

UNIVERSITE D'ALGER
ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

1/70

439-

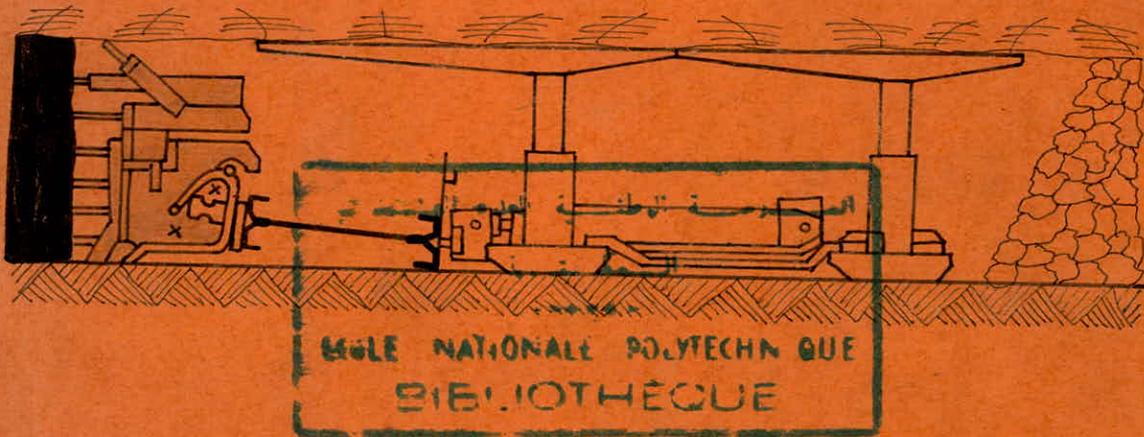
THESE DE FIN D'ETUDES

AEX

Exploitation Des Couches Extra-Minces De Charbon

Etude Comparative:

