,2
5.B C2	4	8,35	104,32	261,195	2,48	24,8
5.B C3	4	4,12	51,77	135,925	2,62	26,2
5.B C4 (a)	4	6,02	75,64	194,817	2,57	25,7
5.B C4 (b)	4	8,45	106,18	270,250	2,54	25,4
5.B C3 //	4	7,90	99,27	285,910	2,60	26,0
5.B C4 //	4	4,00	50,26	131,704	2,62	26,2
5.B C5 //	4	8,40	105,55	276,855	2,62	26,2
5.B C6 //	4	8,15	102,41	256,790	2,50	25,0
5.D C3	4	4,34	54,35	133,940	2,45	24,5
6.A C2	4	7,30	91,73	208,590	2,27	22,7
6.B C3	4	8,20	103,04	240,490	2,33	23,3
6.B C3	4	4,10	51,52	117,573	2,28	22,8
6.D C1	4	8,32	104,55	241,930	2,31	23,1
6.D C2	4	8,10	101,78	240,852	2,36	23,6
5. D C2	4	4,34	54,53	127,372	2,33	23,3
6.B C1	4	8,15	103,67	249,698	2,40	24,0
4.D C3//	4	8,35	104,92	269,210	2,56	25,6

Tableau I.2 - Poids Volumique des Grains Solide

ECHANTILLON	MASSE D'ECHANTILLON $M_s(g)$	VOLUME D'ECHANTILLON V_s	POIDS VOLUMIQUE DES GRAINS SOLIDES (KN/m^3)
1.A	60,000	22,6	26,5
1.B	59,919	22,2	26,9
1.C	60,000	22,7	26,4
2.A	60,000	22,7	26,4
2.C C5	59,346	22,5	26,3
3.A	60,006	22,4	26,7
3.B C2	60,000	22,4	26,7
3.C	60,000	22,7	26,4
4.A	60,000	22,5	26,6
4.B C2 //	59,989	23,3	25,7
4.C	60,000	23,5	25,5
4.D	60,000	22,5	26,6
5.B C4 //	59,812	22,4	26,7
5.C C5	59,874	22,3	26,8
6.A	59,887	22,8	26,2
6.B C3	60,066	22,2	27,0
6.C	59,836	22,2	26,9

Tableau I.3 : Indice D'altération et Porosité

échantillon	Masse de L'échantillon immergé M_{sat} (g)	Masse de L'échantillon sec M_{sec} (g)	Indice D'altération $\frac{M_{sat} - M_{sec}}{L} \times 100$ M_{sec}	porosité « n » en %
1.A C2	134,100	123,040	8,98	13,00
1.A C1	242,615	233,850	4,74	9,00
1.A C2	130,761	125,685	4,03	11,00
1.B C1	127,030	127,030	5,56	13,00
1.B C1 //	238,040	235,400	1,12	14,00
1.B C3	121,950	115,740	5,36	13,00
1.C C2	131,100	122,181	7,29	17,00
1.C C3	125,676	116,080	8,25	20,50
1.C C4	123,857	113,390	9,23	23,30
2.A C2	146,280	143,170	2,17	2,30
2.A C6	244,710	236,650	3,40	6,80
2.A C5	269,800	262,010	2,97	2,70
2.A C3	266,610	257,450	3,55	6,02
2.A C4	273,010	263,300	3,68	5,60
2.A C1	153,034	149,780	2,17	4,50
2.A C4	133,480	127,910	4,35	7,75
2.A C5	121,600	118,070	2,98	6,88
2.A C6	140,830	136,380	3,26	4,76
2.B C2	117,998	110,260	7,01	12,55
2.C C1	251,910	236,152	6,67	13,76
2.C C2 (a)	262,680	248,730	5,60	11,91
2.C C3	143,260	135,880	5,43	11,91
2.C C4 (a)	258,810	247,250	4,67	10,50
2.C C4	119,150	111,960	6,42	12,87
2.C C5	130,160	124,730	4,35	9,58
2.C C3 //	253,970	240,860	5,05	11,44
2.C C2 //	145,230	138,240	5,05	12,39
3.A C1 //	132,420	115,780	9,59	16,88
3.A C2	280,170	271,800	3,07	6,37
3.A C2	133,800	130,100	2,84	5,95
3.A C2	283,820	274,750	3,30	7,66
3.A C2	267,130	258,650	3,27	7,22
3.A C4	128,680	124,590	3,28	7,22
3.A C5	263,720	255,320	3,28	6,80
3.A C6	223,400	217,400	2,75	13,15
3.A C7	243,600	236,490	3,00	6,80
3.A C7	122,830	118,340	3,73	8,09
3.B C1	223,470	205,070	8,97	24,76
3.B C2	238,500	218,750	9,02	25,35

