

9/89

وزارة التعليم العالي

MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR.

1EX

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT

Genie Minier

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

S U J E T

INFLUENCE DE LA MECANISATION
SUR LE PRIX DE REVIENT DU
CALCAIRE DE MEFTAH.

Proposé par :

A. AIT - YAHIA TENE

Etudié par :

MAKHLÓUFI - Toufik

Dirigé par :

A. AIT - YAHIA TENE

PROMOTION :

Juin - 1989 -

ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT

Genie Minier

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

S U J E T

INFLUENCE DE LA MECANISATION
SUR LE PRIX DE REVIENT DU
CALCAIRE DE MEFTAHA.

Proposé par :

A. AIT - YAHIATENE

Etudié par :

MAKHLOUFI - Toufik

Dirigé par :

A. AIT - YAHIATENE

PROMOTION :

Juin - 1989 -

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

DEDICACES

JE DEDIE CE MEMOIRE :

A MES PARENTS

A MES GRANDS-PARENTS

A MON FRERE FARID

A MES SOEURS

TOUFIK MAKHLOUFI.

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

REMERCIEMENTS

JE TIENS A REMERCIER ET EXPRIMER MA PROFONDE GRATITUDE
A MON PROMOTEUR A.AIT.YAHIA TENE POUR SON AIDE ET SES
ORIENTATIONS PRECIEUSES.

JE REMERCIE EGALEMENT TOUS CEUX QUI M'ONT AIDE DANS
L'ELABORATION DE CE MODESTE TRAVAIL.

SOMMAIRE

CH.I - INTRODUCTION	1
CH.II- GEOLOGIE DE LA CARRIERE DE MEFTAH	2
II-1 - SITUATION GEOGRAPHIQUE	2
II-2 - GEOLOGIE DU GISEMENT	2
II-3 - DESCRIPTION DES REGIONS	3
CH.III - SONDAGE ET PROPRIETES MECANIKES DU CALCAIRE DE MEFTAH	8
III-1 - SONDAGE	8
III-2 - PROPRIETES PHYSICO-MECANIKES	10
CH.IV - TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION DE LA CARRIERE DE MEFTAH	11
IV-1 - PRESENTATION DE LA CARRIERE	11
IV -2- MECANISATION ACTUELLE DE LA CARRIERE	12
IV -3- EXPLOITATION	13
CH.V - CALCUL DU PRIX DE REVIENT ACTUEL D'UNE TONNE DE CALCAIRE A LA CARRIERE DE MEFTAH.....	19
V -1 - INTRODUCTION	19
V -2 - ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT	21
CH.VI - PROPOSITION D'UNE VARIANTE D'EXPLOITATION	34
VI - 1 - INTRODUCTION	34
VI - 2 - ABATTAGE	34
VI - 3 - CHARGEMENT- TRANSPORT	48
VI - 4 - CONCASSAGE	57
VI - 5 - CALCUL DU PRIX DE REVIENT D'UNE TONNE DE CALCAIRE	57

CH.VII- PROPOSITION D'UNE VARIANTE D'ABATTAGE	67
VII- 1 - INTRODUCTION	67
VII- 2 - TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION PROPOSEE A LA CARRIERE DE MEFTAH	68
VII- 3 - CALCUL DU PRIX DE REVIENT D'UNE TONNE DE CALCAIRE	80
CH.VIII- CONCLUSION	87

CHAPITRE I

INTRODUCTION

L'industrie minière algérienne est liée directement à l'essor économique donc à un besoin en matériaux sans cesse croissant.

A l'avenir, la croissance intensive des volumes d'extraction des minéraux utiles en ALGERIE, doit être réalisée en premier lieu par l'efficacité des travaux miniers, et à l'utilisation rationnelle des réserves internes des entreprises .

Cela constitue une voie sûre de développement de cette branche d'industrie; c'est pourquoi, les recherches scientifiques sur l'utilisation rationnelle des engins miniers et leur rendement sont des problèmes d'importance moyens et d'actualité.

LE BUT DE NOTRE PROJET EST LE CHOIX ET CALCULS DES MOYENS DE MECANISATION AFIN D'ASSURER UNE BONNE PRODUCTION ET UNE VALEUR MOINDRE DU PRIX DE REVIENT D'EXTRACTION DU MINERAL UTILE.

CHAPITRE II

GEOLOGIE DE LA CARRIERE DE MEFTAH

II - 1 - SITUATION GEOGRAPHIQUE

La cimenterie de MEFTAH est située a 20 Km au Sud-Est d'Alger au pieds du Djebel ZEROUELA. Au Nord s'étend la plaine de la Mitidja; à l'Est se trouve la ville de KHEMIS EL KHECHNA.

II - 2 - GEOLOGIE DU GISEMENT

La région de MEFTAH possède une structure géologique complexe qui se résume en de nombreuses discordances et de structures plissées.

L'argile CARTENIEN du MIOCENE inférieur repose en discordance sur des grès et des conglomérats.

les argiles sans stratifications sont affectées de fissures fermées.

le calcaire HELVETIEN de MIOCENE inférieur repose à son tour sur des grès, des conglomérats et de l'argile cité plus haut.

IL est en majeure partie riche en calcium offrant par alternances des passages SILICEUX; ce calcaire qui plonge vers le NORD avec une épaisseur variable de haute qualité, bien exposé avec des falaises proéminentes possédant, dans sa partie supérieure une couleur grise et dans sa partie inférieure une couleur blanche ou jaune crème.

IL est généralement cristallin ou granuleux, d'une dureté variable; en outre le calcaire cristallin a une dureté de 03 sur l'échelle de MOHS.

parfois les fossiles FORAMIFERES LAMELIBRANCHES et BRACHIOPODES sont abondantes; mais les fossiles d'algues sont plus visibles.

la puissance du calcaire exploitable dans la région de MEFTAH est de l'ordre de 150 m.

IL existe notamment trois (03) catégories de calcaire qui ont été sélectionnées pour calculer les réserves suivant la teneur en calcium.

3C	calcaire avec une teneur de plus de 48% de CAO
3B	calcaire avec une teneur de 40 à 48 % de CAO
3A	calcaire avec une teneur de moins 40% de CAO

D'après les études élaborées par la compagnie canadienne WATTS GRIFFS and MC QUAT LIMITED, on distingue huit (08) régions:

CES REGIONS 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

II - 3 - DESCRIPTION DES REGIONS:

a) région:1 calcaire

L'épaisseur maximale de cette région se trouve au centre avec une puissance de 80 m
Il existe plusieurs failles dans cette région où le pendage général serait vers le nord.
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 suivant la qualité du calcaire sont:

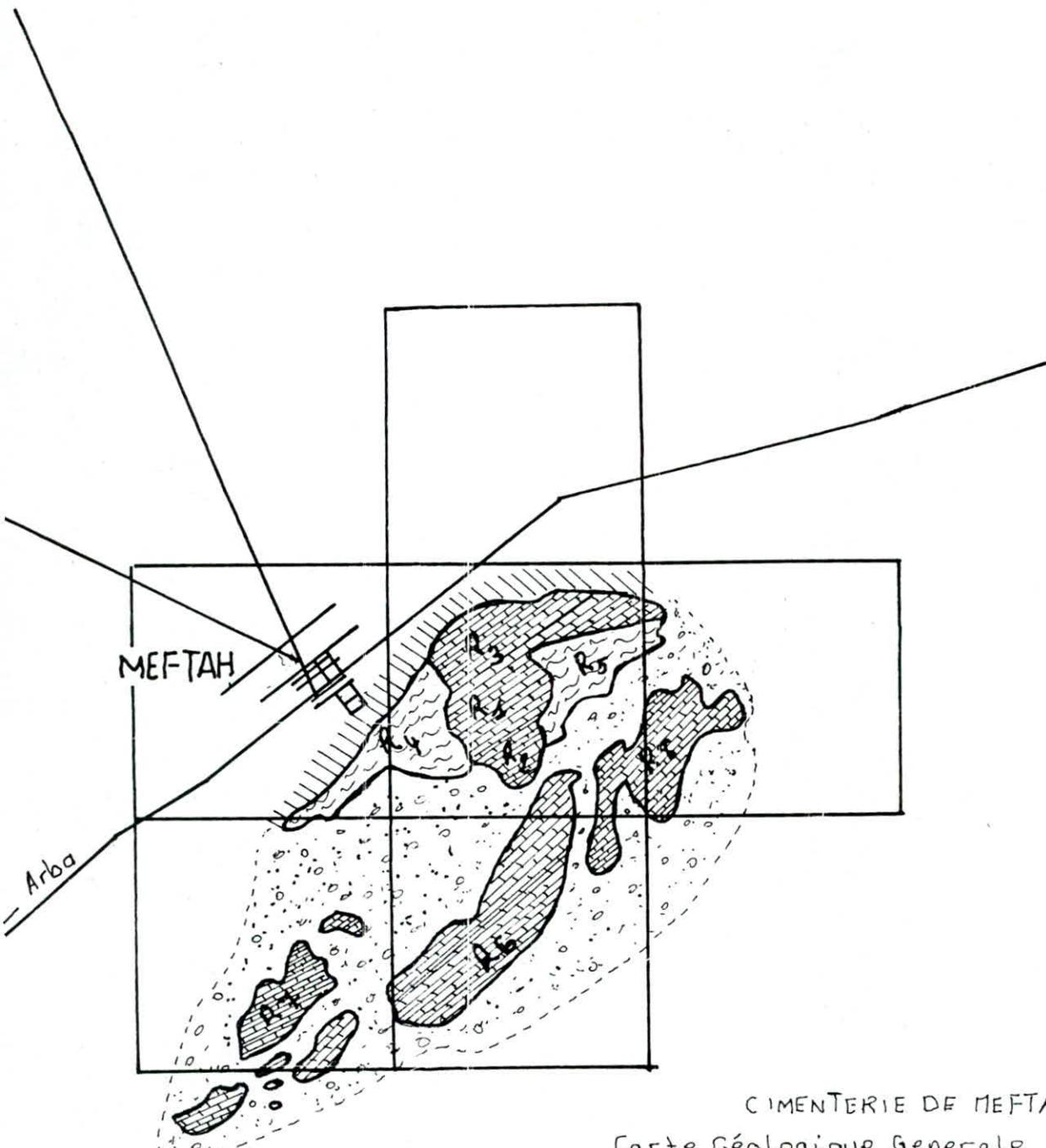
QUALITE	TONNAGE (t)
3C	30.997.000
3B	1.444.000
3A	3.464.000

b) région:2 calcaire

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

c) région:3 calcaire

Le tonnage en calcaire de cette région, n'est pas important il a été décidé donc de se à la région 1 ainsi, il est possible que cette région fut séparée d'une région plus importante à la suite d'un jeu de faille.

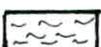
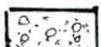


CIMENTERIE DE MEFTAH

Carte Géologique Generale

Echelle 1 : 50.000

LEGENDE

-  Couche Post-calcaire
-  Calcaire
-  Argile
-  Grès ou Conglomérat

d) région:4 argile

La région 4 se trouve au SUD immédiat de la ville de MEFTAH.

Elle constitue la nouvelle carrière d'argile pour la cimenterie actuelle.

L'exploitation de cette carrière ne se fait que pendant la saison sèche (vus les problèmes de déplacements engendrés par la pluie).

e) région:5 argile

Cette région se trouve 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 des argiles ainsi que leurs tonnages.

AGENT	MINIMUM	MAXIMUM
CAO	6.00 %	11.00 %
MGO	1.00 %	3.00 %
SiO2	46.00 %	53.00 %
AL2O3	13.00 %	16.00 %
Fe2O3	5.50 %	7.50 %

RESERVES DE LA REGION 5

volumes des réserves: 11.031.250 m3

tonnage des réserves

TONNAGE(t)	DENSITES(t/m3)
25.362.000	2.30
26.475.000	2.40
27.578.000	2.50

f) région: 6 CALCAIRE

Elle se trouve au SUD-EST de MEFTAH à une altitude de 300 à 400 m au dessus de la ville .

Le calcaire de cette région est d'une pureté assez grande par rapport à la région 1.

Il comporte moins de matériaux classés, en tant que calcaire impure, il a une teneur de CAO moins de 48% . Les résultats de l'analyse chimique effectuée sur un échantillon de cette région sont les suivantes.

CAO	48 %
MGO	0.50 %
SiO2	6.00 %
AL2O3	2.00 %
FeO3	1.30 %
P2O5	0.20 %
TiO2	0.20 %

LE TONNAGE DE LA REGION

QUALITE	TONNAGE(t)
3C	45.824.000
3B	499.000
3A	653.000

g) 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).

Aussi la présence des batiments dans la région rend l'exploitation difficile.

h) région 8: calcaire

Cette région se trouve à 2 km au SUD-EST de la carrière actuelle.

Elle est affectée par une grande faille orientée NE-SW.

Au SUD, le calcaire est de faible épaisseur alors qu'au NORD elle est plus importante variant entre 15 à 40m. le calcaire de cette région semble être le plus intéressant vu sa couleur qui est plus sombre.

LES analyses ont données les caractéristiques
chimiques suivantes:

CAO	*****	min	48 %
MGO	*****	max	0.50 %
SiO2	*****	max	3 %
AL2O3	*****	max	2.50 %
Fe2O3	*****	max	1.50 %

LES CALCULS DES TONNAGES:

QUALITE	TONNAGE
3C	6960.000
3B	1996.000
3A	1540.000

CHAPITRE III

SONDAGES ET PROPRIETES MECANQUES DU CALCAIRE DE MEFTAH *****

III-1 SONDAGES

Le sondage occupe un rôle très important dans la phase de la préparation d'un gisement à l'exploitation vue les informations précieuses que nous pouvons recueillir des échantillons obtenus par sondages.

L'échantillon prélevé est appelé CAROTTE, et on appelle cette méthode de prélèvement: CAROTTAGE, c'est à partir de cette carotte que nous pouvons déterminer les caractéristiques réelles des différentes couches constituant le gisement.

La firme canadienne WATTS GRIFFIS and MC QUAT LIMITED a réaliser environ trente (30) sondages dans la région (1) actuellement en état d'exploitation, elle a accomplie aussi d'autres sondages dans les régions de calcaire (2,3,7,6,8) ou celle d'argile(4 et 5) cf chapitre II.

Pour chaque sondage effectué on a la profondeur et la puissance de chaque couche géologique et pour chacunes de ces couches on a une composition minéralurgique.

on a pris quelques sondages de la région 1 dont les travaux sont en cours et que nous présentons dans les tableaux ci-dessous dont les principaux sont : 101,106,112.

SONDAGE 101 *****

PROF (m)	PUISSANCE (m)	GEOLOGIE	CAO	MGO	SiO 2	AL2O3	Fe2o3	P.F	TOTAL
≤2.70	2.70	DECOUVERTURE
2.70	17.70	CALCAIRE	51.45	0.45	3.40	2.10	2.10	42.25	99.65
17.70	25.00	cal/marn/sil	43.05	0.60	15.90	2.50	1.80	36.25	100.1
25.00	29.00	ARGILE	10.14	2.16	48.90	15.10	4.93	18.00	99.31

SONDAGE 106

PROFONDR (m)	PUISSANCE (m)	GEOLOGIE	CAO	MGO	SiO 2	AL2O3	Fe2O3	P.F	TOTAL
8.00	15.00	CALCAIRE	0.30	54.30	0.80	0.80	0.70	43.50	100.4
15.00	30.00	CALCAIRE	0.20	55.00	0.60	0.40	0.40	43.45	100.0
30.00	45.00	CALCAIRE	0.30	54.45	0.90	0.80	0.80	43.24	100.5
45.00	60.00	CALCAIRE	0.30	53.45	1.10	2.15	1.30	42.35	100.6
60.00	79.00	calc/silice	1.25	37.25	2.50	22.55	4.75	31.45	99.75
79.00	58.00	CALCAIRE	0.41	52.37	0.22	3.38	1.20	42.17	99.75
58.00	66.00	CALCAIRE	0.67	51.08	0.23	5.44	1.39	40.95	99.75
66.00	68.40	calc/marne	1.48	42.32	3.30	12.42	2.90	37.43	99.85

SONDAGE 112

PROFONDR (m)	PUISSANCE (m)	GEOLOGIE	CAO	MGO	SiO 2	AL2O3	Fe2O3	P.F	TOTAL
<15	15.00	CALCAIRE	51.95	0.20	1.10	1.25	0.65	42.35	97.50
15.00	30.00	calc/argile	54.15	0.35	0.30	0.65	0.10	43.55	99.10
30.00	45.00	CALCAIRE	53.05	0.25	0.35	0.75	0.10	43.30	97.80
45.00	60.00	CALCAIRE	53.20	0.60	1.00	0.95	0.40	42.80	98.95
60.00	75.00	CALCAIRE	52.00	0.65	2.15	1.00	0.25	42.00	98.05
75.00	90.00	calc/marneux	46.50	0.40	6.25	2.85	0.90	38.35	95.25
90.00	96.00	cal/marn/sil	35.00	0.60	24.24	5.75	1.30	31.00	97.89
96.00	105.50	ARGILE	9.82	2.24	45.85	15.27	7.41	19.17	99.71

III-2 PROPRIETES PHYSICO-MECANQUES DU CALCAIRE DE MEFTAHA

Les propriétés physico-mécaniques des roches sont d'une extrême importance à l'étude des roches. Dans ce qui suit nous allons présenter sur le tableau suivant les propriétés physico-mécaniques du calcaire de MEFTAHA, qui ont été recueillis auprès de L'UREG (BOUMERDES).