Application Au Bassin Houiller De Bechar



Proposée par la SONAREM

Etudiée et réalisée

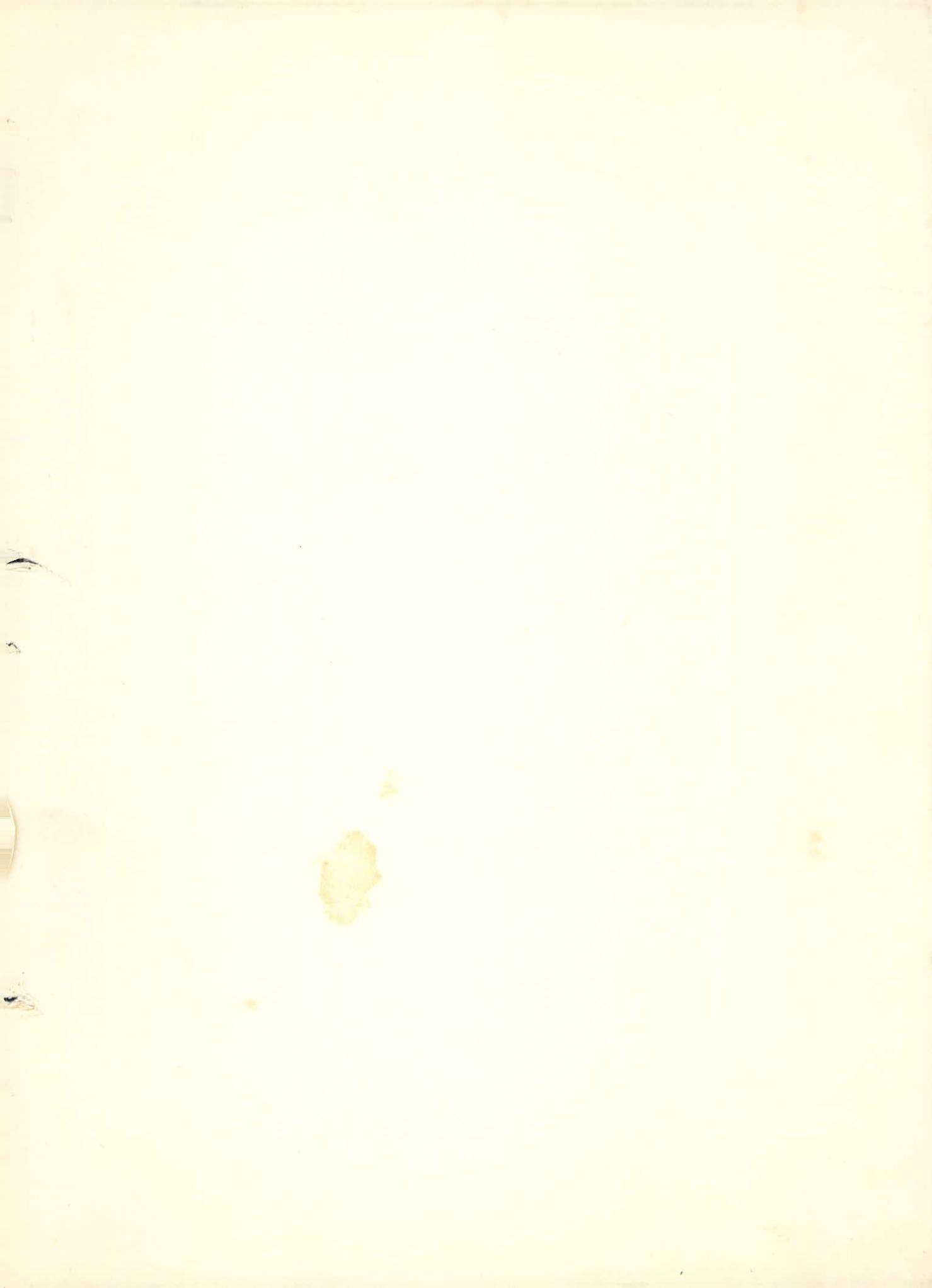
Dirigée par M;J.WOLSKI

par : M. BAAZIZ Mohammed

Docteur d'Etat

Lamine

1970



ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

PROMOTION 69 - 70

D'ALGER

DEPARTEMENT MINES ET GEOLOGIE

THESE DE FIN D'ETUDES

EXPLOITATION DES COUCHES EXTRA-MINCES DE CHARBON

ETUDE COMPARATIVE

APPLICATION AU BASSIN HOULLER DE BECHAR

Proposée par la SONAREM

Dirigée par M.J.WOLSKI

Docteur d'Etat

Etudiée et réalisée

par M. BAAZIZ M.L

Avril 1969

Septembre 1970

Fait à Annaba Septembre 1970

Je ne saurais aborder cette modeste thèse sans, en premier lieu exprimer mes vives gratitudees à Messieurs WOLSKI, VASEK et MOULD, qui se sont entièrement dévoués pour me guider dans l'élaboration de cette étude.

Je tiens également à remercier Messieurs les responsables de la mine de KENADZA, de DIERGARDT - MEVISSSEN et d'EMSCHER LIPPE en R.F.A pour leur bon accueil lors de mes stages, tous les ingénieurs et techniciens de ces mines pour l'aide précieuse qu'il m'ont fournie.

TABLE DES MATIERES

INTRODUCTION	page 1
CARACTERISTIQUES NATURELLES ET TECHNIQUES	
DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE	
La profondeur	2
La densité du gisement	
L'épaisseur moyenne des veines exploitées	
La régularité du gisement	3
L'importance des venues d'eau, des dégagements de grisou, et de poussières inflammables	4
Les caractéristiques du charbon extrait	5
EXPLOITATION DES COUCHES MINCES EN PLATEUR ET	
MOYEN PENDAGE DANS LES MINES DE CHARBON	
OUEST - ALLEMANDES	11
Introduction	11
Extraction avec pleine mécanisation	
Rabotage	14
Havage	17
Le soutènement	18
Exploitation par longues tailles	19
EXPLOITATION DES COUCHES MINCES ET EXTRA -	
MINCES	
	20
EXPLOITATION PAR RABOT SCRAPER GUSTO	21
EXPLOITATION D'UN GISEMENT DE COUCHES MINCES	
DE CHARBON DUR NECESSITANT HAVAGE ET TIR	
	28
Méthode ancienne	29
Méthodes nouvelle des 3 allées	31
" " " 4 " 	37
" " " 5 " 	39
" " " 6 " 	42