Suite e tableau I.3

Echantillon	Masse de L'échantillon immerge M_{sat} (g)	Masse de L'échantillon sec M_{sec} (g)	Indice D'altération $\frac{M_{sat} - M_{sec}}{M_{sec}} \times 100$	porosité «n» en %
3.B C1 //	245,830	229,915	6,92	17,62
3.C C1 (à)	126,390	120,320	5,04	10,46
3.C C3 //	260,510	248,660	4,76	9,09
4.A C1	140,640	138,620	1,45	10,36
4.A C2	134,810	130,560	3,25	7,25
4.A C1 //	211,000	203,370	3,75	8,57
4.A C1 //(a)	270,850	262,300	3,25	2,40
4.A C1 //	139,840	136,060	2,77	5,55
4.A C1	120,130	111,800	7,45	11,84
4.C C1 (a)	275,240	268,620	2,46	7,84
4.A C1 (b)	269,700	261,500	269,700	1,19
4.C C2	127,129	121,540	4,59	6,69
4.C C2	257,800	246,470	4,59	2,00
4.C C1 //	278,100	269,095	3,34	1,59
4.C C2 //	272,695	263,700	3,38	1,57
4.D C1	256,150	243,185	5,33	13,19
4.D C1 //	133,970	127,688	4,92	12,23
4.D C3 //	239,620	226,850	5,62	14,65
4.D C4 //	238,850	226,500	5,45	12,23
5.B C2 (a)	257100	253,145	1,56	10,33
5.B C2 (b)	198,620	194,817	1,95	3,89
5.B C2	275,101	270,250	1,79	5,11
5.B C3	262,946	256,790	2,39	6,80
5.B C4(a)	136,784	133,940	2,12	8,97
5.B C4 (b)	221,604	208,590	6,23	18,06
5.B C3 //	235,205	216,210	8,78	22,42
5.B C4 //	251,245	240,290	4,76	15,87
5.B C5 //	123,931	117,573	5,40	18,42
5.B C6 //	254,305	241,930	5,11	16,88
5.C C3	253,305	240,850	5,17	13,98
6.C C2	134,340	127,372	5,47	15,45
5.C C2	260,715	249,698	4,41	11,66

Tableau I.4 : Module de Young et Indice de Continuité

Echantillon	Hauteur Echantillon H(cm)	Vitesse de l'onde longitudinale VL (m/s)	Indice de continuité I _c %	Masse Volumique à L'état sec (Kg/ m ³)	module d'Young dynamique Ed Kgf/cm ³).10 ⁵
1.A C2	4,20	5657,89	90,66	2330	7,46
1.A C2	4,22	4617,02	73,79	2430	5,18
1.A C1	7,65	4250,00	68,10	2430	4,38
1.A C2 //	4,20	5060,24	81,08	2380	6,09
1.B C1	4,05	3333,33	53,41	2360	2,62
1.B C1 //	8,00	3636,36	58,25	2340	3,09
1.B C3	3,90	3196,72	51,22	2360	2,41
1.C C3	4,20	3954,54	63,36	2190	3,42
1.C C4	4,20	3065,69	49,12	2140	2,01
2.A C2	4,41	4500,00	72,11	2580	5,22
2.A C6	7,60	4545,97	72,84	2470	5,10
2.A C5	8,11	5006,17	80,22	2570	6,44
2.A C3	8,20	4767,44	76,39	2490	5,65
2.A C4	8,35	5060,24	81,08	2500	6,40
2.A C1	4,54	5172,41	82,88	2620	7,00
2.A C4	4,14	4816,09	77,17	2450	5,68
2.A C6	4,30	2794,87	44,78	2520	1,96
2.C C1	8,10	3214,28	51,76	2320	2,59
2.C C2	8,40	3733,33	59,82	2350	3,27
2.C C3 (a)	4,60	4442,30	71,18	2350	4,63
2.C C3	8,25	4129,35	66,17	2380	4,05
2.C C4(a)	4,12	3516,94	56,35	2400	2,96
2.C C5	8,10	3942,30	63,17	2360	3,66
2.C C3 //	4,7	3764,22	60,32	2340	3,31
2.C C2 //	4,08	2950,00	47,20	2250	1,95
3.A C1	8,60	4623,65	74,09	2510	5,36
3.A C2	4,10	4019,60	56,18	2520	4,07
3.A C3	8,80	3793,10	60,78	2480	3,46
3.A C5	8,25	4209,18	67,45	2490	4,41
3.B C1	8,12	4162,43	66,70	2500	4,33
3.B C2	7,60	2822,22	45,22	2140	1,70
3.B C1 //	8,15	3065,69	49,12	2130	2,00
3.C C1 (a)	8,05	2996,28	48,01	2270	2,03
3.C C3 //	4,00	3792,45	60,77	2390	3,43
4.A C1	8,15	4522,22	72,74	2420	4,94
4.A C2	4,10	4226,80	67,73	2690	4,80
4.A C3	4,18	4200,00	67,30	2480	4,37
4.A C1 //	6,60	4076,08	65,31	2450	4,07
4.A C1 //(a)	8,18	4014,42	64,33	2550	4,10
4.B C2 //	8,41	3870,96	62,03	2350	3,52
4.C C1(a)	8,35	4560,43	73,08	2560	5,32