CALCAIRE	DENSITE EN PLACE kg/m ³	DENSITE kg/m ³ FOISONNEE	RESIST/COMPRES (bar)	RESIST/TRAC (bar)	PO m/s
DUR	2.70	1800
ASSEZ DUR	2.50	1.45	500 à 800	28	4500
MARNEUX	2.2 à 2.6	1.90	4000
ARGILEUX	2.50	1.50	1800
MARNE-ARGI	2.4 à 2.6	1.20 à 1.30

PO: PROPAGATION DES ONDES
 SiO₂ % : TENEUR EN SILICE : 4% pour calcaire assez dur
 M % : HUMIDITE DU CALCAIRE 5% " " "

CHAPITRE IV

TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION DE LA CARRIERE DE MEETAH *****

IV -1 : PRESENTATION DE LA CARRIERE

Dans la carrière de MEETAH, on travaille 23 jours ouvrables par mois; ceci avec deux (02) postes par jour.

1 POSTE : de 5h à 13h

2 poste : de 13h à 21h

La production journalière en calcaire est de 5000 t/j donc 2500 t/j.

L'avancement annuel des travaux est de 20 m/an.

La carrière est constituée de quatre (04) gradins :

- 1 gradin : sur la côte 170 -- hauteur 18m
- 2 gradin : sur la côte 180 -- hauteur 15m
- 3 gradin : sur la côte 200 -- hauteur 18m
- 4 gradin : sur la côte 210 -- hauteur 15m

La longueur moyenne de la piste du gradin est de 35m alors que la profondeur moyenne de la carrière est de 70m.

L'inclinaison moyenne des gradins est de 85 degrés.

a) ATELIERS DE MAINTENANCE:

La carrière dispose d'un atelier de réparation dirigé par un personnel qualifié et possédant un matériel adéquat (réservoirs de gas-oil ect...);

b) ATELIER DE CONCASSAGE :

La carrière dispose d'un concasseur à mâchoires travaillant avec deux moteurs électriques d'une puissance de 400 KW chacun.

c) OUVERTURE DU GISEMENT:

L'ouverture du gisement de la carrière a été réalisée par tranchées communes extérieures vue le nombre réduit des gradins (04).

IV-2 MECANISATION ACTUELLE DE LA CARRIERE:

La mécanisation de la carrière de MEFTAH se divise en deux parties:

- 1 - une partie qui concerne les engins de forage.
- 2 - une partie qui concerne les engins de carrière.

IV-2-1 ENGINES DE FORAGE:

DESIGNATION	MARQUE	NOMBRE	CAPACITE	PUISSANCE
SONDEUSE à CHENILLES	INGERSOL-RAND	2	160 mm	280 cv
CRAWLAIRE	INGERSOL-RAND	2	65 mm	5.7 cv
CRAWLAIRE	ATLAS-COPCO	1	70 mm	5.7 cv
CRAWLAIRE	COMPAIR - HOL	1	110 mm	5.7 cv
COMPRESSEUR	ATLAS-COPCO	2	21 m3/mn	266 cv
COMPRESSEUR	COMPAIR - HOL	2	30 m3/mn	390 cv

IV-2-2 ENGINES DE CARRIERE:

DESIGNATION	MARQUE	NOMBRE	CAPACITE	PUISSANCE
CHARGEUSES	INTER-HARVERS	1	6.5 m3	415 cv
	DRESSER	2		
BULL-DOZER	KOMATSU	1	6.5 m3	380 cv
	FIAT-ALLIS	1		480 cv
DUMPER	EUCLIDE	2	35 t	420 cv
DUMPER	KOCKUM	1	32 t	456 cv
DUMPER	INTER- HARVERS	2	32 t	435 cv

IV-3 EXPLOITATION :

L'exploitation à ciel ouvert comporte les operations suivantes:

- abattage
- chargement
- transport

IV-3-1 ABATTAGE :

Dans le cas d'un mineraie tendre, l'abattage se fait par des pelles et des excavateurs de différents types qui réalisent en meme temps le chargement. Très souvent la dureté des matériaux est telle que l'abattage doit être à l'explosifs. L'abattage à la carrière de MEFTAH est réalisé par les travaux de tirs et de forages.

IV-3-1-1 FORAGE DES TROUS :

Le forage des trous dans le massif s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'actions (cisaillement, coupe et abrasion....)

Selon le type d'outil, on distingue :

- Les forages à molettes par battage à l'air comprimé
- Par battage à vis
- Par battage à cable

Pour le forage des trous de mine à la carrière de MEFTAH, on utilise une sondeuse hydraulique pour les forage dans les gradins de 18m de hauteur avec un manomètre de 160 mm.

Le forage s'effectue par les couronnes coupantes sous l'effet des forces axiales et la rotation de la colonne de forage.

Aussi la carrière dispose de 4 chariots dits de forage de percussion à air comprimé qui sont caractérisés par leur petite masse et leur grande mobilité: ils sont utilisés pour les forages dans les gradins de 15m de hauteur ainsi que les travaux de débitage secondaire.

Les travaux de forages des trous de mines sont réalisés en moyenne une (01) fois par semaine suivant l'état des engins de forage.

D'après le plan de tir utilisé à la carrière de MEFTAH, nous donnons les principaux paramètres des forages des trous:

1) DIAMETRE DES TROUS

Pour les trous forés dans les gradins de 18m avec la soudeuse à vis : $D = 160$ mm.

Pour les trous forés dans les gradins de 15m de hauteur : $D = 130$ mm .

2) LONGUEUR DES TROUS

La longueur des trous dans les gradins de 18m de hauteur est $L = 20$ m .

Pour les trous forés dans les gradins de 15m de hauteur, $L = 17 \text{ m}$.

3) LONGUEUR DU SOUS-FORAGE

La longueur du sous-forage pour les deux types des gradins est $L_s = 2 \text{ m}$.

4) INCLINAISON DES TROUS

Les trous forés dans les gradins de 15m et de 18m sont verticales.

5) DISTANCE ENTRE TROUS

La distance entre trous forés dans les gradins de la carrière de MEFTAH est de $L = 3 \text{ m}$.

6) NOMBRE DE TROUS

Le nombre de trous dans les deux types de gradins est de : 20 par rangée

7) BOURRAGE

Le bourrage des trous est dispersé ; il se fait en deux parties avec une longueur de 5m.

IV-3-1-2 TRAVAUX DE TIR :

a) méthode d'amorçage des charges.

En pratique pour provoquer la détonation des charges d'un explosif, il faut créer à son contact une onde de choc.

Dans la carrière de MEFTAH on utilise le détonateur pyrotechnique simple, qui est un petit tube cylindrique en aluminium, ouvert d'un bout pour l'introduction du cordeau BICKFORD principal. Ce tube est rempli à 2/3 par l'explosif.

La détonation est transmise directement aux charges d'explosifs à l'aide du cordeau détonant secondaire, qui est constitué par une âme d'explosif à brisance renforcée et un revêtement extérieur constitué de trois gaines dont deux (2) sont des matics étanches.

Le diamètre du cordeau détonant est de 6mm.

b) chargement et tir des charges.

Les charges dans les trous de mines peuvent être concentrées ou allongées.

Les charges concentrées ont la forme d'une sphère, d'un cube ou d'un cylindre.

Les charges sont dites allongées si leur longueur est plus de cinq (5) fois leur diamètre.

Dans la carrière de MEFTAH, on utilise la méthode des charges allongées discontinues.

Dans les carrières modernes, on utilise les méthodes de tir suivantes:

- tir à mèche lente
- tir électrique
- tir au cordeau détonant

Dans la carrière de MEFTAH, on utilise la méthode de tir au cordeau détonant qui est basée sur la détonation des charges provoquée par les morceaux du cordeau détonant introduit dans ces dernières.

Pour le chargement d'un trou, on procède comme suit:

- On ligature l'extrémité du cordeau détonant sur la première cartouche.
- On enfonce celle-ci au fond du trou
- On place au-dessus les autres cartouches et enfin on bourre.

Pour les autres trous, on fait la même chose et on relie tous les cordes ainsi disposés à un cordeau principal à l'extrémité duquel sera mis le détonateur. Le cordeau secondaire est relié au cordeau principal par une simple ligature.

L'impulsion viendra du détonateur simple au cordeau principal, au cordeau secondaire et enfin à la charge d'explosif.

IV-3-1-3 EMPLOI DU BULL-DOZER:

Après les travaux de tir, le calcaire abattue bloque la piste, alors le BULL-DOZER entre en scène afin de refouler les roches fragmentées et de terrasser la piste facilitant ainsi dans un second temps la tâche aux chargeuses et aux camions.

IV-3-2 CHARGEMENT:

Pour le chargement du calcaire abattue, la carrière de MEFTAH dispose de trois chargeuses de grande capacité (6.5 M3) à raison d'une chargeuse par poste.

L'utilisation de ces chargeuses à grande capacité pose un problème qui est :

- Les dimensions des blocs que peut prendre le godet ont leurs importances, car le conducteur de la machine prend en général tout ce qu'il a devant lui ce qui crée un problème à la station de concassage.

a) mode de chargement:

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

A MEFTAH, le chargement se fait de la manière suivante:

- Le camion vient en marche avant et s'arrête sur la plateforme du gradin en formant un angle de 90° avec le front de taille.

- La chargeuse s'éloigne du front de taille en marche arrière et se rapproche du camion avec un angle de 90°.

Ce mode de chargement permet à deux camions de se placer l'un à côté de l'autre.

b) cycle de travail de la chargeuse:

le cycle de travail d'une chargeuse comporte les opérations suivantes:

- Le remplissage
- déchargement
- chargement

$$T_c = T_2 + T_{ch} + T_d + T_v$$

T₂ : durée de remplissage

T_{ch}: durée de parcours vers le lieu de déchargement

T_d : durée de déchargement

T_v : durée de parcours vers le lieu de chargement

IV-3-3 TRANSPORT:

Le transport par camion est le plus répandue en ALGERIE, il est rationnel de l'utilisé dans les carrière de courte distance entre le front de taille et le concasseur.

A MEFTAHA, nous avons enregistré trois dumpers en marche sur les cinq prévus; cette insuffisance a influer sur la marche du concasseur et sur l'exploitation de la carrière en général.

La durée de parcours d'un camion à été calculée pratiquement en faisant plusieurs essais.

$$T_{par} = T_{tr} + T_{ch} + T_d + T_m$$

T_{tr}: durée de trajet à vide et à charge (9 à 10 mn)

T_{ch}: durée de chargement d'un camion (4 à 5 mn)

T_d : durée de déchargement (0.5 à 1 mn)

T_m : durée des manoeuvres (20 à 30 sec)

CHAPITRE V

CALCUL DU PRIX DE REVIENT D'UNE TONNE DE CALCAIRE

I- INTRODUCTION:

Nous nous proposons de calculer le prix de revient d'une tonne de calcaire sur la base des dépenses établies par le bilan de l'année 1987 pour une production de 857559 T.

Mais également en considération les paramètres essentiels à ce calcul, qui ne figurent pas dans les données de la carrière comme étant connus.

Nous précisons que notre travail consiste en la détermination du prix de revient d'une tonne de minerais à partir de l'abattage jusqu'au concassage.

EVOLUTION DE LA PRODUCTION 1987

PRODUITS	PREVISIONS (TONNE)	REALISATIONS (TONNE)
CALCAIRE	963.860 T.	857.559
ARGILE	267.272 T.	183.751
SABLE	25.305 T.	26.000
MINERAL DE FER.	8.500 T.	9.226
GYPSE	49.000 T.	52.294
FARINE	1 043.300 T.	926.290
CLINKER	608.000 T.	500.429
CIMENT	650.000 T.	628.723
EXPEDITIONS	650.000 T.	628.913

II- ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT:

Nous citerons d'abord ces éléments et ensuite, nous procéderons à leurs calculs.
Ces éléments sont:

- 1 - amortissement des engins
- 2 - salaire des ouvriers
- 3 - consommation en gas-oil
- 4 - consommation en électricité
- 5 - consommation en matériaux d'explosifs
- 6 - maintenance des engins

CALCUL DES ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT

1) amortissement des fonds fixes

L'amortissement des fonds fixes est l'imputation financière au compte de l'exploitation. Cette somme est calculée à partir de la formule suivante:

$$\frac{Vp \cdot a}{100} \quad \text{Da / an.}$$

Vp: valeur primaire de l'engin.
a : norme d'amortissement.

La carrière dispose d'un matériel dont la norme d'amortissement n'a pas été déterminée d'où la possibilité de la déterminer par la formule suivante:

$$a = \frac{A}{Vp} \cdot 100 \%$$

A : taux d'amortissement

$$A = \frac{Vl + Vgr + M + Vg}{T}$$

Vgr: valeur des grosses réparations

M : valeur des modernisations

Vl : valeur de liquidation

T : durée d'amortissement (10 ans)

TABLEAU DES AMORTISSEMENT DES ENGIN

EQUIPEMENT	MARQUE	VALEUR UNITAIRE DE L'ENGIN DA	NOMBRE D'ENGIN	VALEUR PRIMAIRE DA	SOMME ANNEULE D'AMORTISSE- MENT DA/AN
FOREUSES	INGER RAND	220000,00	- 2 -	440000,00	112832,00
	COMPAIR HOL	344150,00	- 2 -	688320,00	
COMPRESSEUR	ATLAS COPCO	750000,00	- 2 -	1500000,00	318000,00
	COMPAIR-HOL	840000,00	- 2 -	1680000,00	
CHENEUSES	INGERSOLL RAND	500000,00	- 2 -	1000000,00	100000,00
BILL-DOZER	F- ALLES	1300000,00	- 1 -	1300000,00	230000,00
	KOMATSU	1000000,00	- 1 -	1000000,00	
MARGEUSES	INTER-HAVES- TER	920000,00	- 1 -	920000,00	473400,00
	DRESSER	1907000,00	- 2 -	3814000,00	
DUMPER	EUCLID	1000000,00	- 2 -	2000000,00	690000,00
	KOCHUM	900000,00	- 1 -	900000,00	
	INTER-FARVEST	2000000,00	- 2 -	4000000,00	

Vue l'insuffisance des données, nous considerons les valeurs suivantes comme nulles:

$$V_{gr} = 0 \quad M = 0 \quad V_l = 0$$

le taux d'amortissement sera égal à : $A = \frac{V_p}{10}$, par conséquent la norme d'amortissement sera: 10

$$a = \frac{A \cdot 100}{V_p} = \frac{V_p}{10} \times \frac{100}{V_p} = 10 \% / \text{an}$$

$$a = 10 \% / \text{an}$$

Donc la somme des amortissement annuelles sera :

$$\frac{V_p \cdot 10}{100} = \frac{V_p}{10}$$

C'est-à-dire le 1/10 de la valeur primaire de l'engin.

Le tableau suivant montre la somme annuelle d'amortissement des différents équipements.

La somme totale sera calculée en additionnant les différentes sommes d'amortissement.

SOMME TOTALE DES AMORTISSEMENTS: 1.924.232,00 DA /an

2) salaire des ouvriers

Dans nos calculs nous ne tiendrons compte que du salaire de base des ouvriers de la carrière proprement dite et ceux des ateliers de maintenance.

Les charges connexes (primes, cotisation de la caisse sociale ...ect) seront estimées à 10 % des salaires .

Dans les tableaux qui suivent nous présenterons les salaires des différents ouvriers et cadres de la carrière.

T A B L E A U-2-

PERSONNEL	NBRE DE PERSONNEL	SALAIRE DE BASE DA	SALAIRE TOTALE DA
UN CHEF DE SERVICE	- 1 -	5340,00	5340,00
CHEF DE CARRIERE	- 2 -	3920,00	7840,00
CHEF D'EXPLOITATION	- 4 -	2880,00	11520,00
CHEF MINEUR	- 1 -	2810,00	2810,00
MAITRE CHAUFFEUR CAR	- 1 -	2810,00	2810,00
SONDEURES	- 4 -	2670,00	10680,00
MANOEUVRE CARRIERE	- 5 -	1720,00	8600,00
CHAUFFEUR CARRIERE	- 6 -	2360,00	14160,00
CONDUCTEUR ENGIN	- 16 -	2360,00	37760,00
OPERATEUR CONCASSEUR	- 5 -	2880,00	14400,00
AIDE MINEUR	- 1 -	2130,00	2130,00
MINEURES	- 5 -	2450,00	12250,00

LA SOMME TOTALE MENSUELLE : 119300,00 DA/MOIS.