EXPLOITATION D'UNE COUCHE MINCE DANS UNE TAILLE	
ECOLE EN ALLEMAGNE DE L'OUEST	43
Introduction	
Méthode d'exploitation	43
EXPLOITATION DES COUCHES EXTRA - MINCES DANS	
LE BASSIN DE BECHAR	
GEOMORPHOLOGIE DE LA REGION DE BECHAR	50
Evolution des réserves de la région de Bechar...	60
Puissance exploitable	62
Profondeur exploitable.....	62
Historique des méthodes d'exploitation dans le	
bassin houiller de Bechar	68
Les houillères du Sud oranais	68
LES ANCIENNES METHODES D'EXPLOITATION PRATI-	
DANS LE BASSIN DE BECHAR	76
Méthode d'exploitation par Auger - Drill	
Méthode par taille basse	77
EXPLOITATION ACTUELLE D'UNE COUCHE EXTRA -	
MINCE AU SIEGE DIDI	87
Introduction	
Exploitation actuelle au siège DIDI ;;;.....	87
Equipement du siège	98
ESSAI D'UNE PLEINE MECANISATION DANS LE BASSIN	
DE BECHAR	
LES MESURES DE RABOTABILITE AU SIEGE MENNOUNA 2	
ESSAI D'UNE PLEINE MECANISATION DANS LE BASSIN	
LE BECHAR	103
Introduction	
Les conditions géologiques	
Les mesures de rabotabilité	105
" " au siège DIDI	110
" " dans la bure de	
ZEKAKKAT	112

Les mesures de rabotabilité au siège MENNOUNA 2	114
" " de la viene	115
" " du toit et du mur .	118
 LES ESSAIS D'EXPLOITATION PAR RABOT SCRAPER SR 2	 122
Essai à l'eau sous pression	124
Essai au tir	125
Tableaux techniques	127-130
 Essai d'une pleine mécanisation discussion sur certaines machines	 131
 APPLICATION AU BASSIN HOULLER DE BECHAR	
 EXPLOITATION DE LA COUCHE 1 160 A MENNOUNA 2 PAR LE RABOT SANS REcul WESTFALIA	 138
Introduction.....	
Méthode d'exploitation	138
Calcul théorique de l'installation de rabotage.	139
Calcul pratique de l'installation de rabotage .	145
Calcul théorique du blindé lié au rabot.....	146
Indices techniques de l'installation de rabota- ge	155
Répartition du soutènement en taille.....	157
Perspective sur la méthode d'exploitation.....	164
- les données géologiques et les conditions d'assises	164
Equipement en taille	168
Indices techniques de la méthode d'exploitation	176
 EXPLOITATION DE LA VEINE 1 160 A MENNOUNA 2 PAR UNE HAVEUSE A TAMBOUR A BRAS VARIABLE DU TYPE RANGING-DRUM-SCHEARER	 181
Introduction.....	
Point de vue de la méthode	181
Calcul théorique de l'installation de havage...	183
Indices techniques de la méthode d'exploitation..	192
Equipement de la taille	195
 ECONOMIE	
PRIX STANDARDS ET PRIX DE REVIENT/TONNE A DIDI ..	201
 TABLEAUX DES PRIX DE REVIENT A LA TONNE DE CHAR- BON, TABLEAU COMPARATIF	 211-229
 CONCLUSION	 230

PREFACE

Il y a une trentaine d'années, savoir exploiter la houille, base incontestée de toute industrialisation, était le souci primordial de ceux qu'intéressait ce problème crucial - - et le centre de gravité des préoccupations qu'on pouvait demander à un éminent ingénieur des mines se situait entre la sécurité, le prix de revient et la conservation du gîte.

En effet, aujourd'hui encore, et pour un quart de siècle au moins semble-t-il, le charbon est bien l'énergie primaire parmi toutes, car il est irremplaçable pour la fabrication de l'acier qui, lui, est nécessaire pour toutes les autres formes d'énergie. Seuls quelques **grands** esprits pensent aux mines de charbon lorsqu'on lie le seul pétrole à l'automobile. Or, s'il est vrai que celle-ci ne roulerait pas sans pétrole, il n'est pas moins vrai qu'elle ne saurait être construite sans charbon. Le charbon occupe une **place** de premier plan dans l'actualité économique. Qu'il soit rare ou trop abondant, il pose des problèmes qui débordant rapidement le cadre strict de l'économie, se prolongent sur le plan social et politique. Malheureusement de nos jours certains laissent entendre que le charbon est un produit périmé et il est encore d'autant plus dramatique pour notre charbon qui la qualité laisse à désirer. Etant donné les difficultés de trouver du **cock** sur le marché et

au prix que nous le payons, et que toute décision économique est un pari sur l'avenir, explicite ou implicite, qu'il soit aux industriels aux hommes d'Etat et aux responsables de l'orientation économique d'effectuer sans répit des choix, parmi lesquels la structure de l'approvisionnement futur en énergie, et la place du charbon dans cet approvisionnement, figurent en bonne place.