Suite du Tableau I.4

Echantillon	Hauteur Echantillon H(cm)	Vitesse de l'onde longitudinale VL (m/s)	Indice de continuité I _c %	Masse Volumique à L'état sec (Kg/ m ³)	module d'Young dynamique Ed (Kgf/cm ³).10 ⁵
4.C C1(b)	8,25	4145,72	66,49	2520	4,33
4.C C2	8,00	4705,88	75,41	2500	5,33
4.C C2 //	8,35	65,24	71,55	2510	5,00
4.D C1	8,22	3414,34	54,71	2350	22,73
4.D C3 //	7,75	3601,69	57,71	2320	3,00
4.D C4 //	7,60	3283,01	52,60	2370	2,55
5.B C2 (a)	8,30	3586,95	57,48	2420	3,11
5.B C2 (b)	8,35	4304,12	68,97	2480	4,59
5.B C3	6,02	3152,70	50,52	2570	2,55
5.B C4 (a)	8,45	5121,95	82,07	2540	6,66
5.B C4 //	8,40	4831,46	77,42	2620	6,11
5.B C5 //	8,15	3923,44	62,87	2500	3,84
5.C C3	7,3	3449,78	55,28	2270	2,70
6.A C2	8,03	2692,30	43,14	2140	1,55
6.B C1	8,20	3822,22	61,25	2330	3,40
6.B C3	8,32	3293,65	52,78	2310	2,50
6.C C1	8,10	3769,29	60,83	2360	3,40
6.C C2	4,34	3198,52	51,25	2330	2,38

Tableau N I.5 : Résistance à La Compression du Calcaire

ECHANTILLON	DIAMETRE DE L'ECHANTILLON « d » (cm)	HAUTEUR DE L'ECHANTILLON « h » (cm)	CHARGE a LA RUPTURE F _{MAX} (kgf)	RESISTANCE A LA COMPRESSION RC=F _{max} /π.R ² (kgf/cm ²)
5.B C4 //	4,0	8,40	3210	255,44
6.C C1	4,0	8,10	2870	228,38
4.D C1	4,0	8,22	3270	260,21
2.C C5	4,0	8,10	3545	282,102
5.B C5	4,0	8,11	2470	196,55
1.B C1 //	4,0	8,00	2070	164,72
1.B C2 //	4,0	8,41	3700	294,43
2.A C5	4,0	8,11	3410	271,35
2.C C3	4,0	8,25	2750	218,83
4.C C1	4,0	8,25	3975	316,32
6.B C1	4,0	8,20	2200	175,07
3.C C3	4,0	8,15	3200	254,64
5.C C2	4,0	8,25	3000	238,73

Tableau N I.6 : Résistance à La Traction

ECHANTILLON	DIAMETRE DE L'ECHANTILLON « d » (cm)	HAUTEUR DE L'ECHANTILLON « h » (cm)	CHARGE à LA RUPTURE « kgf » ; F_{max}	RESISTANCE A LA TRACTION $R_T = \frac{2F_{max}}{\pi \cdot d \cdot h}$
2.A C6	4,0	4,36	922	33,65
1.A C1	4,0	4,40	1032	37,32
5.B C4 (b)	4,0	4,35	1405	51,40
5.B C3	4,0	4,25	1165	43,62
3.A C7	4,0	4,25	1575	58,98
4.A C1 // (b)	4,0	4,10	598	23,21
3.B C1	4,0	4,35	452	16,53
4.D C4 //	4,0	4,21	823	31,11
4.D C3 //	4,0	4,40	965	34,90
4.A C1 // (a)	4,0	4,30	1115	41,27
3.A C1	4,0	4,12	857,5	33,12
4.B C1	4,0	4,10	1212,5	47,06
3.A C6	4,0	4,05	600	23,57
3.A C1	4,0	4,09	810	31,51
5.C C3	4,0	4,40	550	19,89
2.A C4	4,0	4,14	870	33,44
2.C C2 //	4,0	4,08	700	27,30
1.A C2 //	4,0	4,20	910	34,48
6.B C3	4,0	4,10	640	24,84
5.B C3//	4,0	4,00	1085	43,17
1.B C3	4,0	4,00	750	29,85
4. A C1	4,0	4,10	892	34,62
4.A C2	4,0	4,18	595	22,65