T A B L E A U - 3 -

SALAIRE DES OUVRIERS DE MAINTENANCE

PERSONNEL	NBRE DU PERSONNEL	SALAIRE DE BASE / DA	SALAIRE TOTALE / DA
CHEF DE SERVICE	1	5390,00	5390,00
INGENIEUR	1	4340,00	4340,00
CHEF DE SECTION	4	3730,00	14920,00
OPERATEUR	1	3040,00	3040,00
CHEF D'EQUIPE	1	2880,00	2880,00
AGENT TECHNIQUE	9	2670,00	24030,00
SONDEUR	1	2600,00	2600,00
MECANICIEN DIESEL	4	2360,00	9440,00
MECANICIEN AUTO	4	2210,00	8840,00
ELECTRICIEN AUTO	4	2130,00	8520,00
OUVRIER MECANICIEN	8	2130,00	17040
CHEF D'EQUIPE MECA	1	2670,00	2670,00

* LA SOMME TOTALE MENSUELLE = 103710,00 DA/AN

Des tableaux (2 et 3) nous obtenons la somme annuelle versée aux ouvriers.

La somme mensuelle des dépenses est :

223.010,00 DA/mois.

La dépense salariale annuelle est :

2.676.120,00 DA/an.

La dépense des charges connexes est :

267.612,00 DA/an.

TOTAL DES DEPENSES SALARIALES :

2.943.732,00 DA/an.

3) la consommation en gas-oil.

Nous devons calculer les dépenses d'énergie en gas-oil consommées par les machines pour réaliser la production de 1987 (857.559 t) .

Ces machines se composent de :

- compresseur
- sondeuse
- camion
- chargeuse
- bull-dozer

a) compresseur:

Les chariots de forage travaillent avec de l'énergie pneumatique fournie par un moteur (compresseur) utilisant le gas-oil; nous devons donc calculer la dépense en gas-oil.

Dans la carrière de MEFTAH le compresseur consomme 400 litres / volée; on utilise deux (02) compresseurs d'où la consommation sera de 800 litres / volée.

Les travaux de forage sont réalisés pour chaque volée à raison de 96 volées par an.

La consommation annuelle des compresseurs est de :

76.800 litres par an.

Le prix unitaire du gas-oil est de : 0.85 DA / l

La dépense en gas-oil pour les compresseurs: 65.280 DA

b) CAMIONS:

Pour l'année 1987 nous avons recueillie des données concernant le nombre de camions utilisés dans la carrière qui est de trois (03).

Ces données nous permettent de déterminer la consommation en gas-oil et ses dépenses monétaire. Les camions consomment 350 litre par poste alors que la consommation journalière est de 700 litre par poste ~~par~~ *jour*.

Ce nombre de journées de travail dans la carrière est donné par la formule suivante:

$$njt = nje - njr - njf.$$

njt : nombre de jour de travail.
nje : nombre de jour du calendriernje= 365j
njr : nombre de jour de reposnjr= 89j
njf : nombre de jour de fêtenjf=11j

$$njt = 365 - 89 - 11 = 265j$$

Le nombre de litre consommé par ces 03 camions est:

$$700 \times 3 \times 265 = 556.500 \text{ litre par an.}$$

La dépense en gas-oil pour les 03camions est :

$$556.500 \times 0,85 = 473.025 \text{ DA par an.}$$

c) CHARGEUSES:

Connaissant le nombre de jours de travail par an (265 j) et la consommation journalière de la chargeuse 1100 l /j on peut calculer les dépenses annuelles:

$$291.500 \text{ litre par an.}$$

La dépense est de : $291.500 \times 0,85 = 247.775 \text{ DA /an.}$

d) SONDEUSES:

Pour les travaux de forages , on utilise une sondeuse qui consomme 800 litre à la volée. les travaux de forages sont réalisés à raison d'une fois par semaine;sachant le nombre de volées par année on peut déterminer la dépense en gas-oil.

La dépense en gas-oil est de :

$$96 \times 800 \times 0,85 = 65.280 \text{ DA / an.}$$

e) BULL-DOZERS:

Il n'y a qu'un seul bull-dozer à la carrière, celui-ci consomme 600 litre par volée à raison de 96 volées par an.

Donc la dépense en gas-oil sera de :

$$600 \times 96 \times 0.85 = 48.960 \text{ DA / an.}$$

ci-dessous un tableau résumant les dépenses/engins.

ENGINS	DEPENSES EN DA PAR AN.
COMPRESSEUR	65.280,00 DA
SONDEUSE	65.280,00 DA
CAMIONS	473.025,00 DA
CHARGEUSE	247.775,00 DA
BULL-DOZER	48.960,00 DA
TOTAL	900.320,00

4) consommation en électricité :

Le concasseur de la carrière utilise 02 moteurs électriques dont la puissance de chacun est de :

400 KW

Les dépenses annuelles en électricité pour assurer la production sont données par la formule suivante:

Soit A = dépenses annuelles.

$$A = \Sigma \text{ puissances} \times t \times c \times K1 \times K2 \times K3 \text{ DA / an.}$$

Σ : puissance des moteurs..... $2 \times 400 = 800 \text{ KW}$.
 t : durée de travail des moteurs pendant une année de production $t = 2645,26 \text{ h}$ (bilan des activités du concasseur).

c : prix d'un (01) KW $c = 3.76 \text{ DA le KW}$.

K1: coefficient des pertes 1,1.

K2: coefficient d'utilisation de la puissance des moteurs 0,7.

K3: coefficient d'utilisation du temps 0,8.

Les dépenses annuelles seront :

$$A = 800 \times 2645,26 \times 3,76 \times 0,8 \times 0,7 \times 1,1$$

$A = 4.901.476,32 \text{ DA / an.}$

5) matériaux d'explosifs:

La consommation en matériaux d'explosifs est donnée par le tableau -6- recueilli au niveau de la carrière qui résume les dépenses.

MATERIAUX D'EXPLOSIFS	DEPENSES EN DA PAR AN.
DEPENSES EN EXPLOSIFS	1.014.277,00 DA
CORDEAU DETONANT	1.000.35,00 DA
MECHE LENTE	132,00 DA
DETONATEUR	714,00 DA
TOTAL	111.5158,00 DA

6) maintenance des engins:

La production réalisée en 1987 a nécessiter les dépenses de maintenance suivante :

- pièces de rechange	1.948.057,02 DA
- pneumatique	276.983,74 DA
- lubrifiant	303.242,96 DA
- divers	32.338,64 DA

Les frais de maintenance sont de : 2.560.622,37 DA.

DEPENSES ANNUELLES DE PRODUCTION:

Les dépenses totales annuelles pour la réalisation de la production de 857.559 t de calcaire sont données par le tableau suivant.

ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT	DEPENSES EN DA PAR AN.
AMORTISSEMENT DES FONDS FIX	1.924.232,00 DA
SALAIRE DES OUVRIERS	2.943.732,00 DA
DEPENSES EN GAS-OIL	900.320,00 DA
DEPENSES EN ELECTRICITE	4.901.476,00 DA
MATERIAUX D'EXPLOSIFS	1.115.158,00 DA
MAINTENANCE	2.560.622,37 DA
TOTAL	14.345.540,00 DA

Pour les dépenses non calculées, elles seront estimées à 10% de la valeur totale.

soit: 1.434.554,07 DA

La dépense annuelle totale:

$$14.345.540,69 + 1.434.554,069 = 15.780.094,76$$

Le prix de revient de production d'une tone de calcaire est :

$$\text{prix de revient} = \frac{\text{dépense annuelle}}{\text{production annuelle}}$$

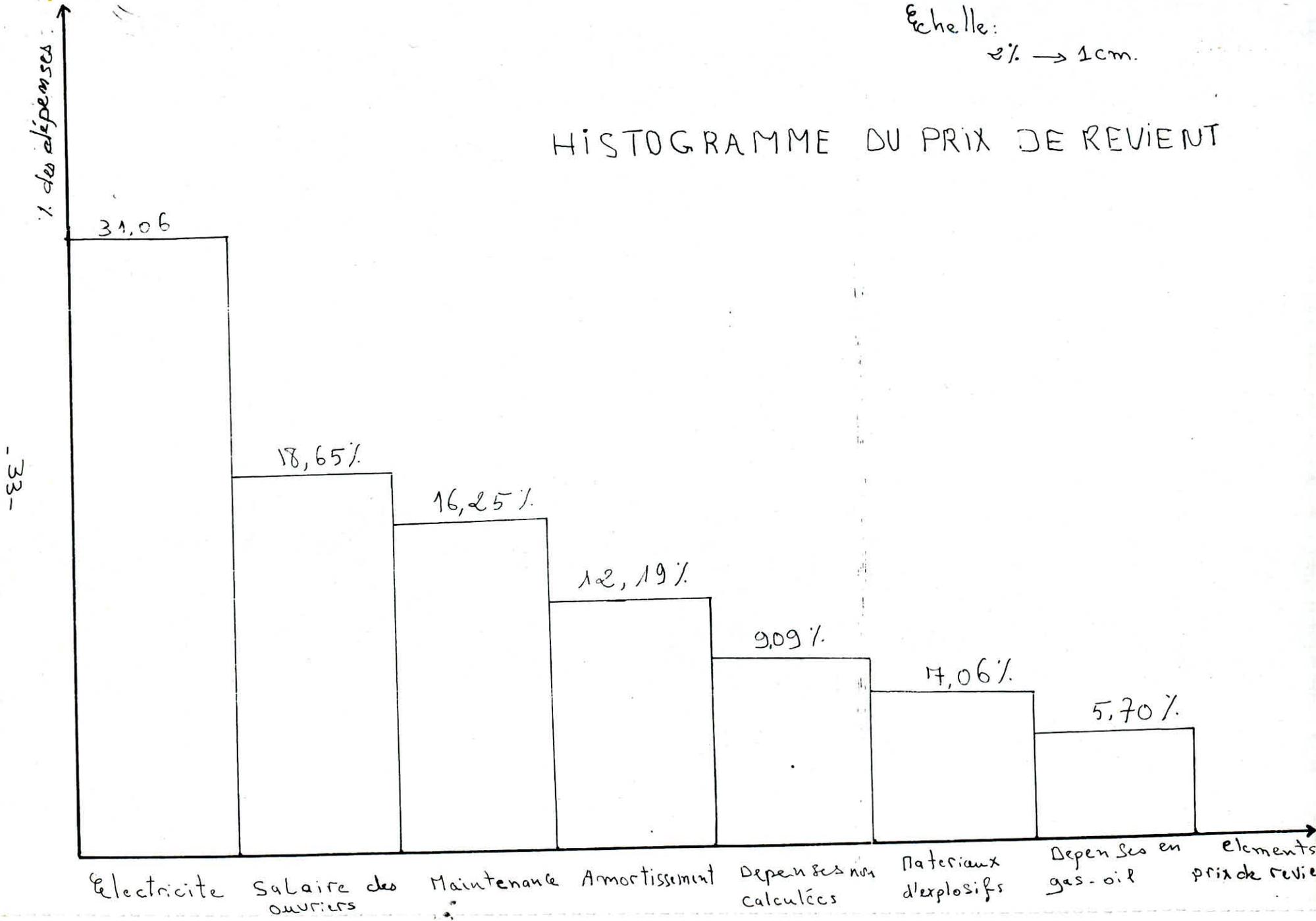
$$\text{prix de revient} = \frac{15.780.094,76}{857.559} = 18,40 \text{ DA / t}$$

Sur Le tableau suivant on indiquera le pourcentage (%) des différents éléments du prix du revient.

ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT	POUCENTAGE DES DEPENSES
AMORTISSEMENT DES FONDS FIX	12,19 %
SALAIRE DES OUVRIERS	18,65 %
DEPENSES EN GAS-OIL	5,70 %
DEPENSES EN ELECTRICITE	31,06 %
MATERIAUX D'EXPLOSIFS	7,06 %
MAINTENANCE	16,25 %
DEPENSES NON CALCULEES	9,09 %

Echelle:
2% → 1cm.

HISTOGRAMME DU PRIX DE REVIENT



C H A P I T R E VI

PROPOSITION D'UNE VARIANTE D'EXPLOITATION

VI - 1 INTRODUCTION :

Nous avons calculé le prix de revient d'une tonne de minerais, extraite d'après le procédé actuellement utilisé à la carrière de MEFTAH.

Néanmoins, et en se basant sur l'analyse des méthodes d'abattage utilisées, ainsi que sur l'organisation du chargement et du transport ; nous avons conclu qu'en apportant des changements aux deux paramètres cités ci-dessus nous pouvons non seulement augmenter le rendement de la carrière et le plus important diminuer le prix de revient de la tonne de calcaire.

Dans ce qui suit, nous allons présenter une nouvelle organisation des opérations de transports et chargements et cela en modifiant la mécanisation de la carrière.

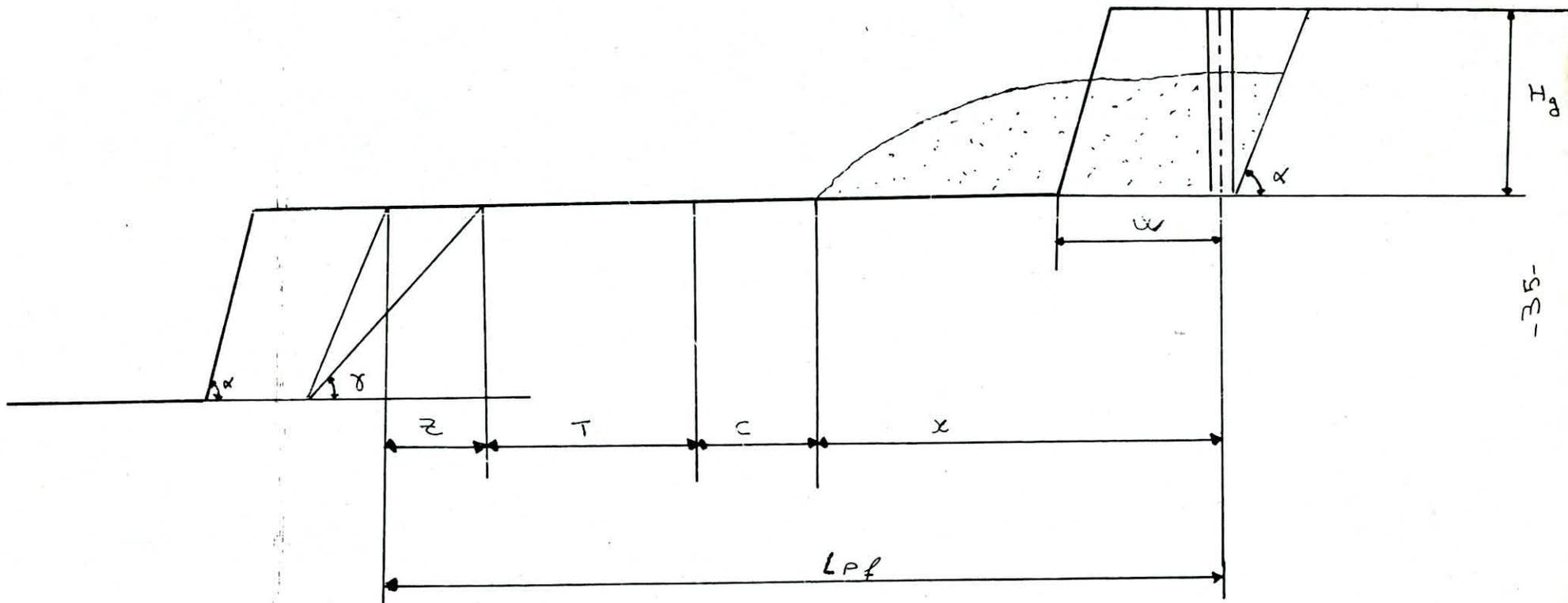
Aussi dans ce chapitre nous calculerons les différents rendements des engins employés ainsi que les dépenses que peut engendrer leur utilisation pour réaliser une production dont le volume est égale au volume d'une volée abattue par un tir.

VI - 2 ABATTAGE :

Dans cette partie nous calculerons les différents éléments du plan de tir ; ceci en se basant sur quelques données des opérations de travaux de tir pratiqués actuellement à la carrière de MEFTAH pour un gradin de quinze (15) mètres de hauteur.

Le plan de tir en question sera défini sur la base du volume de la volée à abattre ; ce volume à son tour sera déterminé d'après la production prévisionnelle de 1987.

$$V = 963.860 \text{ t/an.}$$



-35-

Schema de la plate forme de travail

A) PLATE FORME DE TRAVAIL :

Dans la plate forme de travail doit avoir lieu : l'excavation des roches abattues, le chargement, la translation des machines etc...

C'est pourquoi, il est necessaire de déterminer sa largeur minimale.

L'exploitation se fait par gradin de quinze (15) metres de hauteur, l'angle du talus est de 85°, l'angle d'éboulement est de 55°.

On détermine, maintenant les autres paramètres:
Z : Largeur du prisme d'éboulement, elle est déterminée par la formule suivante :

$$\begin{aligned} Z &= Hg (\text{Cotg } \beta - \text{Cotg } \alpha) \\ Z &= 15 (\text{Cotg } 55^\circ - \text{Cotg } 85^\circ) = 15(0,7 - 0,08) \\ Z &= 15 (0,61) = 9,18 \end{aligned}$$

$$Z = 9,2 \text{ m.}$$

T : Largeur de la voie de transport, elle est donnée suivant le nombre de voie : pour une voie double T = 8 m.

C1 : C'est la distance entre l'arrête inferieure du tas et la voie de transport, elle de 2 à 2,5 ; on prend C1 = 2 m.