---oooOooo---

I N T R O D U C T I O N

**CARACTERISTIQUES NATURELLES ET TECHNIQUES DE L'INDUSTRIE
CHARBONNIERE .**

**L'Energie et ses problèmes : Le charbon Panorama
économique parP.GARDENT . (Dunod)**

**EXPLOITATION des COUCHES MINCES en PLATEUR et MOYEN PENDAGE
dans les MINES de CHARBON OUEST - ALLEMANDES .**

**Abbau dünner Flöze in der flachen und mässig geneigten
Lagerung im westdeutschen Steinkohlenbergbau .**

**parDr.-Ing H-R SANDER et Dipl.- Ing
H.KUNDEL, Steinkohlenbergbauverein, Essen.**

(BERGFREIHEIT Aout 1967)

CARACTERISTIQUES NATURELLES ET TECHNIQUES DE L'INDUSTRIE CHARBONNIERE

La technique de l'industrie charbonnière, comme de toute industrie minière, se caractérise par trois groupes d'opérations :

- abatage du charbon dans la veine, et accessoirement percement dans les couches stériles pour accéder aux veines de charbon;
- traitement des vides laissés par l'exploitation du charbon (soutènement, remblayage)
- transport et manutention du charbon au jour.

Au jour le charbon subit des transformations (classement, lavage) qui s'apparentent d'avantage à des activités industrielles de type normal.

L'industrie charbonnière épuisant des gites qui ne se renouvellent pas, les caractéristiques de ces chantiers sont : localisation géographique imposée par le gisement, migration permanente au fur et à mesure de l'exploitation, structures très variables, et évolutives en fonction de la configuration du gisement et de son irrégularité.

On conçoit aisément que ces caractéristiques ne prédisposent pas l'industrie charbonnière à un haut degré de mécanisation et d'automation, de tels processus s'appliquant bien plus aisément à des opérations qui se renouvellent à l'identique un grand nombre de fois. L'industrie charbonnière est donc handicapée pour accroître sa productivité au

même rythme que les autres industries.

Mais ce handicap joue d'une manière très variable, suivant les bassins houillers. Parmi les facteurs naturels qui exercent une influence déterminante sur la rentabilité des houillères, nous citerons les suivants :

1°- La profondeur :

Certains gisements sont exploités à ciel ouvert, exploitation beaucoup plus aisée que dans les mines souterraines et peu même mettre en œuvre des moyens mécaniques puissants permettant d'énormes rendements. La rentabilité n'est pas automatiquement plus grande que dans les mines souterraines. Pour un état donné de la technique, il existe en effet une valeur limite du rapport de l'épaisseur de morts-terrains à celle de charbon, au-delà de laquelle il vaut mieux exploiter en mine souterraine.

La profondeur des mines souterraines est extrêmement variable, d'une centaine de mètres (cas de plusieurs mines américaines), à 1.200 m (profondeur considérée en Europe comme limite pratique de l'exploitation). Avec la profondeur croissent

-Le poids du câble d'extraction, la puissance de la machine, l'importance du chevalement et des superstructures ;

-La température des terrains au fond, donc le débit d'aéragé et par conséquent l'ouverture des galeries et chantiers (pour une vitesse limitée du courant d'air) ; à la limite, la nécessité de réfrigérer l'air au fond ;

-La pression des terrains, et par conséquent la dureté moyenne des veines, et l'importance du soutènement et du rem-

layage.

Ces différents éléments font de la profondeur un facteur prépondérant de la rentabilité des gisements.

2°- La densité du gisement :

Les gisements denses, c'est-à-dire comportant une proportion importante de charbon au km³ de terrain, permettent une forte concentration de l'exploitation, et allègent le poids relatif des travaux préparatoires, des travaux d'entretien, des transports, des services généraux. Ce qui importe, c'est évidemment la densité de la partie du gisement pratiquement exploitable, à l'exclusion des veines trop minces, des zones irrégulières et inexploitable.

3°- L'épaisseur moyenne des veines exploitées :

Pour les faibles épaisseurs, le rendement du chantier croît lorsque cette épaisseur augmente. Il est à peu près proportionnel à l'épaisseur jusqu'à une valeur optimum de l'ordre de 2m. Au-delà, les difficultés d'exploitation vont au contraire en augmentant avec l'épaisseur, et pour les grandes puissances (qui se rencontrent surtout dans les gisements constitués par des amas irréguliers) il est normalement nécessaire d'exploiter par tranches successives. Au surplus, les dégâts causés en surface par l'affaissement des morts-terrains consécutifs vont en augmentant avec la puissance des veines exploitées.