Suite du tableau I.6 : Résistance à la traction

2.A C2	4,0	4,40	1010	36,53
1.C C4	4,0	4,20	360	13,64
5.B C6 //	4,0	4,20	1085	41,11
3.C C1	4,0	4,00	1045	41,58
1.C C2	4,0	4,30	350	12,95
1.A C2	4,0	4,20	406	15,38
2.A C5	4,0	4,33	835	30,69
4.D C1 //	4,0	4,30	650	24,05
1.A C2	4,0	4,22	966	36,43
3.A C2	4,0	4,10	765	29,69
2.C C3	4,0	4,40	485	17,54
1.C C3	4,0	4,20	360	13,64
6.C C2	4,0	4,34	665	24,38
2.A C1	4,0	4,28	1285	47,78
2.A C6	4,0	4,30	710	26,28
5.B C2	4,0	4,12	1380	53,30
2.C C4	4,0	4,12	890	34,38
4.C C2	4,0	4,04	775	30,53
2.C C3 //	4,0	4,18	905	34,45
4.A C1	4,0	4,10	1400	54,34

Tableau I.7 : Cohésion Et Angle De Frottement Interne

Echantillon	RESISTANCE à LA COMPRESSION Kgf/cm ²	RESISTANCE A LA TRACTION Kgf/cm ²	R_c K= ----- R_t	Cohésion de la roche de calcaire Kgf/cm ²	Angle de frottement interne du calcaire Degré
1.B	164,2	29,85	5,51	51,89	25,56
1.C	114,19	13,41	8,51	24,31	43,87
2.A	239,92	34,72	6,91	60,66	36,43
2.C	194,03	28,41	6,82	49,59	35,86
3.B	105,03	16,53	6,35	28,67	32,72
3.C	254,64	41,58	6,12	72,03	31,00
4.B	294,43	67,06	6,25	81,57	32,01
4.C	316,32	30,53	10,36	58,29	49,53
4.D	260,21	30,02	8,66	54,64	44,43
5.B	225,99	44,85	5,04	79,07	20,03
5.C	238,73	19,89	12,00	39,78	53,13
6.B	134,08	24,84	5,39	43,29	24,29
6.C	228,38	24,83	9,16	45,86	46,23

annexe 2

Yves KRIM BELKACEM

Haute Tension

Alger 84 B 411
 Phone: 70572.31.00

فاتورة Avril 2000

6010012742

رقم الفاتورة
 رقم التعريف الضريبي

نسخة

ERCC
 NOUVELLE CIMENTERIE
 BP 1

ERCC CIMENTERIE

Meftah 09418

21 31
 العقد التعريف

Page 2 Cumul
 CIMENTERIE DE MEFTAH Meftah

30/04/2000 01/11
 الاستهلاك من

العداد	رقم	معامل القراءة	لوحه العد الاول		لوحه العد الثانية		لوحه العد الثالثة				
			القراءة الجديدة	القراءة السابقة	الاستهلاك	القراءة الجديدة	القراءة السابقة	الاستهلاك	القراءة الجديدة	القراءة السابقة	الاستهلاك
ACT	7092	2000	27435	27435							
ACT	7093	2000	28274	28274							
ACT	7094	2000	27877	27877							
ACT	6899	2000	26312	26312	13623	13623			43718	43718	
REA	6639	2000	8958	8958	39397	39397					

المنطقة الفعالة	Nom et P. de la	الطاقة الارتكسية	Conso Retenue

الفترة	الكمية	القيمة	الاستهلاك
الطاقة المستهلكة	3384572	34000	117783108
الطاقة المنتجة	1789706	389700	697448428
الطاقة المضافة	5509722	80500	44353282
عمل مقفلة	62.6 %		
Maintenance	1344000	18280	24588320
القدرة المخصصة تحت التمرين	25000	22970	55925000
القدرة القصبة المسخرة	1818011	1730	203125740
الغرامة المشاة			29804020
مساء الاستهلاك التقديري			11005327