X : C'est la distance entre l'arrête inferieur du tas et l'axe du trou de mine, elle est déterminée en fonction de la hauteur du gradin "Hg" .

$$X = (1,5 - 3) Hg = (1,5 - 3) \cdot 15$$

$$\begin{aligned} X &= (22,5 - 45) \text{m} : \\ \text{on prend } X &= 30 \text{m} \end{aligned}$$

Ainsi la largeur de la plate forme minimale sera :

$$L = Z + T + C1 + X = 9,2 + 8 + 2 + 30$$

$$L = 49,2 \text{m.}$$

B) PLAN DE TIR ET DE FORAGE

Les éléments du plan de tir dont fera l'objet notre calcul sont :

- 1 - ligne de moindre résistance
- 2 - distance entre les trous
- 3 - longueur de charge par trou
- 4 - nombre de trou partir
- 5 - longueur de bourrage
- 6 - quantité de charge par trou.

En se basant sur les données suivantes :

- 1 - longueur de trou $L = 16m$
- 2 - diamètre du trou $D = 0,13m$
- 3 - consommation spécifique d'explosif déterminée pratiquement à la carrière
 $q = 0,3Kg / m^3$
- 4 - densité d'explosif $\Delta = 0,925Kg / dm^3$
ANFOMIL = $0,9Kg/dm^3$ - MARMANITE : $0,95Kg/dm^3$
on utilise généralement à la carrière 50 % de MARMANITE et 50 % d'ANFOMIL dans un trou.

1) ligne de moindre résistance :

on la détermine à partir de la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{0,5.P^2 + 4.m.q.p.H.L} - 0,75.p}{2.q.m.H} ; \quad m$$

p : capacité d'un metre de trou, Kg/m

$$p = 785.D^2.\Delta$$

Δ : densité d'explosif = $0,925Kg/dm^3$

$$p = 785 (0,13)^2 \times 0,925$$

$$p = 12,27Kg/m$$

m : coefficient de rapprochement des trous
(0,8 - 1,4)

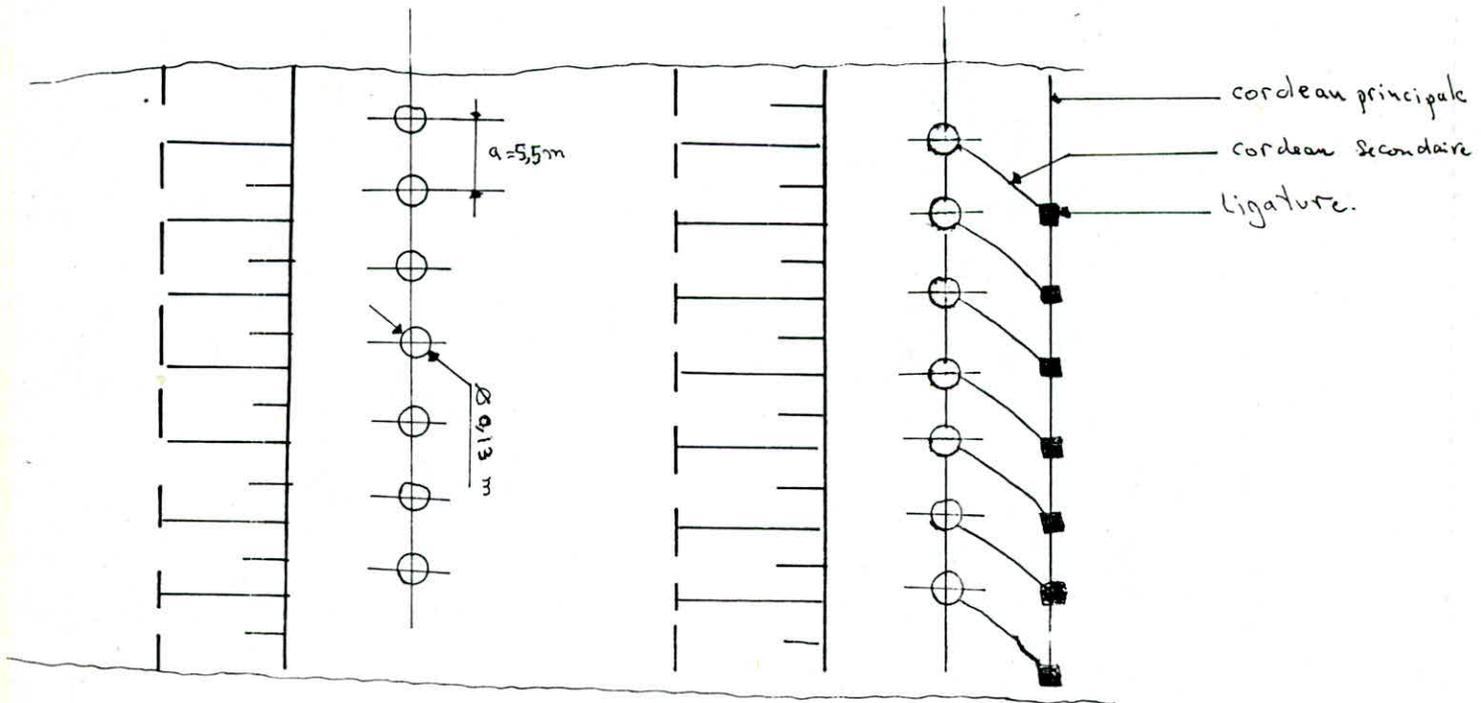
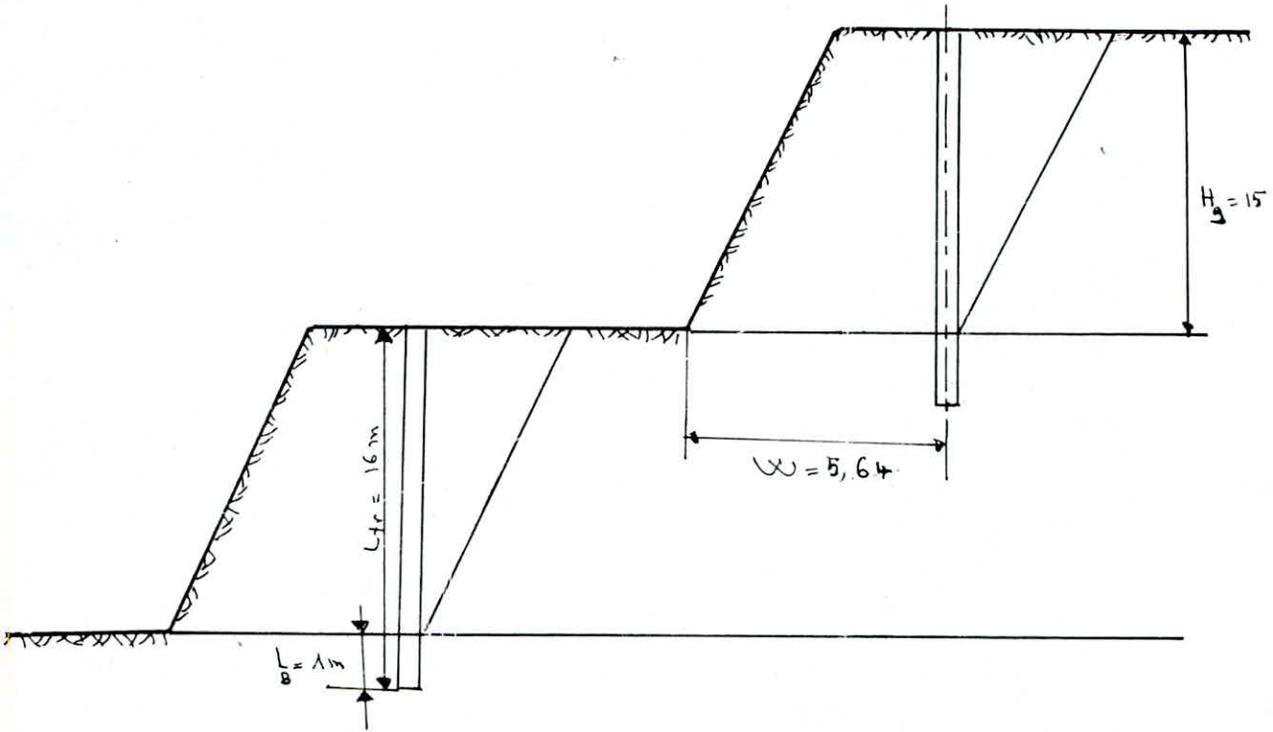
vue la distance actuellement pratiquée à MEFTA, nous prenons $m = 1$.

$$q = 0,3Kg/m^3$$

$$H = 15m$$

$$L = 16m$$

SCHEMA DE TIR ET Disposition des Trous



$$AN : \sqrt{75,27 + 3533,76 - 9,20} = 60,07 - 9,20 = 50,8$$

$$W = \frac{\quad}{9} = \frac{\quad}{9} = \frac{50,8}{9}$$

$$W = 5,64m$$

nous devons vérifier la ligne de moindre résistance :

$$W > W1$$

$$W1 = H \cdot \cotg \alpha + C ; \alpha = 85^\circ ; C = 3m$$

$$W = 15 \cdot 0,08 + 3 = 1,3 + 3 = 4,3$$

$$W = 4,3m$$

2) distance entre les trous :

Elle se détermine à partir de la formule suivante :

$$a = W \cdot m = 5,64 \cdot 1 = 5,64m$$

$$a = 5,5m$$

3) quantité de charge :

Elle se détermine par la formule suivante :

$$Q_{ch} = q \cdot W \cdot H \cdot a$$

$$Q_{ch} = 0,3 \cdot 5,64 \cdot 15 \cdot 5,5 = 138,6$$

$$Q_{ch} = 138,6 \text{ kg}$$

4) longueur de charge :

$$\text{on a : } L_{ch} = \frac{Q_{ch}}{P} \quad L_{ch} = 11,29m = 11,30m$$

5) longueur de bourrage :

$$\text{on a : } L_b = L_{trou} - L_{ch}$$

$$L_b = 16 - 11,30 = 4,70m$$

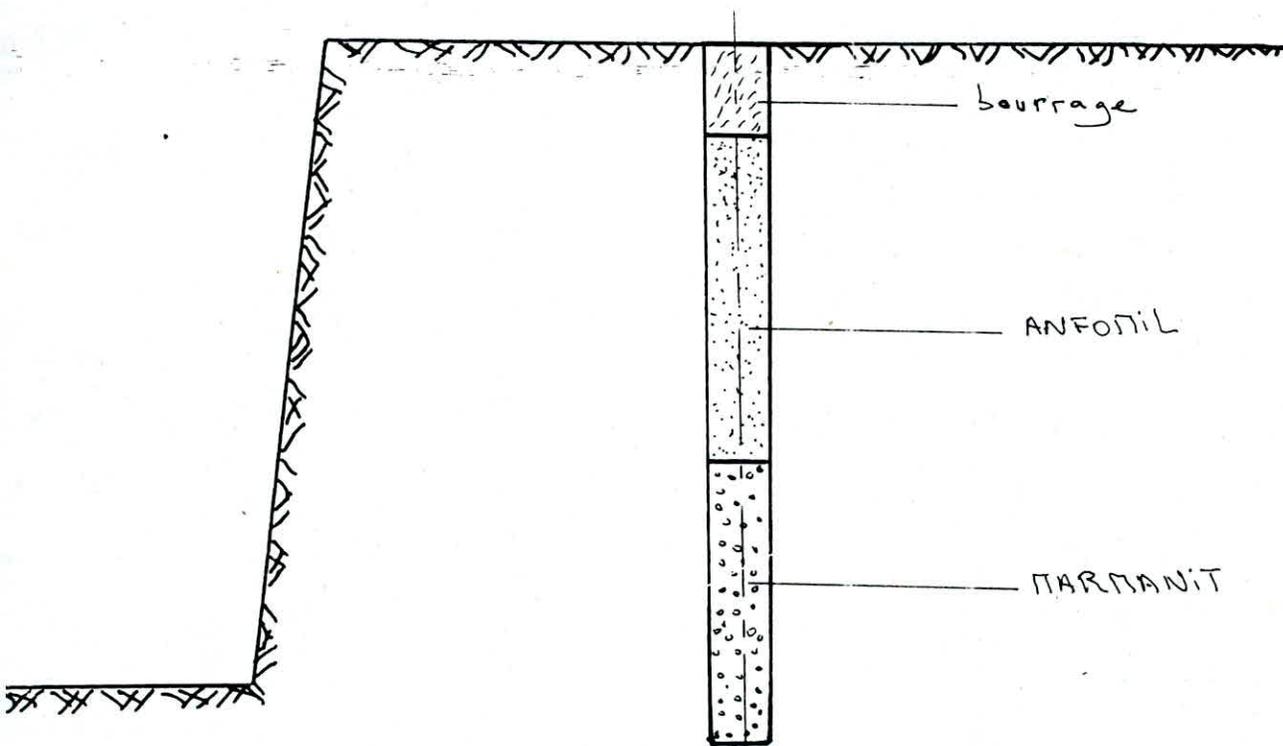
6) nombre de trou par tir :

Pour la détermination du nombre de trous on doit d'abord déterminer la longueur du bloc par la formule suivante :

$$L_{bc} = \frac{Q_{exj} \cdot N}{H_g - A_m \cdot K_f}$$

Q_{exj} = productivité journalière de la carrière en m³/j

$$Q_{ex} = \frac{963.860}{2,5 \times 265} = 1454,8 \text{ m}^3/J$$



SCHEMA DE POSAGE D'EXPLOSIFS

N = nombre de jours entre tirs : N = 5

Am = longueur d'enlevure

Kf = coefficient de foisonnement : Kf = 1,5
1454,8 x 5

Lbc = $\frac{1454,8 \times 5}{15 \times 5,64 \times 1,5} = 57 \text{ m.}$

Lbc = 57 m.

Le volume du bloc dans le massif vierge sera :

Vbc = Lbc x Hg x Am = 57 x 15 x 5,64 = 4822,2 m³

Vbc = 4822,2 m³.

Maintenant on peut déterminer le nombre de trous , d'après la formule suivante.

$$n = \frac{\text{Am} \times \text{Lbc}}{a \times w} = \frac{5,64 \times 57}{5,51 \times 5,64} = 10.$$

n = 10 trous.

Après avoir terminer tous ces paramètres , on calcule la longueur des travaux de forages en mètre foré par poste, par la formule suivante:

$$QL = \frac{Qc \times L}{a \times Np \times Nj \times Am \times Hg \times Kf}$$

Qc = productivité de la carrière en m³ /an.

$$Qc = 385.544 \text{ m}^3 / \text{an.}$$

Np = nombre de poste par jour ; Np = 2.

Nj = nombre de jours de travail dans une année:

$$Nj = 265 \text{ j.}$$
$$385,544 \times 16$$

$$\text{On a : } QL = \frac{385,544 \times 16}{5,51 \times 2 \times 265 \times 5,64 \times 15 \times 1,5}$$

QL = 17 mètre par poste

Nous estimons que les mètres forés pour les travaux de débitage secondaire sont égales à 30% des longueurs forées pour les travaux de tir; donc la longueur forée pour les travaux de débitage secondaire pour un poste est :

$$QL = 5 \text{ n/poste.}$$

La longueur totale forée pour un poste:

$$Q = 22 \text{ m / poste.}$$

C) FORAGE DES TROUS :

1) choix du mode de forage :

Le mode de forage est le principe de destruction de la roche, il existe des forages rotatifs, roto-percutant et thermique.

On se basant sur le coefficient de dureté $f = 5 - 6$, la hauteur de sondage $L = 16$ et le diamètre du trou $D = 130\text{mm}$; on a choisit le forage à air comprimé roto-percutant. Actuellement à la carrière de MEFTAHA on utilise 04 CRAWLAIRS qui travaillent avec l'énergie pneumatique.

2) rendement de la sondeuse :

Il est donné par la formule suivante

$$R_p = R_t \times T \times K_u \text{ mètre / poste.}$$

R_t : rendement technique de la sondeuse

T : la durée d'un poste $T = 8 \text{ h} = 480 \text{ mn}$

K_u : coefficient d'utilisation du matériel pour un poste

$$K_u = 0,8 - 0,9$$

on prendra $K_u = 0,85$

Le rendement technique est donné par la formule suivante :

$$Rt = \frac{L}{L + tpf + \frac{L}{Vt} + td}$$

L : longueur du trou L = 16m

tpf : temps des opérations préparatoires-finales pour le forage du trou (15 à 30mn)

tpf = 20 mn

td : temps de déplacement d'un trou à un autre.

td = 15 mn

vt : vitesse propre de forage dépendant des paramètres suivants :

- pression de l'air comprimé
- " axiale sur l'outil
- vitesse de rotation de l'outil.

Nous prendrons une vitesse moyenne de forage pour les sondeuse à air comprimé déterminée par expérience.

$$Vt = 85 \text{ mm / mn} = 0,085 \text{ m / mn}$$

$$A.N \quad Rt = \frac{16}{\frac{16}{0,085} + 20 + 30 + 15} = \frac{16}{253,23}$$

$$Rt = 0,063 \text{ m / mn}$$

Le rendement de la sondeuse sera donc

$$Rp = 0,063 \times 480 \times 0,85 = 26 \text{ m / p}$$

3) calcul du nombre de sondeuses :

Ce nombre est calculé en fonction de la longueur totale de sondage forée par poste, du rendement de la sondeuse Rp est du coefficient de réserve de travail (K2) qui varie de 1,2 à 1,3.