4°- La régularité du gisement :

Les gisements réguliers réduisent au maximum, toutes autres choses égales d'ailleurs, les dépenses de recherche; les

travaux préparatoires, la dispersion de l'exploitation, les dépenses de mise en marche et d'arrêt des chantiers, les travaux d'entretien, le soutènement.

Les gisements réguliers les plus favorables à cet égard sont les gisements horizontaux ou subhorizontaux. La rentabilité des gisements ne décroît pas nécessairement avec l'inclinaison des couches. Mais la variété des inclinaisons dans un même gisement est un facteur défavorable, imposant une multiplicité de méthodes d'exploitation et de types de matériel. Au surplus, seuls les gisements plats réguliers permettent jusqu'ici une mécanisation complète de l'exploitation .

5°-L'importance des venues d'eau, des dégagements de grisou, de poussières inflammables :

Dans certains gisements les venues d'eau sont insignifiantes. Dans d'autres gisements elles peuvent dépasser $10m^3$ /tonne extraite. Les dépenses d'exhaure peuvent atteindre 10% du prix de revient, sans préjudice du coût des mesures spéciales de sécurité pour se prémunir contre les irrptions brutales.

Les gisements se présentent aussi de façon très variables quant aux dégagements de grisou et de poussières inflammables. Dans les exploitations poussiéreuses et grisouteuses, des mesures spéciales doivent être prises pour éviter, d'une part l'accumulation de grisou et de poussières au-delà des teneurs dangereuses, d'autre part l'inflammation des mélanges explosifs accidentellement formés. Le prix de revient se trouve obéré directement par le coût des mesures de sécurité, indirecte-

ment par les contraintes imposées à l'exploitation (moins concentration).

6^e Les caractéristiques du charbon extrait

Le charbon extrait peut avoir une teneur en cendres très variable. Les veines de charbon ont une teneur en cendres constitutive, à laquelle vient s'ajouter la proportion de stériles abattus en même temps que le charbon, lorsque la veine présente des intercalations stériles.

La teneur en eau est également variable. Dans les gisements poussiéreux, il est nécessaire de procéder au fond à des injections d'eau et à des arrosages qui augmentent notablement l'humidité du charbon.

Suivant la dureté du charbon et les méthodes d'exploitation mises en oeuvre, la granulométrie du charbon peut être très variable. Autrefois une forte proportion de gros calibres augmentait considérablement la valeur du charbon. Sauf pour les anthracites, il en va différemment aujourd'hui l'orientation technique de la consommation conduisant à l'utilisation de calibres de plus en plus petits et les gros calibres s'écoulant souvent difficilement sans un concassage préalable.

Enfin la valeur du charbon, et par conséquent la rentabilité de la mine, dépendent fortement de la qualité. Les meilleures valorisations étant obtenues par les charbons à usage spécifique, c'est-à-dire les anthracites et les charbons à coke.

Il est évidemment exceptionnel que les différents facteurs mentionnés soient, pour un même gisement, tous favor-

rables. Cependant la plupart d'entre eux sont interdépendants, la cause première résidant dans l'importance des mouvements tectoniques qui ont intéressé le gisement.

Les gisements qui ont subi des déformations tectoniques importantes présentent fréquemment les caractéristiques suivantes :

- grande profondeur,
- irrégularité du gisement,
- variations dans l'inclinaison et l'épaisseur des veines,
- importantes venues d'eau (par fractures des mortsterrains),
- impureté du charbon.

c'est le type général du gisement européen.

Les gisements calmes se trouvent plutôt à faible profondeur avec des veines régulières de faibles inclinaisons. C'est le type des gisements américains.

Les caractéristiques des gisements américains sont de beaucoup les plus favorables. Les gisements américains sont constitués en grande partie par des veines horizontales et régulières, s'étendant sur des milliers de km². On y pénètre soit par des affleurements, soit par des puits de faible profondeur. L'ossature de la mine peut être tracée entièrement dans les veines de charbon, ce qui réduit au minimum les travaux improductifs. L'exploitation peut être entièrement mécanisée. Les superstructures sont réduites au minimum, ainsi que les installations de lavage.

Les gisements européens, beaucoup plus profonds et irréguliers, nécessitent une infrastructure importante de travaux au rocher (surtout les gisements continentaux). Ils ne se prêtent que difficilement à la mécanisation. Les superstructures sont importantes.