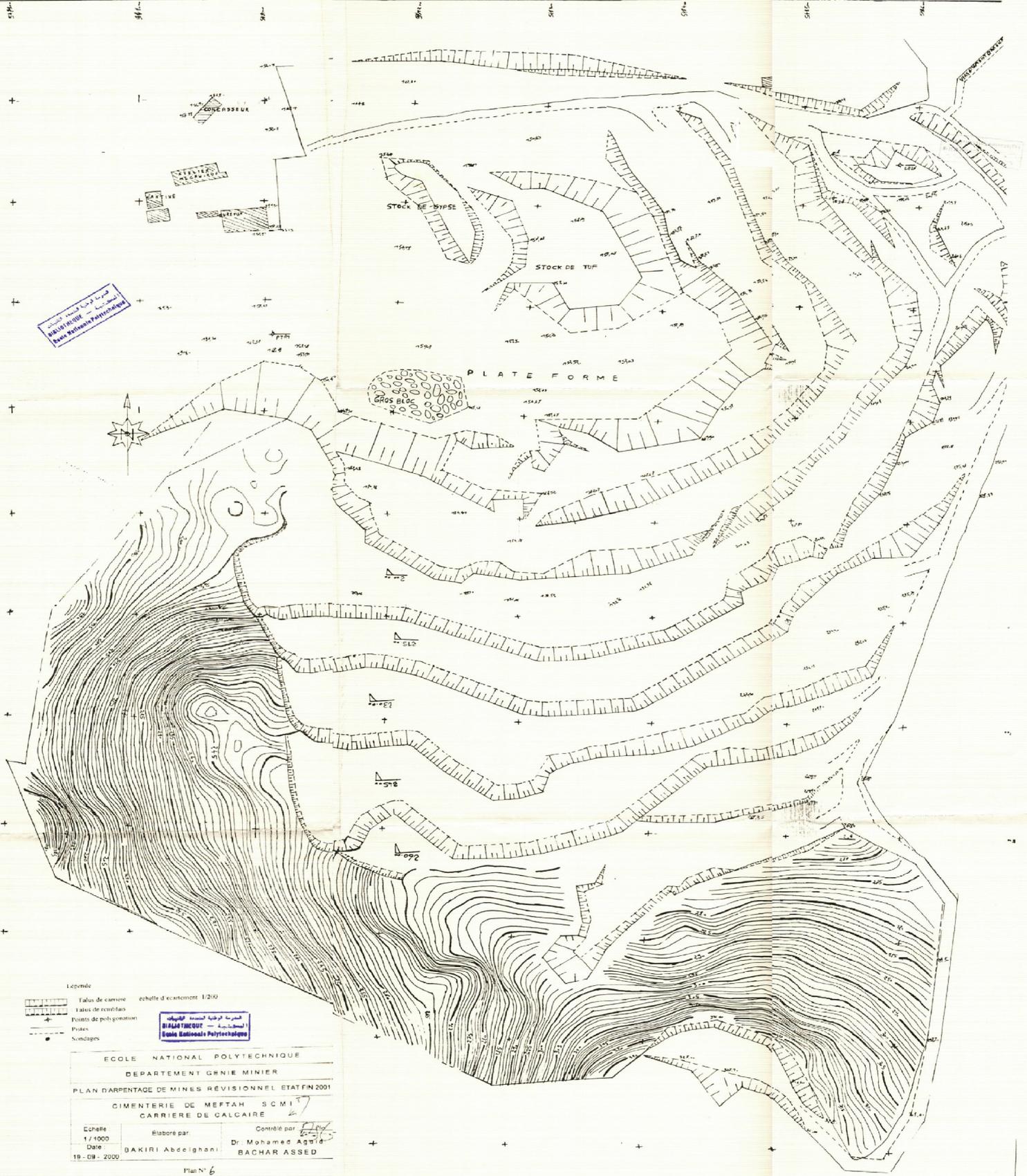
10/05/2000
 23.900.300.693.
 3800-14
 Le 01/05/2000
 0415 0000

1 16822406,62 DA
 à Payer : Seize Millions Cent Vingt Deux Mille
 Six Cent Six Dinars Soixante Deux Centimes

16822406,62

Bibliographie

- [1] : WATTS GRIFFIS AND MC OUAT LIMITED tome 1
GEOLOGIE DE LA REGION DE MEFTAH (inidite ERCC) 1970
- [2] : BEN YOUNES (khaled) projet de fin d'études 1991 (130p)
Etude Géotechnique et Analyse de la Stabilité des Talus dans la Carrière de Calcaire de Meftah.
- [3] : V KOVALENKO exploitation des carrières OPU 1986 (302p).
- [4] : T.A TALEB projet de fin d'études 1999 (130p)
Ouverture et Exploitation du Gisement de Calcaire de djebel d'har el-mendjel el –maleh ain timouchent.
- [5] : cours d'exploitation de Dr Mohamed Aguid BACHAR.
- [6] : cours d'économie de Dr AIT YAHIATEN.