On calcule se nombre d'après la formule suivante

$$n = \frac{QL \times 1,3}{Rp} = \frac{22 \times 1,3}{26} = 1,1$$

le nombre de CRAWLAIRS utilisé durant le poste est : $1,1 = 1$.

D) TRAVAUX DU BULL-DOZER :

Dans la carrière, les BULL-DOZERS sont les maillants liants les travaux de tirs et les engins de chargement et cela en refoulant le calcaire abattue en le mettant en tas.

1) rendement des BULL-DOZERS :

Le rendement d'un BULL-DOZER se détermine par la durée de son cycle d'opération et le volume de la matière déplacée à chaque cycle.

1-1 durée du cycle d'opération :

Le cycle d'opération d'un BULL-DOZER se résume par les taches suivantes :

- 1- excavation et course aller
- 2- virage et divercement $t_2 = 0,18mn$
- 3- inversion, marche $t_3 = 0,18mn$
- 4- cources de retour et marche arrière
- 5- inversion, retour à la marche avant $t_5 = 0,17mn$

a) excavation et course aller :

La vitesse à l'aller avec charge est estimée à : $V = 2,4 \text{ à } 2,8 \text{ Km / h}$

on prenant $V_1 = 2,4 \text{ Km / h}$ et nous supposant que le trajet s'effectue sur $L = 50m$.

Le temps d'excavation en course aller est :

$$L = Vt \times T$$

b) course de retour et marche arrière.

La vitesse de retour et la marche arrière est en général de $2,5 \text{ à } 3,2 \text{ Km / h}$.

Pour un BULL-DOZER puissant on prendra :

$$V = 2,5 \text{ Km / h.}$$

La distance de la passe est de : $L = 50 \text{ m.}$

Le temps de l'excauation en marche arriére:
0,05

$$t_2 = \text{-----} = 1,2 \text{ mn.}$$

La durée du cycle est :

$$T = t_1 + t_2 + t_3 + t_4 + t_5 \\ = 1,2 + 1,25 + 0,18 + 0,18 + 0,17$$

$$T = 3,29 \text{ mn.}$$

1-2 quantité de matière susceptible d'être refoulée à chaque cycle d'opération.

On peut admettre que la section du temps de matière accumulée devant la lame, dans un plan parallèle à l'axe d'avancement du BULL-DOZER est un triangle rectangle dont la hauteur est égale à la hauteur (h) de la lame et dont la base perpendiculaire à la hauteur est déterminée par l'angle (γ) du talus éboulé (angle de repos) .

L'air S de cette section est donnée par la formule suivante:

$$S = \frac{h^2}{2 \times \text{tg} \gamma}$$

Si cette section reste identique sur toute la longueur (L) de la lame , le volume refoulé par une passe sera :

$$C = L \times S$$

Comme la section S est variable , il faut apporter à cette expression un coefficient de correction M sur la base des essais effectués:

$M = 0,80$ (pour la roche abattue , le gravier, le sable)

La valeure du volume sera :

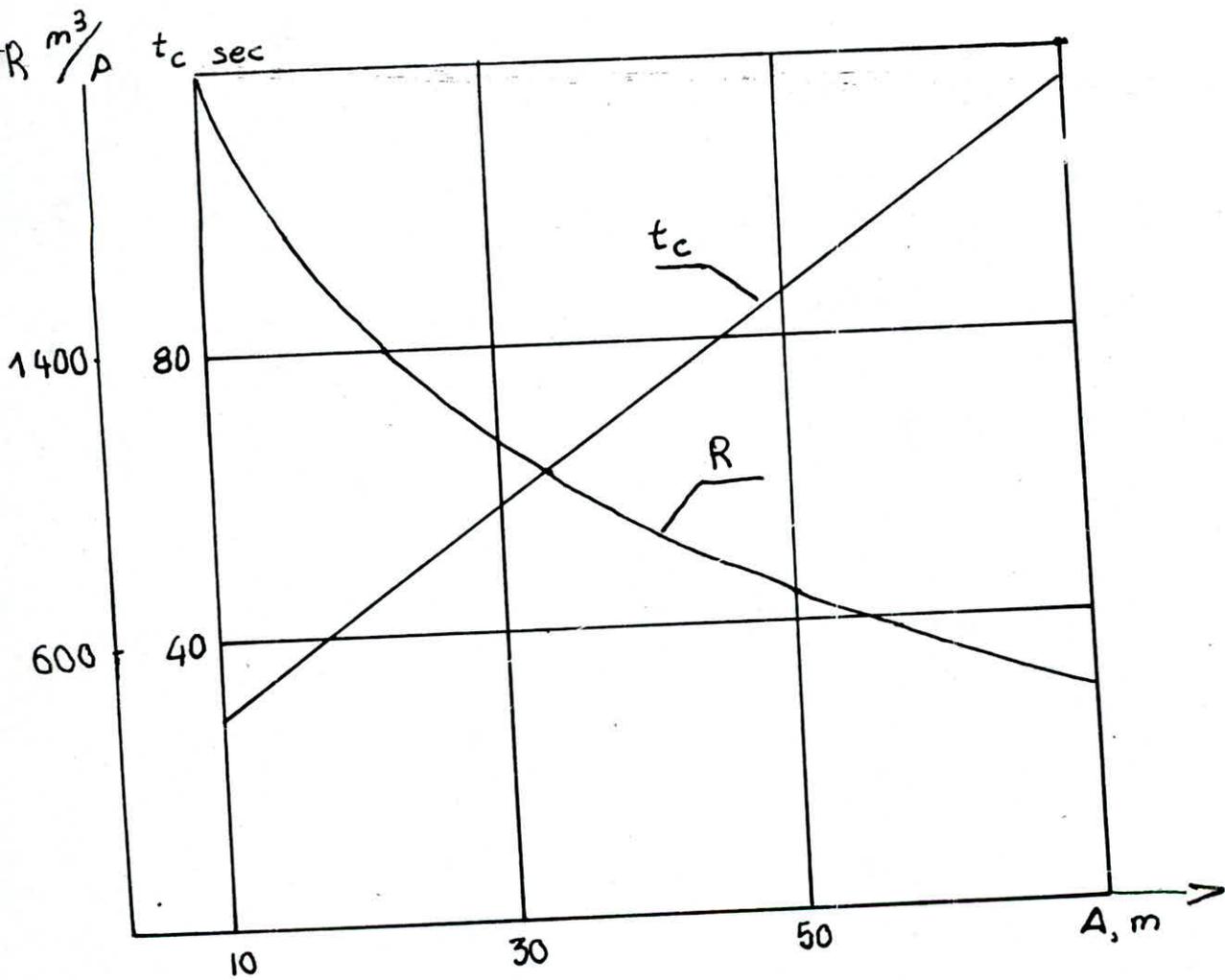
$$C = \frac{L \times h^2 \times M}{2 \times \text{tg} \gamma} \quad \text{m}^3$$

Le débit horaire du BULL-DOZER:

$$D = \frac{C \times 60}{T} \quad \text{m}^3 / \text{h.}$$

Nous admettons un rendement general de 0,80

$$D = \frac{C}{T} \times 60 \times 0,80 \quad \text{m}^3 / \text{h.}$$



courbes de variation de la durée
 du cycle du bulldozer t_c et de
 sa productivité en fonction de
 la longueur d'enlèvement (A)

CHOIX DU BULL-DOZER

Le BULL-DOZER est choisit d'après son rendement horaire qui dépend du volume du calcaire susceptible d'être refoulé ; ce volume à son tour dépend des caractéristiques de la pelle du BULL-DOZER à savoir : la hauteur (h), la largeur (l) de la lame.

Le volume dépend aussi du temps du cycle qui dépend à son tour de la vitesse donc de la puissance du moteur.

La carrière de MEFTAH dispose de deux BULL-DOZERS de puissances (480-380 CH). Nous proposons d'utiliser un BULL-DOZER dont les caractéristiques sont représentés ci-dessous :

marque du Bull : CATERPILLAR 09 H
puissance chevaux : 410
longueur de la lame : 4,30m
hauteur de la lame : 1,80m

CALCUL DU DEBIT :

Angle d'éboulement : $\gamma = 55^\circ$
hauteur de la lame : h = 1,80m
longueur de la lame : l = 4,30m

On détermine aussi le volume refoulé :

$$C = \frac{4,30 \times 1,80 \times 1,80 \times 0,80}{2 \times \text{tg } 55}$$

$$C = 3,91 \text{ m}^3$$

donc le débit sera :

$$T = 3,29 \text{ mn} \quad D = \frac{3,91 \times 60 \times 0,80}{3,29} = 57 \text{ m}^3/\text{h}$$

En définitif le débit par poste sera :

$$D = 456,45 \text{ m}^3 \text{ par poste.}$$

Nous proposons d'utiliser 02 BULL-DOZERS de la même marque en travaillant en même temps. Le rendement total sera donc : $D = 912,90 \text{ m}^3$.

VI-3 CHARGEMENT ET TRANSPORT

VI-3-2 chargement

Durant les dernières années, nous assistons à un développement continue des chargeuses telles les chargeuses grosses sur pneus à chassis articulés qui présentes les avantages suivantes:

- grande capacité du godet
- grande vitesse de déplacement
- grande manoeuvrabilité.

Pour cette machine, on doit d'abord examiner la capacité du godet, vu que toutes les deux requièrent le même personnel.

Par contre, il faut tenir compte de la production journalière à réaliser, donc on n'achète pas une chargeuse dont le coefficient d'utilisation soit inférieur à $K_u = 0,60$.

Ce problème peut se remarquer facilement à la carrière de MEFTAH, puisqu'on utilise une chargeuse d'une capacité de $6,50 \text{ m}^3$ avec un transport par camion au nombre de trois (03), dont la capacité est de 32 t.

un chronométrage réalisé sur place, nous a montré que

- a - la chargeuse attend plus qu'elle ne travaille, car 3,00 godets peut remplir la benne du camion.
- b - après le chargement du camion la chargeuse doit attendre 3 à 4 mn.

Pour cela on peut conclure que le choix de la chargeuse est irrationnelle il nous ncombe de refaire le choix de ces machines (transport, chargement).

A) CHOIX DE LA CHARGEUSE

Le choix de la chargeuse se fait en se basant sur les facteurs naturels du gisement; telles que les propriétés physico-mécaniques des roches; la forme et la dimension d'aménagement du minerai utile.

Pour choisir le type de machine, on doit avoir les données de départ suivantes.

- diamètre de sondage $D = 130 \text{ mm}$
- hauteur du gradin $H_g = 15 \text{ m}$
- dimension du bloc structurale
- nombre de rangée des trous $N = 1$
- poids volumétrique $= 2,5 \text{ t/m}^3$

a) détermination du morceau moyen :

 Le diamètre du morceau moyen est déterminé par la formule suivante :

$$d_{mm} = \frac{70}{\frac{1}{L_m} + \frac{300 + H_g}{100 + D}} \times q \quad \text{cm.}$$

L_m - dimension du bloc moyen élémentaire des roches composantes.

$$L_m = 0,90 \text{ m.}$$

q - consommation spécifique d'explosifs .
 $q = 0,30 \text{ Kg /m}^3$

AN:

$$d_{mm} = \frac{70}{\frac{1}{0,90} + \frac{300 + 15}{100 + 130}} \times 0,30 = 46,05 \text{ cm.}$$

$$d_{mm} = 0,460 \text{ m.}$$

Nous proposons d'utiliser, une chargeuse de capacité moins importante que celle utilisée actuellement, dont le volume du godet est de 3,44m³.

Dans ce qui suit nous allons calculer les différents paramètres de cette chargeuse.

B) DETERMINATION DU COEFFICIENT D'UTILISATION :

 On le détermine à partir de la formule suivante:

$$K_u = K_o \exp (-d_{mm} \times E^{-0,5})$$

K_o - coefficient variant de 0,8 à 0,9 soit $K_o = 0,85$.

E - capacité du godet : $E = 3,44 \text{ m}^3$.

AN :

$$K_u = 0,85 \exp (- 0,460 \times (3,44)^{-0,5})$$

$$K_u = 0,66.$$

C) COEFFICIENT D'EXCAVATION :

Le coefficient d'excavation est déterminé en fonction du coefficient de remplissage du godet et celui de foisonnement

$$K_e = \frac{K_r}{K_f}$$

$$K_r = 1,18 \exp(-6,50 \times d_{mm}^2 \times E^{-1,2})$$

AN:

$$K_r = 1,18 \exp(-6,50 \times (0,460)^2 \times (3,44)^{-1,2})$$

$$K_r = 0,90$$

$$K_f = 1,33 \times d_{mm}^2 \times E^{-0,67} \times \exp(1 - 1,79 \times d_{mm}^2 \times E^{0,67}) + 1,35$$

$$K_f = 1,66$$

$$\text{Donc : } K_e = \frac{K_r}{K_f} = \frac{0,90}{1,66} = 0,54.$$

$$K_e = 0,54.$$

D) DETERMINATION DE LA DUREE DU CYCLE

La durée de travail du cycle de la chargeuse est :

$$T_c = T_r + T_{ch} + T_d + T_v \quad \text{sec.}$$

T_r - durée de remplissage de 10 à 15 sec

$$T_r = 13 \text{ sec.}$$

T_{ch} - durée de parcours de la chargeuse vers le lieu de déchargement sec.

$$T_{ch} = 3,60 \times \frac{L_{ch}}{V_{ch}}$$

L_{ch} - distance de parcours de la chargeuse vers le lieu de déchargement.

$$L_{ch} = 15 \text{ m}$$

V_{ch} - vitesse de déplacement en charge

$$V_{ch} = 5 \text{ KM /h.}$$

AN :

$$T_{ch} = \frac{3,60 \times 15}{5}$$

$$T_{ch} = 11 \text{ sec.}$$

Vue la proximité du lieu de déchargement, la vitesse de la chargeuse demeure constante donc $T_v = T_{ch}$.

T_d - temps de déchargement du godet $T_d = 10 \text{ sec.}$

AN: $T_c = 10 + 13 + 2 \times 11 = 45.$

$T_c = 45 \text{ sec.}$

Maintenant nous arrivons à la détermination de la productivité de l'excavateur d'après la formule suivante :

$$Q_{ex} = 3.600 \times \frac{E}{T_c} \times K_e \times K_u \times t ; \text{ m}^3 / \text{ p.}$$

K_e : coefficient d'excavation ; $K_e = 0,56$

K_u : coefficient d'utilisation ; $K_u = 0,67$

t : durée d'un poste ; $t = 8 \text{ h}$

$$\text{AN : } Q_{ex} = \frac{3.600 \times 3,44 \times 0,56 \times 0,67 \times 8}{45}$$

$Q_{ex} = 826 \text{ m}^3 / \text{ poste}$

On remarque d'après le résultat obtenue qu'une seule chargeuse suffit pour assurer la production par poste et qui est de 727,40 m³/p.

CARACTERISTIQUES DE LA CHARGEUSE CHOISIE :

MARQUE : CATERPILLAR 980 B.

CAPACITE DE CHARGE : 5,44 T.

CAPACITE DU GODET : 3,44 m³.

HAUTEUR DE DECHARGE: 3,10 m.

PUISSANCE : 260 CV.

VI-3-3 TRANSPORT :

Le bon déroulement de l'opération d'évacuation et de transport du calcaire exige la disponibilité d'un certain nombre de camions afin qu'il n'y ait aucune interruption, et ce lors du chargement .

1 - choix du camion :

Il est connu que le rendement des travaux de chargement et de transport dépend fort bien des capacités de la benne du camion et du godet de la chargeuse; pour cela il existe une combinaison rationnelle qui est le rapport V / E :

V : capacité de la benne du camion
E : capacité du godet de la chargeuse

En fonction de ce rapport, on peut atteindre le minimum de dépenses.

L'influence du rapport des capacités des bennes des camions et des godets sur les frais de chargement et du transport sont représentés sur la figure 6-4.

2 - volume nécessaire de la benne :

Le volume V de la benne est déterminée en fonction de la capacité du godet ($E = 3,44 \text{ m}^3$), la longueur de transport ($L = 0,60 - 1,0 \text{ KM}$) à partir de la formule suivante :

$$V = 3,63 \times E - 4,38 \times L - 0,039 \times E^2 + 0,545 \times L^2 + 0,67 \times E \times L + 9,39$$

pour $L = 1 \text{ KM}$ ON A : $V = 20 \text{ m}^3$.

Nous choisissons le camion " BELAZ 548 " dont le volume de la benne est proche du volume calculé .

$V = 21,70 \text{ m}^3$.

Ainsi on calculera la capacité de charge pour la vérification du coefficient d'utilisation.

3) capacité de charge du camion :

Elle est déterminée par la formule suivante:

$$Q_a = \frac{\gamma}{K_f} \times V_a$$

γ : densité du calcaire.