Certes, la mécanisation a permis dans les bassins européens de substantiels progrès, et de grandes possibilités sont encore ouvertes. Mais les progrès de la technique tendent plutôt à accentuer les différences entre bons et mauvais gisements. La mécanisation s'est développée dans les houillères européennes depuis la dernière guerre à une cadence relativement lente ; de multiples essais sont en effet nécessaires pour s'adapter aux caractéristiques très variées des chantiers, une gamme très étendue de matériels doit être mise au point. A titre d'exemple, en France en 1958, plus de la moitié du charbon extrait devait encore être abattu au marteau piqueur. Dans le même temps, une véritable révolution technologique s'est développée aux Etats-Unis : emploi de pelles géantes et de tarières dans les exploitations de surface ; introduction massive de l'engin universel dénommé "mineur continu" (abattage et chargement simultanés) dans les exploitations souterraines. Le rendement américain, qui était déjà très supérieur aux rendements européens n'accomplissaient que des progrès modestes (la Ruhr ne dépassant qu'en 1960 son rendement de 1938). En conséquence, malgré un niveau de salaire très élevé (3 à 4 fois le niveau européen) le prix de revient des charbons américains est très inférieur aux prix de revient européens.

Mais ce n'est pas seulement sur la productivité que les différences dans la nature des gisements exercent une influence. En Europe, la concentration géographique des gisements et le faible niveau des rendements conduisent à rassembler dans une aire restreinte d'énormes effectifs, le cas le plus typique étant la Ruhr qui, sur 5000 km², occupe près de 500 000 personnes et en fait vivre plusieurs millions. Cette main d'œuvre pose des problèmes démographiques considérables, avant tout autre le besoin d'une certaine stabilité de l'emploi, facteur de rigidité du niveau de production. D'autres facteurs concourent au même résultat. Les mines sont très longues à mettre en exploitation. Il faut au moins dix ans pour qu'un siège nouveau atteigne son plein développement. Une exploitation arrêtée est généralement définitivement abandonnée, en raison des pressions de terrains et de l'importance des venues d'eau. Le rassemblement d'une main d'œuvre qualifiée, en cas de création d'un siège nouveau, est difficile ; réciproquement, en cas de fermeture d'un siège, la reconversion de la main-d'œuvre peut poser des problèmes délicats. Il est enfin souhaitable que les sièges marchent en voisinage de leur pleine capacité, en raison des charges fixes qu'ils supportent. Nous disons plus clairement que pour de tels sièges l'offre est très rigide. Rien de semblable ne se présente aux Etats-Unis. L'industrie houillère ne réalise nulle part des concentrations humaines analogues à celles des bassins européens ; la main-d'œuvre est d'ailleurs très mobile. Les sièges d'exploitation peuvent être ouverts rapidement et fermés généralement sans inconvénient.

Ils peuvent fonctionner à marche réduite. L'offre se trouve ainsi très élastique, et sa répartition géographique peut évoluer aisément.

Nous faisons suite d'un tableau groupant les indices techniques de quelques importants bassins du monde.

Bassins		Nord P-C	Lor rai ne	Ruhr	Ensem ble Bass Angl	Donetz	Appala- ches
Superficie	km ²	1250	500	5000	11000	25000	180000
% Extraction en découverte		--	-	-	7%	-	30%
Profondeur my ^{ne} des mines sout ^{ne}	(m)	505	569	706	460	280	100 à 300
Epaisseur my ^{ne} des veines expl ^t	(cm)	129	212	122	120	90	200
% production ds couches à + 20°		38%	75%	30%	?	29% ₊	trés faible
Exhaure (m ³ /t extr)		0,3	11	1,2	?	1	
Product nette/pr b ^{rt}		65%	70%	79%	90%	80%	90%
Production (Mt)		29	15	122	216	182	296
Effectif ouvriers 10 ³		119	41	444	699	436	150
Rendement fond kg/p							
1933		1140	2010	1970	1510	1955 ⁺⁺	4880
1958		1500	2290	1675	1640	1200	10300
Investissements (F/t annuelle produite)		380	660	4470	600	?	200
Prix de revient (F/t)		64	55	60	59	40 ^{\$}	22 ^{\$\$}

+ 25° en 1955 ; ++ Année 1955 ; \$ Année 1955 ; \$\$ Prix de V^tmy

De ce que nous venons d'avancer, nous retenons comme caractéristique naturelle et technique : l'épaisseur moyenne des veines exploitées. Comme nous l'avons déjà dit et nous le redirons, les couches minces et encore plus les extra-minces ne sont que ressources de secours pour l'industrie charbonnière. On ne les exploite que pour un besoin urgent, chose qui sera d'ailleurs confirmée par les quelques mines qui exploitent des veines extra-minces que nous vous présenterons dans les chapitres à venir. Pour ce ci nous vous donnons un aperçu sur l'évolution de l'exploitation des couches extra-minces en Allemagne de l'Ouest et plus précisément dans le Bassin de la Ruhr qui comme on le connaît est le plus célèbre des Bassins mondiaux (seuls le Bassin des Appalaches et celui du Donetz le surclassent en niveau de production) .