وزارة المواصلات
 وزارة المواصلات
 وزارة المواصلات



- Légende
- Talus de carrière
 - Talus de remblais
 - Points de puits gazométriques
 - Routes
 - Sondages

الجمهورية التونسية
 وزارة المواصلات
 Ecole Nationale Polytechnique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
 DEPARTEMENT GENIE MINIER
 PLAN D'ARRENTAGE DE MINES REVISIONNEL ETATIN 2001
 CIMENTERIE DE MEFTAH S.C.M.I.
 CARRIERE DE CALCAIRE

Echelle 1/1000
 Date 19-09-2000

Elaboré par : BAKIRI Abdelghani
 Contrôlé par : Dr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED

الجامعة الوطنية للتكنولوجيا
 UNIVERSITE NATIONALE
 Ecole Nationale Polytechnique



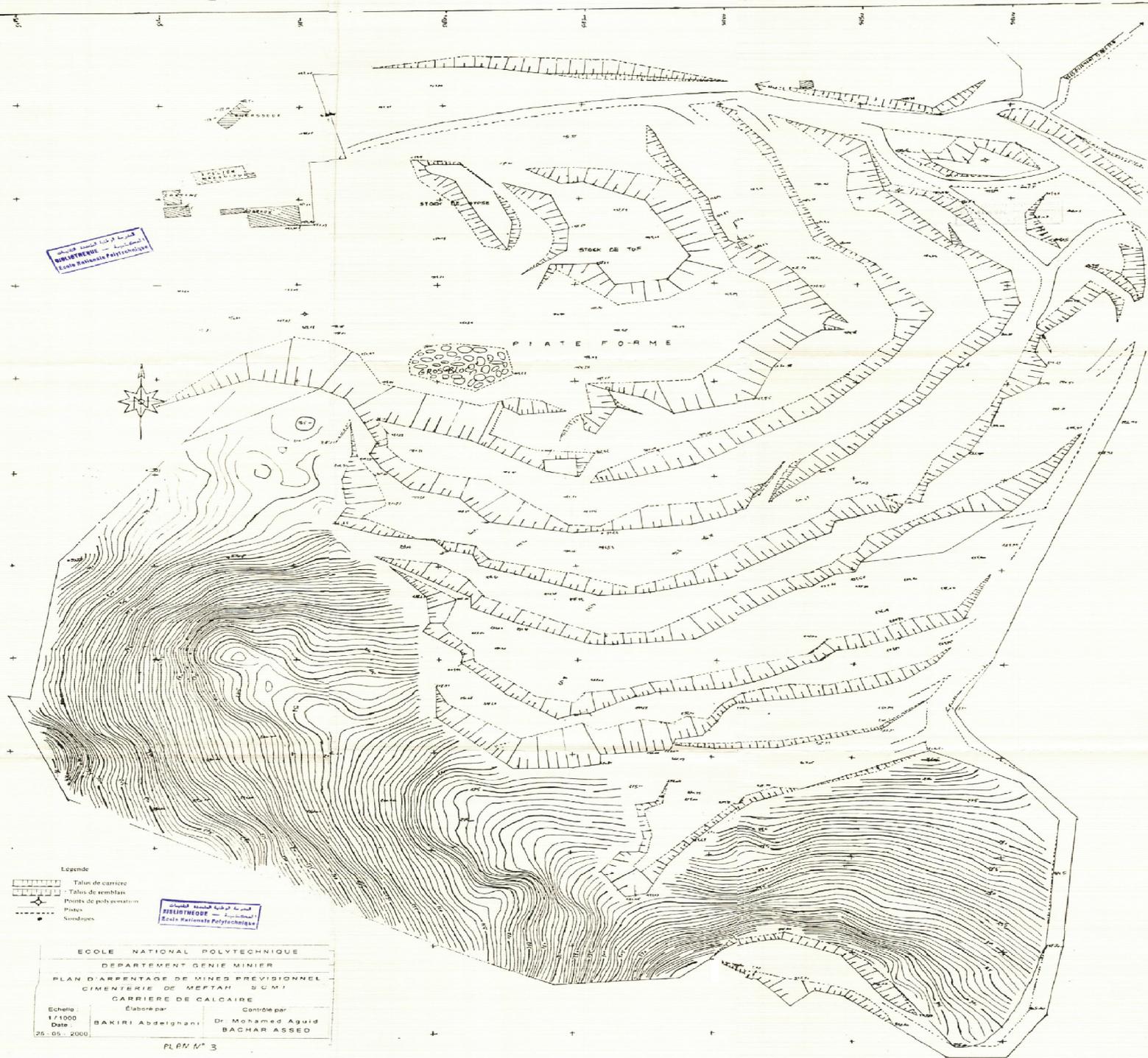
- Legende
- Talus de carrière
 - Talus de remblais
 - Pointe de polysonation
 - Piquets
 - Sondages