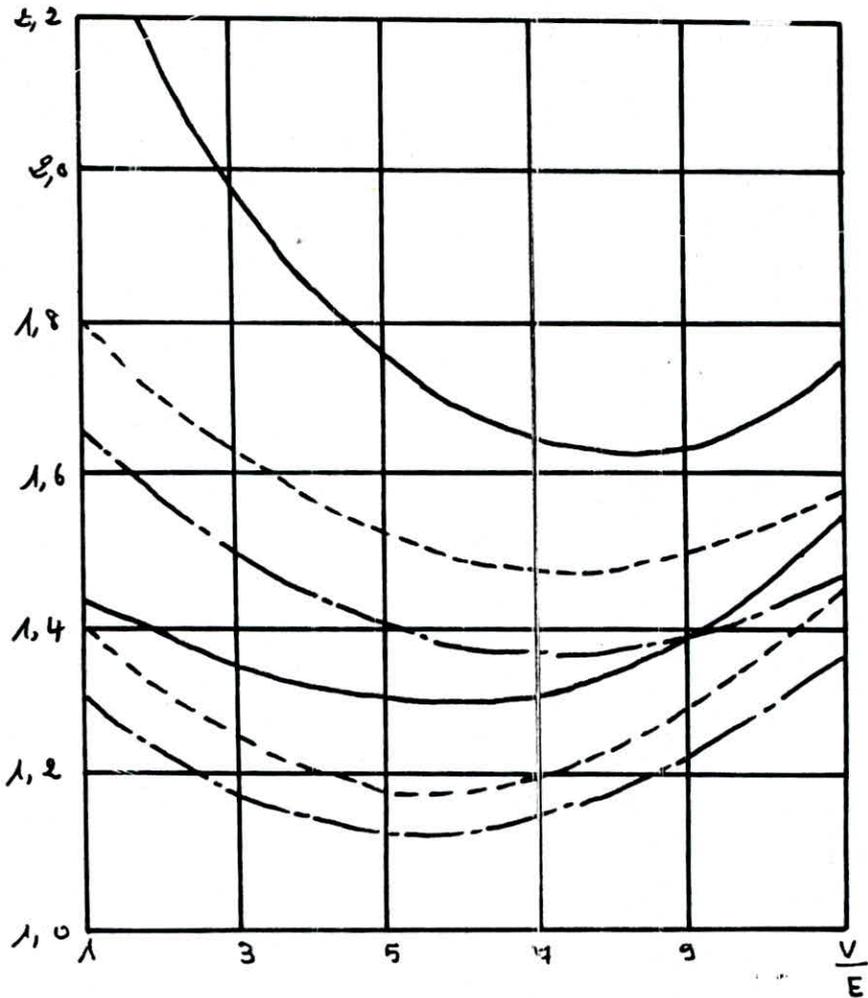
V_a : volume de la benne adoptée. $V_a = 21,70 \text{ m}^3$.

K_f : coefficient de foisonnement de la roche dans la benne du camion donné par la formule suivante:

$$K_f = \frac{\text{dmm}^2}{0,85 \times (V_a)^{1/3}} \exp \left(1 - \frac{\text{dmm}^2}{0,73 \times (V_a)^{1/3}} \right) + 1,35$$

$$K_f = 1,59$$

Figure, VI-1



COURBES de variation des dépenses
de chargement et de transport en
fonction du rapport de capacité
des bennes des camions et des godets
des chargeuses $\frac{V}{E}$ 1- pour distance de transport 1 km
2- pour la distance 5 km

———— pour chargeuse avec la capacité du godet
3,2 m³

----- pour la capacité du godet 5 m³

———— pour capacité du godet 8 m³

$$A N : \quad Q_a = \frac{2,50 \times 21,70}{1,59} = 34t$$

$$Q_a = 34t.$$

4) coefficient d'utilisation de la capacité de charge

Pour le camion choisit BELAZ 548 la capacité de charge d'après les caractéristiques est définit comme suit:

$$G_m = 40t.$$

Donc le coefficient d'utilisation de la capacité de charge

$$K_u = \frac{Q_a}{G_m} = \frac{34}{40} = 0,85.$$

$$K_u = 0,90.$$

Pour le camion choisit ,les caractéristiques sont les suivantes :

- volume géométrique de la benne $V_b = 21,70 \text{ m}^3.$
- capacité de charge $G_m = 40 \text{ t}.$
- masse morte $G_o = 26,50 \text{ t}.$
- vitesse mécanique $V = 57 \text{ KM/h}.$
- rayon de braquage $R = 9,50 \text{ m} .$
- puissance du moteur $N = 520 \text{ CV} .$
- coefficient de tare $K_t = 0,86.$
- longueur $L = 8,16 \text{ m}.$
- largeur $L = 3,07 \text{ m}.$
- hauteur de chargement $H = 2,72 \text{ m}.$
- nombre d'essieux $M = 2.$

5) coefficient d'utilisation du volume :

IL est déterminé par le rapport entre le volume calculé de la benne est le volume géométrique.

$$Kuv = \frac{Vb}{Vg} = \frac{20}{21,70} = 0,90.$$

6) durée d'un cycle du camion :

La durée d'un cycle du camion se compose des temps suivant:

Tch : temps de chargement

$$Tch = n \times Tc$$

Tc : temps du cycle de la chargeuse Tc = 45 sec.

n : nombre de godets déversés dans la benne du camion.

$$n = \frac{V}{E} = \frac{21,70}{3,44} = 6.$$

Donc: Tch = 45 x 6 = 270 sec soit 4,50 mn.

- t (déchg): durée de déchargement. t = 1,5 mn.
- tm : " de manoeuvre. tm = 0,5 mn.
- tmv : " de mouvement du camion chargé et à vide.

tmv sera calculé en divisant la route en tronçons.

Nous supposons que le trajet total a une longueur L = 600 m.

1° TRONCON : est de 100m sur une piste horizontale
la vitesse à vide est de Vd = 16 KM / h.
la vitesse à charge est de Vch = 13 KM/h.

2° TRONCON : est de 500 m sur une piste inclinée
la vitesse à vide est de Vd = 13 KM/h.
la vitesse à charge est de Vch = 11 KM/h.

Donc le temps tmv sera calculer d'après la formule suivante :

$$tmv = 60 \times \left(\frac{L}{Vd} + \frac{L}{Vch} \right)$$

$$\text{AN: } \quad \text{tmv} = 60 \times \left(\frac{0,10}{16} + \frac{0,10}{13} + \frac{0,50}{13} + \frac{0,50}{11} \right)$$

$$\text{tmv} = 5 \text{ mn.}$$

Ainsi le temps d'un cycle est :

$$\text{Tc} = \text{tch} + \text{t (déchgt)} + \text{tm} + \text{tmv.}$$

$$\text{AN : } \quad \text{Tc} = 4,50 + 5,00 + 0,50 + 1,50 = 11,50 \text{ mn.}$$

$$\text{Tc} = 11,50 \text{ mn.}$$

7) nombre de camion :

Avant le calcul du nombre de camions nous devons d'abord calculer, le nombre de cycle possible d'un camion par poste d'après la formule suivante :

$$\tau = \frac{60 \times \text{Tp} \times \text{Ku}}{\text{Tc}}$$

Tp : durée d'un poste $\text{Tp} = 8 \text{ h.}$
 Ku : coefficient d'utilisation $\text{Ku} = 0,9.$
 Tc : durée du cycle $\text{Tc} = 11,50 \text{ mn.}$

$$\text{AN : } \quad \tau = \frac{60 \times 8 \times 0,90}{11,50} = 37,50 \text{ cycles.}$$

Le nombre de cycle pour déplacer la charge d'un poste est donnée par la formule ci-dessous.

$$\text{R} = \frac{\text{Qp} \times \text{Ki}}{\text{Qa}}$$

Ki : coefficient d'irrégularité $\text{Ki} = 1,25.$
 Qp : production par poste $\text{Qp} = 1818,50 \text{ t.}$
 Qa : capacité du camion $\text{Qa} = 34 \text{ t.}$

$$\text{Donc: } \quad \text{R} = \frac{1818,50 \times 1,25}{34} = 66,86$$

Ainsi le nombre de camions nécessaires sera $N = \frac{\text{R}}{\tau}$

$$\text{AN : } \quad \text{N} = \frac{66,86}{37,50} = 1,78 \text{ pièces.}$$

$\text{N} = 2 \text{ camions.}$

Il faut tenir compte aussi du nombre de camions en réserve pour garantir la production ; on compte le nombre de camions total à partir de la formule suivante:

$$Nt = \frac{N}{0,70 \text{ à } 0,80}$$

AN :

$$Nt = \frac{2}{0,80} = 3 \text{ camions.}$$

VI -4 CONCASSAGE :

Le débit moyen du concasseur existant actuellement à la carrière de MEFTAH est de 340 t par heure. la production (1818,50 t) peut-être concassée facilement durant un poste.

VI - 5 CALCUL DU PRIX DE REVIENT D'UNE TONNE DE CALCAIRE

Dans cette partie nous calculerons le prix de revient d'une tonne de calcaire après les changements que nous avons effectués sur la mécanisation ; nous n'allons pas tenir compte des investissements ; nous supposons que la carrière dispose de ce nouveau matériel au lieu de l'ancien.

Pour ce calcul nous allons considéré les mêmes éléments du prix de revient que ceux du chapitre V.

I - AMORTISSEMENT DES ENGINS :

Les nouveaux engins (camions, chargeuses, Bull-dozers) vont engendrés un changement dans la somme annuelle d'amortissement calculée au chapitre V.

Dans le tableau ci-dessous, nous allons présenté la valeur de la différence entre les sommes d'amortissements des nouveaux et anciens engins.

D'après le tableau VI.5, la différence entre les sommes d'amortissement est :

503.400 DA / an

TABLEAU DES AMORTISSEMENTS VI. 5

TYPE D'ENGIN	NOUVELLES MECANISATION				ANCIENNE MECANISATION				DIFFERENCE ENTRE LES VALEUR D'AMM TISSEMENT DA
	MARQUE	VALEUR PRIMAIRE DA	NBRE D'ENGIN	SOMME D'AMORTISSEMENT	MARQUE	VALEUR PRIMAIRE DA	NBRE D'ENGIN	SOMME ANNUELLE DA	
BULLDOZERS	CATERPI- LLAR 09.H	1000 000	2	200 000,00	F. ALLIS KOMATSU	1 300 000 1000 000	1 1	230 000	30.000
CAMIONS	BELAZ 548	1 200 000	3	361 111	EUCLID KOCKUM INTER-HARV	1000 000 9000 000 2000 000	2 1 2	690 000	330 000
CHARGEUSE	CATERPILL AR 980.B	1100 000	3	330 000	INTER HARVESTER DRESSER	920 000 1907 000	1 2	473 4000	143 4000

58-

La somme annuelle d'amortissement totale pour tous les engins de la carrière est :

1.924.232 DA / an

Donc la nouvelle somme d'amortissement est

1.924.232 - 503.400 = 1.420.832 DA/an

La dépense pour un poste : $\frac{1.420.832}{N_j \times N_p}$

N_j : nombre de jours de travail par année
 $N_j = 265$ jours

N_p : nombre de postes par jour = 02 postes

l'amortissement par poste : $\frac{1.420.832}{265 \times 02} =$

2.680,81 DA / poste

II - SALAIRE DES OUVRIERS :

Nous avons calculé la somme des salaires des ouvriers de la carrière, ainsi que ceux de l'atelier de maintenance dans le chapitre V ; elle est de :

$S = 2.943.732$ DA/an

Le salaire des ouvriers est versé durant toute l'année donc le salaire journalier de tous les ouvriers sera :

$S_j = \frac{S}{N_j}$; $N_j = 365$ jours

AN : $S_j = \frac{2.943.732}{365} = 8.065,02$

$S_j = 8.065,02$ DA / jour

Le salaire durant un poste : $S_p = \frac{S_j}{N_p}$; $N_p = 2$ poste

$$AN : \quad 8.065,02$$

$$Sp = \frac{\quad}{2} = 4.032,5$$

$$Sp = 4.032,5 \text{ DA / P}$$

III - CONSOMMATION EN COMBUSTIBLE (gas-oil) :

1 - CRAWLAIRS :

----- La consommation des foreuses en air comprimé est calculée d'après la consommation en gas-oil du compresseur qui lui fournit l'énergie pneumatique.

La consommation des compresseurs en gas-oil a été calculée au chapitre V pour un compresseur :

573,68 L / Poste

La dépense en gas-oil sera : 487,63 DA / Poste

Pour les travaux des forages nous utilisons un chariot de foration. Donc la dépense totale pour un poste : 487,63 DA / Poste.

2 - BULL-DOZER - CAMIONS - CHARGEUSES :

La consommation en gas-oil est donnée par la formule suivante :

$$\text{CONSOMMATION (L/h)} = N_{\text{eff}} \times q \times K_e$$

N_{eff} : puissance effective du moteur

q : consommation spécifique ($q = 0,261 \text{ L/h}$) pour les moteurs diesel

K_e : facteur d'emploi des engins ; $K_e = 0,45 \text{ à } 0,75$
 $K_e = 0,60$

TABLEAU

TYPES D'ENGINES	PUISSANCE MOTEUR	CONSOMMATION PAR HEURES	NOMBRES D'ENGINES	CONSOMMATION PAR POSTES	DEPENSES DA / post
CHARGEUSE	260	40,71	1	325,68	276,82
CAMION	520	81,43	2	1302,91	1107,47
BULLDOZER	410	64,20	2	1027,30	873,20

IV - CONSOMMATION EN ELECTRICITE :

Le concasseur de la carrière dispose de deux moteurs électriques de 400 kw chacun.

Les dépenses en électricité sont données par la formule suivante :

$$\text{dépense annuelle} = \text{puissance des moteurs} \times t \times c \times k_1 \times k_2 \times k_3$$

- puissance des moteurs : $2 \times 400 \text{ kw} = 800 \text{ kw}$
- t : durée de travail des moteurs ; $t = 8 \text{ h}$
- c : prix d'un kw ; $c = 3,76 \text{ DA/Kwh}$
- k1: coefficient des pertes ; $k_1 = 1,10$
- k2: coefficient d'utilisation de la puissance
 $k_2 = 0,6$
- k3: coefficient d'utilisation du temps $k_3 = 0,80$

$$\begin{aligned} \text{AN : dépense annuelle} &= 800 \times 8 \times 3,76 \times 0,8 \times 0,6 \times 1,10 \\ &= 12.705,79 \text{ DA/Poste} \end{aligned}$$

Le débit moyen du concasseur utilisé à la carrière de MEFTAH est de 340 t/h ; alors, il lui suffit que 05 h pour concasser le minerai produit par poste, c'est pourquoi nous avons pris $k_2 = 0,6$.

V - DEPENSE DE MAINTENANCE :

elle se divise en deux parties :

- a) - dépense en lubrifiants
- b) - dépense en pièces de rechange
- a) - lubrifiants :

ces dépenses représentent 10% des dépenses en gas-oil

donc les dépenses en lubrifiants seront :

b) - pièces de rechange :

les dépenses en pièces de rechange représentent 5% des valeurs des équipements utilisés durant le poste.

ces dépenses sont données par la formule suivante :

$$D_p = \frac{V_{equ} \times 5}{100 \times N_j \times N_p} \quad \text{DA/Poste}$$

V_{equ} : valeur de tous les équipements mis en service durant le poste - $V_{equ} = 5.940.000$ DA.

$$D_p = 560,37 \text{ DA/Poste}$$

totale des frais de maintenance : 834,94 DA /poste.

5) dépenses en matériaux d'explosifs.

1) dépenses d'explosifs.

La consommation d'explosifs spécifique est :

$$q = 0,30 \text{ Kg / m}^3.$$

Le volume abattue par la volée est :

$$V_b = 4822,20 \text{ m}^3 \text{ / volée.}$$

Donc la consommation d'explosifs sera :

$$Q = V_b \times q \quad \text{Kg / volée.}$$

AN :

$$Q = 0,30 \times 4837,50 = 1446,66$$

$$Q = 1446,66 \text{ Kg / volée.}$$

La carrière utilise deux (02) types d'explosifs à 50 % chacun dans un tir.

- 50 % de MARMANITE 723,33 Kg.

- 50 % d' ANFOMIL 723,33 Kg.

a) dépenses en MARMANITE.

Le prix unitaire de MARMANITE (1) = 21,75 DA / Kg.
dépense pour une volée = 15732,42 DA/volée.

b) dépenses en ANFOMIL :

Le prix unitaire de l'ANFOMIL = 8,45 DA / Kg.
dépenses pour une volée = 6112,13 DA / volée.

2) - dépenses pour les cordons détonant :

Le plan de tir comporte une seule rangée de trou,
donc nous avons un cordon détonant principale de
longueur Lp.

$$Lp = 1,1 \text{ Lbc} = 1,1 \times 57 = 62,70\text{m}$$

Lbc : longueur du bloc abattu.

une rangée comporte 16 trous, en aura donc 16
cordons détonants de longueur Lg ;

$$Lg = 1,1 \text{ Ltr} = 1,1 \times 16 = 17,6\text{m}$$

Ltr : longueur du trou.

la longueur totale des cordons détonants pour
une volée :

$$Lc = Lp + 16 \times Lg = 62,7 + 16 \times 17,6$$

$$Lc = 309,10\text{m}$$

Le prix unitaire du cordon détonant est de
2,60 DA.