---oooOooo---

EXPLOITATION des COUCHES MINCES en PLATEUR et MOYEN PENDAGE

dans les MINES de CHARBON OUEST - ALLEMANDES

I - Introduction

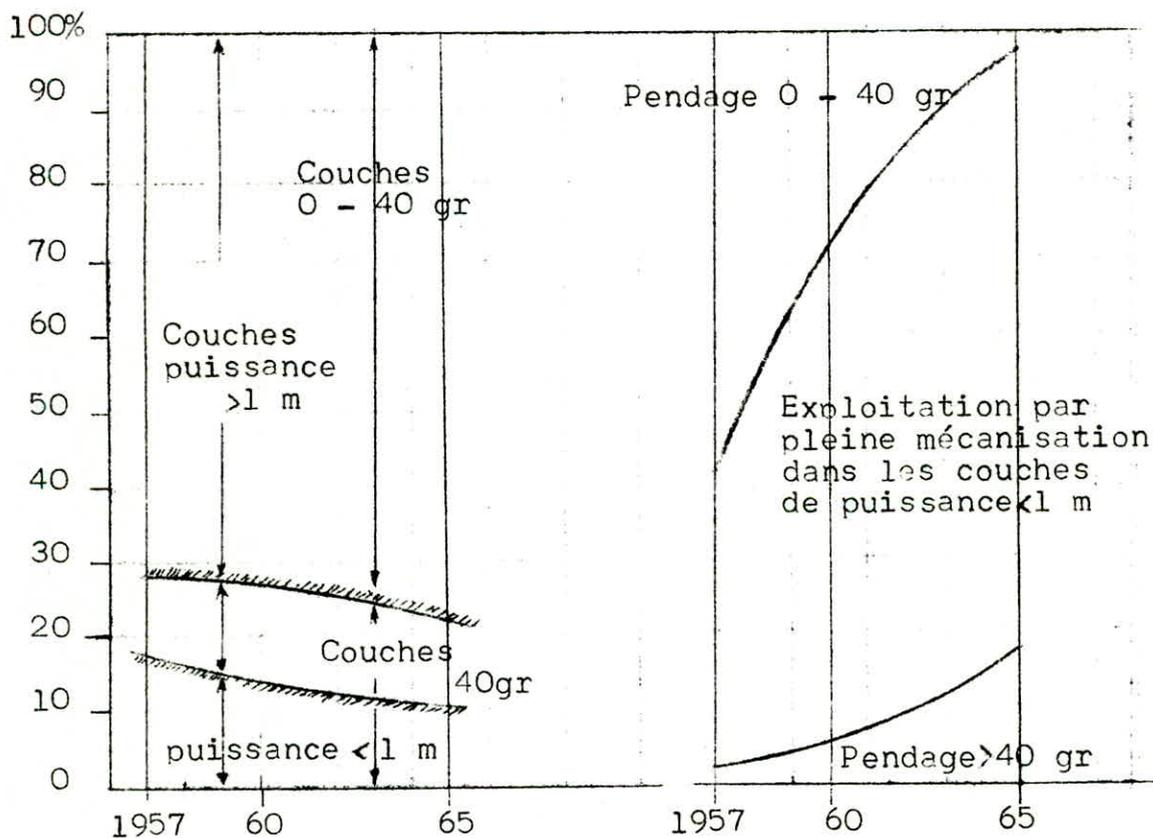
La notion de couche mince ne se laisse pas facilement interpréter dans les mines Ouest - Allemandes. Le pendage y joue un rôle décisif. Dans un cas dressant, et même si les veines sont épaisses les conditions de travail y sont favorables, lesquelles dans les couches en plateau et en moyen pendage sont d'une importante charge physique pour que le mineur ait du succès. En outre on s'est fixé une ouverture de taille économique allant de 1,0 à 1,1 m, en dessous de laquelle en Allemagne de l'Ouest, le Rabot mis à part, on ne peut plus travailler plus avantageusement à la Haveuse intégrale.