الجامعة الوطنية للتكنولوجيا
 UNIVERSITE NATIONALE
 Ecole Nationale Polytechnique

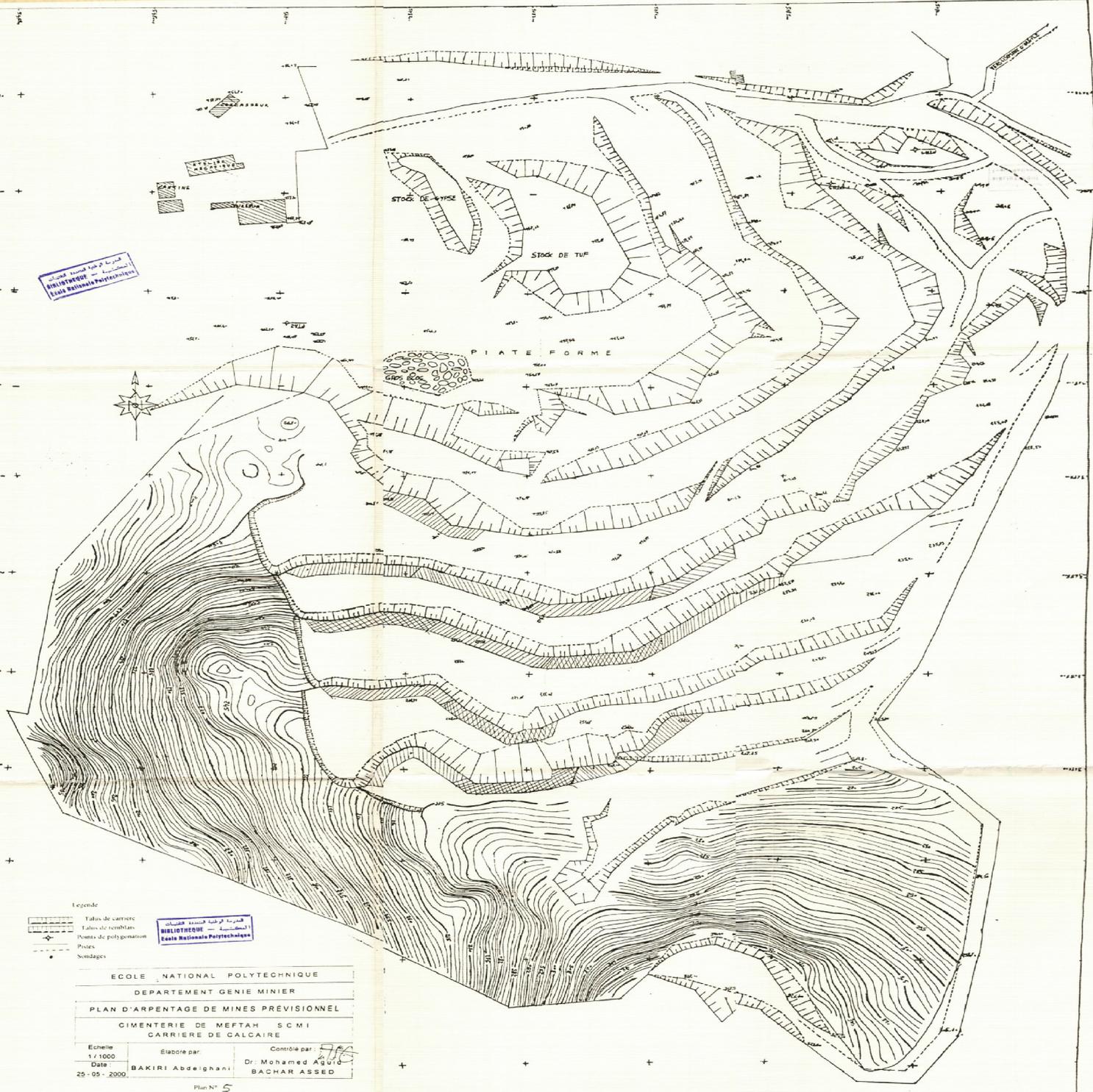
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
 DEPARTEMENT GENIE MINIER
 PLAN D'ARRENTAGE DE MINES PREVISIONNEL
 CIMENTERIE DE MEPTAH 3 CM
 CARRIERE DE CALCAIRE

Echelle: 1:1000	Elabore par: BAKIRI Abdelghani	Contrôle par: Dr Mohamed Aguid BACHAR ASSED
Date: 25-05-2000		