Dépense en cordon détonant est : 309,1 x 2,60

$$= 803,66 \text{ DA / Volée}$$

nous ajoutons 30% pour le débitage secondaire
donc la dépense totale sera : 1044,75 DA/volée.

3) - Dépenses en détonateur pyrotechnique :

Généralement on utilise (01) un détonateur par tir. La consommation des détonateurs.

1,1 x 10 = 11 détonateurs.

le prix unitaire = 6 DA.
dépense en détonateur = 66,00 DA.

4) - Dépenses en mèche-lente :

Généralement on utilise (02) deux mètres de mèche-lente pour un tir ; donc, le prix du mètre de mèche-lente = 1 DA. Donc dépense en mèche-lente :

2 DA / volée.

5) - Dépenses en outils de forage :

La consommation des outils de forage est donnée par la formule suivante :

$$C_{tf} = L_t \times q$$

q : la consommation spécifique des outils :
q = 0,25 p/m ; 4 pièces pour 1 m foré
L_t : longueur totale forée par poste.

$$AN : C_{tf} = 22 \times 0,25 = 5,50 \text{ pièces}$$

Mais réellement, on ne change pas les outils tous les 04 mètres ; donc, nous prenons

$$C_{tf} = 5 \text{ Pièces par poste.}$$

Le prix unitaire des outils : 180 DA/pièce.

La dépense en outil de forage est : 900 DA/p

Sur le tableau ci-dessous nous présentons les dépenses en matériaux d'explosifs :

TYPE DE MATERIAUX	DEPENSE DA/VOLEE
EXPLOSIF	28.397,91
CORDEAU DETONANT	1.044,75
MECHE-LENTE	2
DETONATEUR PYROTECH.	6,60
TOTAL	29.451,26

Les dépenses pour un poste : 29.451,26

N x Np

N : nombre de jours entre deux tirs = 5

dépenses pour un poste : $\frac{29.451,26}{2 \times 5} = 2945,12$

La dépense des outils de forage : 900 DA/P.

Dépense totale en matériaux des travaux de tir

3.035,12 DA / P

7 - calcul du prix de revient de production d'une tonne de calcaire.

ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT	DEPENSES EN DA PAR AN.
AMORTISSEMENT DES FONDS FIX	2.680,81 DA
SALAIRE DES OUVRIERS	4.032,50 DA
DEPENSES EN GAS-OIL	2.745,69 DA
DEPENSES EN ELECTRICITE	12.705,80 DA
MATERIAUX D'EXPLOSIFS	3.035,12 DA
MAINTENANCE	834,94 DA
TOTAL	26.034,83 DA

Pour les dépenses non calculées nous les estimons à 10% des dépenses totales :

$$\frac{26.034,83 \times 10}{100} = 2.603,48 \text{ DA}$$

La dépense totale sera : 28.638,31 DA

La production par poste : 1.818,50 Tonne

Le prix de revient d'une tonne de calcaire est

$$\frac{28.638,31}{1.818,50} = 15,75 \text{ DA / Tonne}$$

CHAPITRE VII

PROPOSITION D'UNE VARIANTE D'ABATTAGE A LA CARRIERE

DE MEFTAH

VII-1 INTRODUCTION

DANS CE QUI SUIVRA NOUS ALLONS PRESENTER UNE AUTRE
VARIANTE, QUI AURA POUR BUT LE CHANGEMENT DU PROCEDE
D'ABATTAGE DES ROCHES.

EN EFFET, APRES AVOIR UTILISE LES TRAVAUX DE TIR,
NOUS ALLONS UTILISER UN PROCEDE SE BASANT SUR
L'EMOTTAGE MECANIQUE DES ROCHES (RIPPER) TOUT EN
UTILISANT LE MEME MATERIEL DE CHARGEMENT ET DE
TRANSPORT.

VII-2 TECHNOLOGIE D'EXPLOITATION PROPOSEE A LA

CARRIERE DE MEFTAH

VII-2-1 ABATTAGE DES ROCHES.

La construction des engins connaît une révolution pour la manutention des roches et des autres matériaux compacts.

Si pour pour cette dernière on employait auparavant presque exclusivement les foreuses et les explosifs; Actuellement les spécialistes adoptent et utilisent de nouveaux outils pour abaisser les prix de revient et augmenter la production .

Pour l'abattage des roches, nous proposons d'utiliser la technique d'émottage mécanique des roches par les RIPPERS.

Les avantages de l'utilisation des RIPPERS :

- Il est généralement moins cher de défoncer que de forer et tirer.
- La production est meilleure par le défoncement que par le forage et le tir.
- augmentation de la sécurité au chantier.

VII-2-1-1 FACTEURS FAVORISANTS L'EMOTTAGE MECANIQUE

DES ROCHES ET LEUR RIPPABILITE EN SE

RAPPORTANT AU CAS DE MEFTAH.

Lors de l'emottage mécanique du massif, la grandeur des contraintes pour la destruction et l'arrachement des morceaux de roches dépend en premier lieu de sa résistance .

L'état des roches exploitées par la méthodes d'emottage mécanique sont caractérisées par la présence de la fissuration ,

Les fissures ont les surfaces qui se détruisent facilement; c'est pourquoi la rippabilité du massif dans une certaine mesure se détermine par le degré et le caractère de la fissure.

L'expérience pratique a montré que l'utilisation des RIPPERS est plus productrie lors de l'emottage des roches sédimentaires (calcaire , gypse, dolomites, charbon, marnes, schistes, grés).

Pour avoir l'information sur les propriétés des massifs exploités, on peut utiliser les méthodes sismiques basées sur l'étude du caractère de la propagation des ondes élastiques dans le massif.

Il a été établi que la vitesse de propagation des ondes élastiques se trouve dans une bonne corrélation avec la résistance et la fissuration du massif.

Avec la croissance de la résistance des roches , la vitesse de propagation des ondes élastiques augmente et elle diminue avec l'accroissement de la fissuration.

Le degré de fissuration d'un massif peut être déterminé par le rapport des vitesses de propagation des ondes longitudinales (V_s) qui est obtenue par des mesures sur le massif et la vitesse (V_u) obtenue par des mesures réalisées sur des bloc de massifs.

$$R = \frac{V_s}{V_u}$$

Ce rapport peut-être considéré comme l'indice acoustique de fissuration.

Pour la carrière de Meftah, nous présentons le tableau VII-2 pour indiquer les différentes zones de fissurations dans le massif.

D'après les analyses des conditions géologiques et minières du calcaire et du gypse d'Algérie, il a été établi que 30 à 35% du volume des roches sont présentées par les massifs à degré de destruction facile.

On les a divisé en deux groupes :

- Massif qui se présente faible d'après la dureté
($f \leq 5$ à 6)

exemple : gypse de FLEURUS.

- Massif représenté par des roches assez dures mais avec une grande intensité de fissures.

exemple : Calcaire de MEFTAH.

- D'après les caractéristiques sismiques du massif de la carrière de MEFTAH, l'utilisation de l'émottage mécanique des roches est justifié.

- Du calcaire de MEFTAH, nous proposons d'utiliser les RIPPERS et d'éliminer les couts qu'engendrent les travaux de forage et de tir.

VII-2-1-2 EMOTTAGE MECANIQUE DES ROCHES.

A) présentation de l'appareil d'émottage des roches (RIPPER)

Le RIPPER mécanique est tracteur équipé de dents, se trouvant vers l'arrière.

IL est d'une construction très robuste et de forme spéciale.

Les dents sont inclinées vers l'avant et leur extrémité est constituée par une pièce interchangeable.

CARACTERISTIQUES SISMIQUES DU MASSIF DE LA CARRIERE DE MEFTAH

CARACTERISTIQUES DES ZONES D'APRES LA FISSURATION	INTENSITE DE LA FISSURATION Im.	VOLUME SPECIFIQUE DES ZONES (V) ÷	PARAMETRES SISMIQUES		
			V S , M/S	V U , M/S	R= V S V U
MOYENNE	4 ÷ 5	5	1200 ÷ 2100	3500÷4300	0,35÷ 0,5
FORTE	10÷14	40	850 ÷ 1200	3500 ÷ 4300	0,2÷0,35
TRES FORTE	SUPERIEURE A 14	55	750 ÷ 900	3500 ÷ 4300	0,17÷0,2

TABLEAU VII- 2

A l'aide d'un dispositif hydraulique, ou à cables ; les roues sont abaissées pour le transport de l'engin et escamotées pour l'utilisation des dents, sur lesquelles repose alors tout le poids de l'appareil.

Par la combinaison du poids, du déplacement et de la forme des dents, cette dernière s'enfonce dans le sol avec une puissance à l'arrachement allant jusqu'à 23.000 kg.

Attelé à un tracteur puissant, le RIPPER peut désagréger et ameublir les sols les plus durs; pour ce dernier cas, on utilise les RIPPERS à dents uniques.

B) principe de l'émottage mécanique des roches:

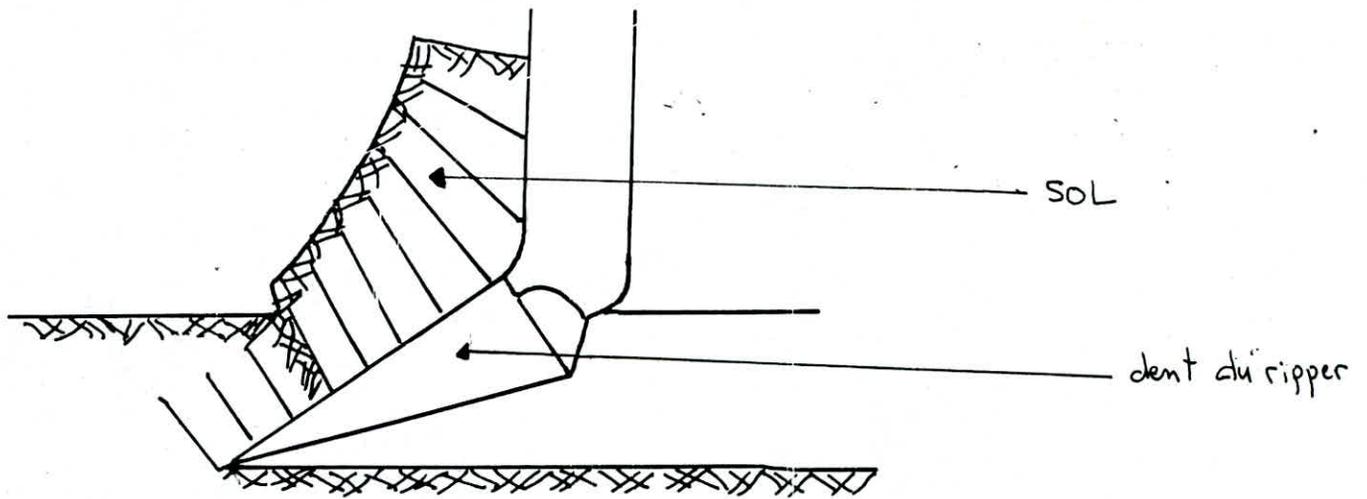
Au début du processus d'émottage, le RIPPER doit pénétrer sa dent dans la roche, dans ce but tous les RIPPERS à suspension trateurs sont équipés d'un système hydraulique qui permet de baisser ou de monter les dents ainsi que d'augmenter la pression d'une dent sur la roche.

Après la pénétration de la dent dans la roche le RIPPER se déplace sur la plateforme du gradin en faisant des sillons avec une vitesse ne dépassant pas 1,2 m /s pendant la création des efforts considérables.

Sur le bord de la dent coupante, se réalise l'arrachement des morceaux de la roche du massif et la destruction de la roche dans la limite de la fente; cela se fait par l'état de contraintes complexes.

L'efficacité maximale du rippage mécanique peut-être atteinte avec la profondeur maximale de la pénétration de la dent du RIPPER et la distance optimale entre les passages.

Cette dernière doit être déterminée pour chaque cas concret suivant les prospectus des roches et les paramètres de la dent du RIPPER.



schema de l'action du ripper
sur le SOL.

Dans le tableau suivant, nous allons présenter quelques types de RIPPERS et leurs profondeurs de pénétration maximale.

type de ripper	profondeur de pénétration max.
D9 n°9-B	71 cm
D9 n°9-B multident	89 cm
D9 n°9-B dent unique	132 cm
D8 n°8-B barre pivotant	66 cm
D8 n°8-B multident	76 cm
D8 n°8-B dent unique	127 cm

Le défoncement des roches peut-être réalisé de deux manière

- passage parallèle du RIPPER, on faisant des sillons parallèles.

- passage du RIPPER parallèle et croisé.

c) - détermination du rendement du RIPPER à la carrière de MEFTAH :

Le rendement d'un RIPPER se calcul dans les conditions concrètes en tenant compte des propriétés des roches et de tous les paramètres technologiques tel que : la distance de rippage, angle de pendage.

Donc le rendement des RIPPERS comme d'autres machines minières dépend de nombreux facteurs (naturels, techniques, technologiques et d'organisation).

Dans la carrière de MEFTAH nous nous proposons d'utiliser le rippage par des passages parralleles.

Ces passages parallèles sont séparées par une distance C qui doit être déterminée pour chaque cas concret suivant les propriétés des roches et les paramètres de la dent du RIPPER.

Cette distance est donnée par la formule suivante

$$C = K1 \times ht \times \text{Ctg } \alpha + 0,5 \times bs$$

- K1 : coefficient qui tien compte de la forme de la section de la fente.
- ht : profondeur maximale de la dent du RIPPER.
- α : angle du bord de la fente ; généralement = 40-60

Les paramètres K1, K2, bs, ht sont les indices de rippabilité qui dépendent de la nature du terrain à défoncer, pour celà nous présentons le tableau suivant

CLASSE DES ROCHES D'APRES LEUR RIPPABILITE	K1	K2	bs (m)
AMEUBLIES FACILEMENT	1,0	0,85	0,3-0,5
MOYENNEMENT AMEUBLIES	0,95	0,95	0,2-0,3
DIFFICILEMENT AMEUBLIES	0,9	1,0	0,15-0,25

Nous considérons que le calcaire de MEFTAH est difficilement ameublies, et dont les indices de rippabilité sont les suivants :

$$K1 = 0,9 ; K2 = 1 ; bs = 0,2 ; \alpha = 50^\circ$$

donc la distance d'écartement des passages sera :

$$C = 0,9 \times 0,3 \times \text{Ctg } 50 + 0,5 \times 0,2$$

$$C = 0,32 \text{ m}$$

1 - calcul du rendement du RIPPER :

a) vitesse de rippage :

L'un des facteurs essentiel déterminant le rendement du RIPPER est la vitesse de rippage.

Pour la plus part des travaux de défoncement on la première vitesse qui est comprise entre 1600 m/h et 2400 m/h, parcequ'elle nous permet d'obtenir la production la plus économique vu que les dents s'altèrent beaucoup plus rapidement pour une faible augmentation de vitesse (voir figure VII.3)

Pour nos calculs nous prenons une faible vitesse de rippage $V_r = 0,6$ m/s

b) - Distance et temps de rippage :

La distance de rippage est déterminée suivant la longueur de la plate forme du gradin, nous prenons une distance $L = 100$ m .

$$\text{Donc le temps d'une passe sera : } T_1 = \frac{L}{V} = \frac{100}{0,6}$$
$$T_1 = 166,66 \text{ sec}$$

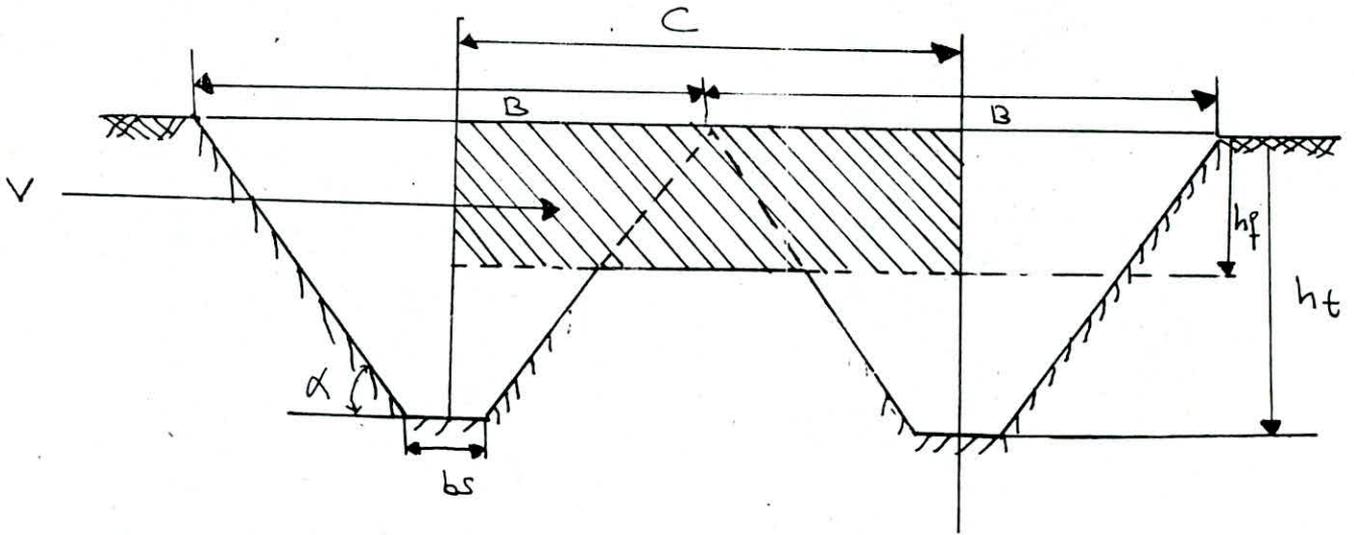
le temps des opérations auxiliaires : $T_2 = 20$ sec (c'est le temps de l'enlèvement de la dent, sa pénétration et le retour vers la nouvelle distance d'émottage).

$$T = T_1 + T_2 = 166,66 + 20 = 186,66 \text{ sec.}$$

c) - calcul du volume abattu :

Le foisonnement du massif s'effectue par des passages adjacents parallèles du ripper.