PLAN N° 3



مكتبة الوحدة الوطنية
BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique



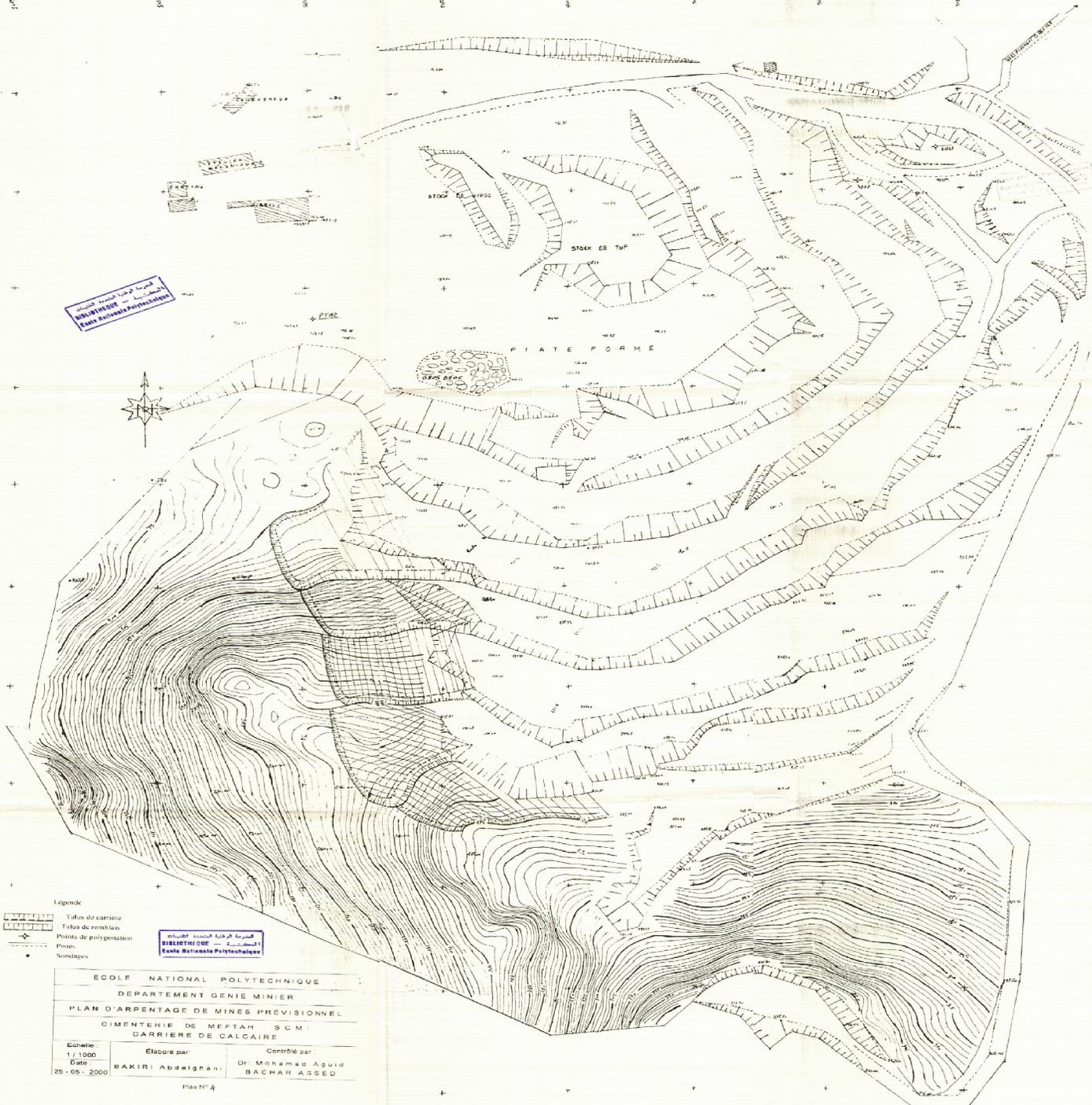
- Legende
- Falaises de carrière
 - Falaises de remblais
 - Points de poly gonometrie
 - Pistes
 - Sondages

مكتبة الوحدة الوطنية
BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE DEPARTEMENT GENIE MINIER PLAN D'ARPENTAGE DE MINES PREVISIONNEL CIMENTERIE DE MEFTAH SCMI CARRIERE DE CALCAIRE		
Echelle 1:1000	Elabore par BAKIRI Abdelghani	Contrôle par Dr Mohamed Aguid BACHAR ASSED
Date 25-05-2000		

Plan N° 5

الجمهورية التونسية
MINISTÈRE
 Haute Ecole Nationale Polytechnique



Légende

- Talus de carrières
- Talus de remblais
- Points de polygonisation
- Puits
- Sondages

الجمهورية التونسية
MINISTÈRE
 Ecole Nationale Polytechnique

ECOLE NATIONAL POLYTECHNIQUE DEPARTEMENT GENIE MINIER PLAN D'ARPENTAGE DE MINES PREVISIONNEL CIMENTERIE DE MEPTAH SCM CARRIERE DE CALCAIRE		
Echelle :	Elaboré par :	Contrôlé par :
1 : 1000	BAKIRI Abdighani	Dr. Mohamed Aguid
Date :	BACHAR ASSED	
25 - 05 - 2000		

Plan N° 4