En résultat il se forme une couche de la roche foisonnée ; entre deux sillons adjacents et dans la partie inférieure de ces derniers se forme des piliers qui empêchent l'excavation de la roche à la profondeur radiale et la pénétration de la dent.



schema de la forme des sections
de la fente et le volume abattue par
le ripper.

C'est pourquoi, la profondeur de l'ameublissement effectif du massif est inférieure à la profondeur de la pénétration de la dent et elle peut être déterminée par la formule suivante :

$$hf = \frac{1}{K2} (K1 \times ht - 0,5 \operatorname{tg} \alpha (c - bs)) ; m.$$

K2 : coef. qui tient compte de l'influence de l'état du massif sur les dimensions des piliers non déteruits qui se forment lors des passages.

$$hf = 1 (0,9 \times 0,3 - 0,5 \operatorname{tg} \alpha (0,32 - 0,2))$$

$$hf = 0,2 m.$$

Donc le volume abattu sera :

$$V = hf \times L \times C ; m^3$$

$$V = 0,2 \times 100 \times 0,32 = 6,4 m^3.$$

d) - calcul du rendement du RIPPER :

Le rendement caractérise le volume des travaux qui sont exécutés réellement par l'engin, en tenant compte du temps, les travaux techniques, technologiques, l'organisation et l'arrêt de la machine.

Le rendement du RIPPER lors des passages parallèles

$$R = \frac{V \times 3600 \times Tp \times Ku}{T} ; m^3 / poste$$

V : volume abattu par le RIPPER ; V = 6,4 m³

Tp: temps d'un poste ; Tp = 8 h

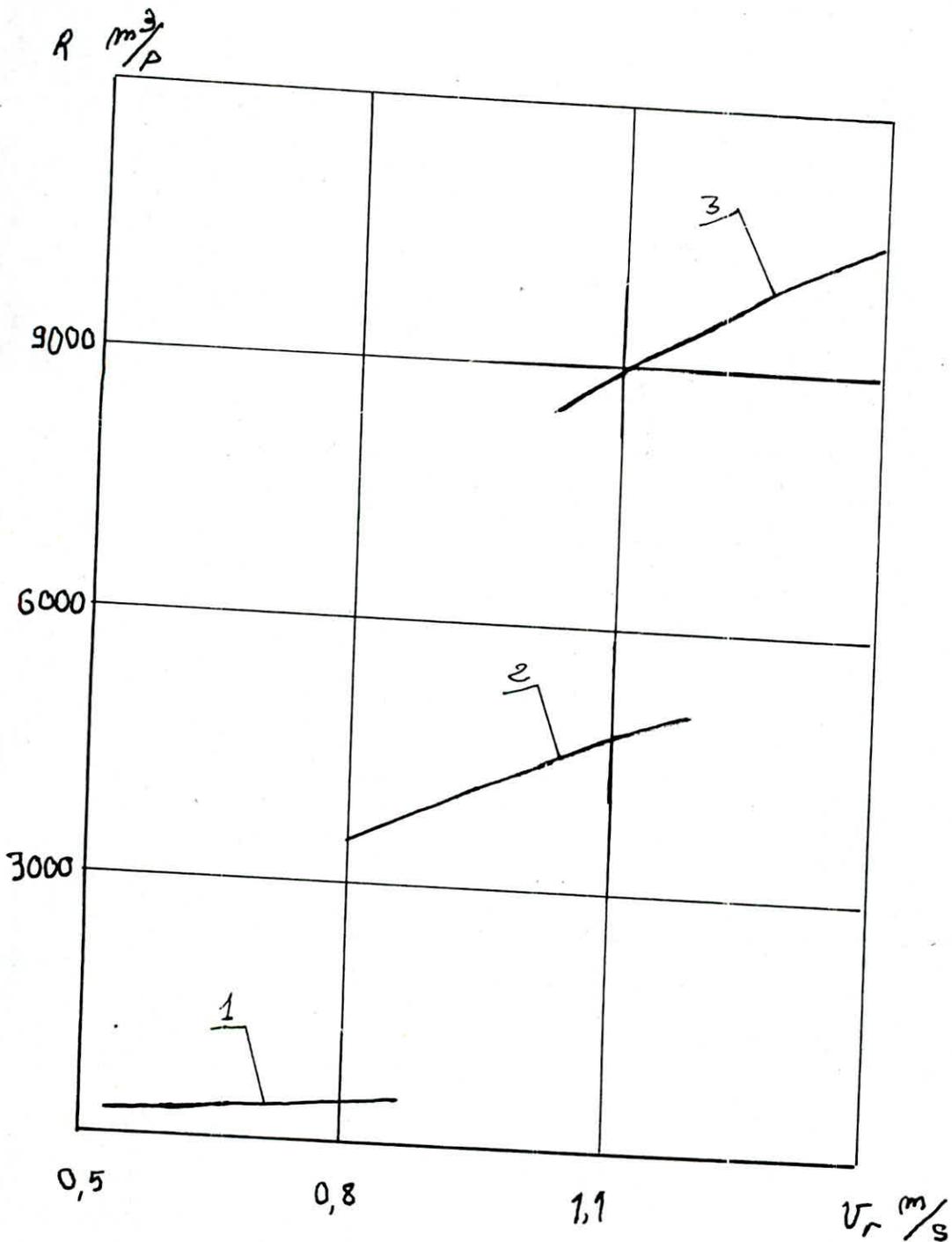
Ku: coef. d'utilisation du RIPPER; Ku = 0,8

T : temps d'une passe de 100 m ; T = 186,6 sec

$$R = 789,97 m^3/poste$$

$$R \approx 790 m^3 / poste$$

La production prévisionnelle de l'année 1987 est de l'ordre de 727,40 m³/poste (voir chapitre VI) donc l'exploitation par les RIPPERS peut assurer cette production.



Variation du rendement du ripper en fonction de la vitesse de rippage

- 1- pour roches moyennement fissurées
- 2- " - " - Fortement fissurées
- 3- " - " - très fortement fissurées

VII-3 CALCUL DU PRIX DE REVIENT DE PRODUCTION

D'UNE TONNE DE CALCAIRE

Ce calcul de prix de revient sera basé sur les dépenses qu'engendre l'exploitation par les RIPPERS, et cela pour la production réalisée dans les conditions les plus défavorables (roche ameublie difficilement).

La méthode de calcul du prix de revient est la même présentée dans le chapitre VI.

VII-3-1 AMORTISSEMENT DES ENGINES

Le bon déroulement des travaux d'abattage par les RIPPERS nécessite un certain nombre d'engins en réserves. Ci-dessous, nous allons présenter les sommes d'amortissement annuelle des RIPPERS et des engins de forages utilisés actuellement à MEFTAHA.

La norme d'amortissement est de $a = 10 \% / \text{an}$.
La durée d'amortissement $T = 10 \text{ ans}$.
(voir chapitre VI).

La somme d'amortissement des engins de forage est de :

$$F = 538.232,00 \text{ DA /an.}$$

La somme d'amortissement des RIPPERS est de :

$$R = 121.161,60 \text{ DA /an.}$$

La différence entre les sommes d'amortissement des engins de forage et des RIPPERS :

$$D = F - R = 415.070,40 \text{ DA / an.}$$

Donc la nouvelle somme d'amortissement annuelle des engins de la carrière de MEFTAHA en changeant les engins d'abattage sera :

$$142.083,32 - 415.070,40 = 1.005.761,60 \text{ DA / an.}$$

(somme d'amortissement des engins : 142.083,32 DA.
voir chapitre VI).

ABBATAGE PAR L'EMOTTAGE MECANIQUE

ABATTAGE PAR TRAVEAUX DE TIRS

Equipe- ment	Marque	Valeur primaire	Nbre d'Engins	Somme DA / AN	Equipement	Marque	Valeur (DA) primaire	Nbre d'engins	somme ann d'amortiss ment DA/
Tippers	D 9- N B9	605.808,00	2	121.161,60	SONDEUSES	INGER - SOLL RAND	500.000,00	2	100.000,00
					ERA WLAIPE	ING.RAN	220.000,00	2	118.232,00
						COMP.HOL	344.160,00	2	
					COMPRESSEURS	ATLAS-COPCO	750.000,00	2	318.000,00
						COMPAIR.HOL	840.000,00	2	
					ENGINS DE FORAGE	-	-	-	536.232

81-

$$\begin{aligned} \text{L'amortissement par poste} &= \frac{\text{amortissement annuel}}{\text{Njt} \times \text{Np}} \\ \text{Njt} &: \text{nombre de jours de travail par année } \text{Njt} = 265 \text{ j.} \\ \text{Np} &: \text{nombre de postes par jour } \text{Np} = 2 \text{ postes.} \\ \text{L'amortissement par poste} &= \frac{1.005.761,60}{265 \times 2} \\ &= 1897,66 \text{ DA / poste.} \end{aligned}$$

VII-3-2 SALAIRE DES OUVRIERS

Le changement de notre parc d'engins et de la méthode d'abattage implique le remplacement des sondeuses et mineures par des conducteurs d'engins.

a) Nombre de conducteurs d'engins (RIPPER) titulaires:
L'effectif des conducteurs d'engins titulaires est calculé par la formule suivante:

$$\text{Nt} = \text{Np} \times \text{Kp}$$

Kp : coefficient du personnel titulaire présent qui dépend du régime de travail ; on le calcule par la formule suivante:

$$\text{Kp} = \frac{\text{Nja} - \text{Njf} - \text{Njrep}}{(\text{Nja} - \text{Njf} - \text{Njc}) \times \text{Ka}}$$

Nja : nombre de jours de l'année.

Njf : " " " de fête (Njf = 11 j)

Njrep: " " " de repos pour un travailleur Njrep = 89

Ka : coefficient d'absentéisme motivé Ka = 0,95

Njc : nombre de jours de congé Njc = 26j.

$$\text{kp} = \frac{365 - 11 - 89}{(365 - 11 - 26) \times 0,95}$$

Donc Kp = 1,167.

Np : nombre de travailleurs présents par jour .

$$Np = 2 \text{ conducteurs.}$$

Donc le nombre de conducteurs d'engins à engager est :

$$Nt = Np \times Kp = 1,167 \times 2 = 2,33.$$

$$Nt = 3 \text{ conducteurs.}$$

Sur le tableau suivant nous indiquerons le diagramme les chargements effectués sur les personnels.

ouvriers à remplacer	perso	salaire de base	salaire totale(da/mois)
chefs mineurs	1	2810,00	2810,00
sondeuses	4	2670,00	10.680,00
mineurs	5	2450,00	12.250,00
aide - mineurs	1	2130,00	2130,00
ouvriers à remplacer	perso	salaire de base	salaire totale(da/mois)
conducteurs d'engins	3	2360,00	7080,00

La somme des salaires à remplacer : 27.870,00 DA/mois.

La somme des salaires à engager : 7080,00 DA : mois.

La somme des salaires des ouvriers existants
existants actuellement à la carrière : 119.300,00 DA/mois.

Le salaire des ouvriers de la carrière devient :

$$119.300 - 27.870 + 7.080 = 98.510 \text{ DA/mois}$$

Le salaire des ouvriers total :

Ouvriers de la carrière : 98.510,00 DA/mois.
Ouvriers de la maintenance : 103.710,00 DA/mois.
La somme salariale totale : 202.220,00 DA/mois

Nous ajoutons 10 % pour les charges connexes

$$202.220 + 20.222 = 222.442,00 \text{ DA/mois}$$

La dépense salariale :

220.442 DA/mois, d'où les dépenses par poste : 3.707,36 DA/m.

VIII - 3 - 3 DEPENSES EN GAS-OIL

La consommation en gas-oil dépend fortement des conditions dans lesquelles fonctionnent l'appareil; pour les RIPPEE nous calculerons les dépenses en gas-oil par la formule suivante:

Les consommations seront notées: $(l/h) = Neff \times q \times Ke$.

Neff : Puissance du moteur (pour le D9 N° 9 - Neff = 300 CV

Q : Consommation spécifique $q = 0,26 \text{ l/cv.h.}$

Ke : Le facteur d'emploi $Ke = 0,8$.

Consommation $(l/h) = 300 \times 0,26 \times 0,8$.

Consommation $l/trou = 62,4 \text{ l/h.}$

Consommation $l/poste = 499,2 \text{ l/poste.}$

Les dépenses $(DA/poste) = 424,32 \text{ DA/poste.}$

Les dépenses en gas-oil des engins (BULL-DOZER, CAMION CHARGEUSE) ont été calculées au chapitre VI : 2 257,5 DA /p.

Les dépenses totales par poste seront donc:

$424,32 + 2.257,5 = 2.681,82 \text{ DA/poste}$

VI - 3 - 4 DEPENSE EN ELECTRICITE

les dépenses en électricité sont les mêmes que celles calculées au chapitre VI.

12.705,79 DA/poste

VII - 3 - 5 MAINTENANCE

1) Lubrifiants

Ils représentent 10 % des dépenses en gas-oil :

10×2.681

$\text{-----} = 268,18 \text{ DA/poste.}$

100

2) Pièces détachées

Les dépenses en pièces de rechange représentent 5 %
du prix des engins utilisés .

$$D \text{ pièce} = \frac{\text{Veq} \times 5}{100 \times N_j \times N_p}$$

Veq : Valeur des équipements mis en service durant le post

$$\text{Veq} = 6.105.808 \text{ DA}$$

$$D_{\text{pièce}} = \frac{6\ 105\ 808 \times 5}{100 \times 265 \times 2} = 576 \text{ DA/Poste}$$

Les dépenses de maintenance (lubrifiants, pièces détachées)
sont 838,95 DA/poste.

Les frais d'entretiens des RIPPERS sont très importants
telles que les pointes des dents qui sont interchangeable
et qui durent seulement 30 minutes pour les chantiers très
durs et de 1 mois pour les chantiers difficiles.

Dans notre cas, le ripper nécessite un changement de la
dent toutes les 10 heures de travail.

Le prix unitaire de la dent est de 108 DA.
Les frais pour 01 heure de travail 10,8 DA.
Les frais pour un poste de travail 86,4 DA.

Les dépenses de maintenance totale seront donc :

$$838,95 + 86,4 = 925,35 \text{ DA/poste.}$$

VII -3-6 CALCUL DU PRIX DE REVIENT

Nous présenterons les différentes dépenses sur le tableau suivant :

ELEMENTS DU PRIX DE REVIENT	DEPENSES DA / POSTE
AMORTISSEMENT DES ENGINs	1897,66
SALAIRE DES OUVRIERS	3707,36
CONSOMMATION EN GAS-OIL	2681,82
CONSOMMATION EN ELECTRICITE	12.705,79
MAINTENANCE	925,35
TOTAL DES DEPENSES	21.917,98
10 % DES DEPENSES	2191,798

Les dépenses totales pour la production de 1.828,5 t durant un poste : 24 109,77 DA

Le prix de revient = $\frac{\text{Dépenses durant un poste}}{\text{Production par poste}}$

Le prix de revient = $\frac{24\ 109,77}{1\ 818,50} = 13,25$

Le prix de revient = 13,25 DA/t.

CHAPITRE VIII

CONCLUSION :

LE DEVELOPPEMENT DU SUJET "INFLUENCE DE LA MECANISATION SUR LE PRIX DE REVIENT DU CALCAIRE DE MEFTAH" NOUS A PERMIS TOUT EN SE BASANT SUR LES VARIANTES D'EXPLOITATION ETUDIEES D'OBTENIR UN PRIX DE REVIENT MINIMUM AVEC LES CONCLUSIONS SUIVANTES:

- 1 - LE CHOIX DES ENGINES DE CHANTIER DOIT ETRE FAIT EN TENANT COMPTE DES SPECIFITES GEOLOGIQUES ET TECHNIQUES DE LA CARRIERE.

- 2 - UNE UTILISATION RATIONNELLE ET SCIENTIFIQUE DE TOUTE LES CAPACITES DE L'ENTREPRISE.

NOUS SOUHAITONS QUE CE TRAVAIL DE PART LES PROPOSITIONS QUE NOUS AVONS SUGGEREES ET S'IL VENAIT CEPENDANT A ETRE APPLIQUE SERA D'UN APPORT BENEFIQUE POUR LA CARRIERE .