En 1965 en République fédérale Allemande, environ 10,4 M de tonnes de charbon ont été extraites dont 11% proviennent des couches de 1,0 m de puissance qui jusque là été considérée comme la plus grande limite des couches minces. De cette production globale on note encore 78% d'extractions en plateau et en moyen pendage, pratiquant toutes le foudroyage.

Dans le graphe N°1 montrant l'évolution de l'industrie charbonnière Allemande entre les années 1957 - 60 et 65, il en ressort particulièrement la poursuite et l'accroissement des exploitations des couches minces, puissantes,

de moyen et faible pendage et un premier essai d'une pleine mécanisation dans les couches de 40 gr.

Graph 1



Evolution de l'exploitation des couches minces
en République Fédérale Allemande au cours des
années 1957 - 60 à 65

Tableau de comparaison entre les deux cas de couches de puissance inférieure à 1 m.

	Longueur	Surface	Extrac ^t	Rend ^{mnt}	Degré
	Taille	déhouil- lée	Taille	Kg/h.p	de mé-
	m	m ² /j	T nettes	-	ca ^t %
Couches en plateau et semi-dressant	198	485	500	7800	36
Couches dressantes	138	180	191	7050	18

Du point de vue économique les couches minces permettent d'exploiter du charbon avec succès et à de prix favorables, SI CELA REUSSIT DE COMPENSER PAR UN GRAND AVANCEMENT JOURNALIER, L'INCONVENIENT DE MATERIEL DE TAILLE ET DE VOIES D'AVANCEMENT.

L'exploitation des couches minces n'est possible qu'avec d'autres couches rentables à savoir les couches puissantes.

Le grand avancement présente à cause de l'étréte de l'espace au travail, particulièrement dans les couches minces le devoir de remplacer le plus possible la main-d'œuvre par la mécanisation et encore si possible par l'automatisation. Encore devons nous dire, l'exploitation des couches minces ne requièrent aucun investissements particuliers et de plus promettent un vif succès si l'on venait à organiser d'avantage les travaux préparatoires et de récupération, et si

l'on appliquait des postes multiples de travail.

Situation technique d'exploitation dans les couches minces
en plateau et en moyen pendage

Extraction avec pleine mécanisation : Rabotage

La méthode d'exploitation la plus simple du point de vue technique et organisation est aujourd'hui comme avant : l'extraction par rabotage. Ceci ne va surtout qu'aux couches minces, 96% de leur production globale ont été en 1965 extraites par une pleine mécanisation (90% dans des veines de puissance supérieure à 1m), et déjà 95% par rabotage.

Le tableau N°3 présente quelques caractéristiques des tailles rabotant des couches minces en plateau et en moyen pendage, et l'importante influence de la puissance qui en résulte.

Dans les couches minces, il serait aujourd'hui déjà atteint 1200 m²/j, 6m d'avancement sur 200m environ de longueur de taille une production de plus de 1200 t/j et un rendement de 13/h.p .

La plus mince couche exploitée en 1966 avait une puissance de 0,5m. La puissance des veines des 74 tailles qui en Janvier 1966 produisaient, étaient de (0,86) 0,85 brute (0,71) 0,74 nette.

(Entre parenthèses, sont les valeurs de la seule mine qui n'ex-

exploité que des couches minces)

Longueur des tailles m	203	(198)
Avancement /j	2,06	(4,03)
Surface déhouillée m ² /j	533	(800)
Tonnage net extrait	557	(789)
Rendement de taille t/h.p	8,12	(6,92)

Tableau N°3

Caractéristiques des tailles rabotant des couches minces de pendage compris entre 0 et 40 grades en Allemagne occidentale (d'après SM₁ Janvier 1966)

		puissance	
		< 0,7m	> 0,7m < 1m
Nombre des mines		10	64
Puissance moyenne nette/brute	m	0,60/;65	0,88/;77
Longueur moyenne des tailles	m	199	205
Avancement	m/j	2,78	2,58
Surface déhouillée	m ² /j	541	521
Tonnage moyen extrait	t/j	400	571
Rendement moyen	t/h.p	5,738	8,490
Extraction en 1 poste	%	10	44
" 2 "	%	30	37
" 3 " et plus	%	60	19
Anthracite, Charbon maigre et D	%	85	44
Charbon gras, à Gaz et à Flamme	%	15	56

De la production générale de ces tailles rabotantes se dégagent environ 47% de charbon à anthracite, maigre et domestique, et 53% de charbon gras à gaz et à flamme. 39% des tailles rabotantes travaillaient en un seul poste, 35% en deux, 25% en trois.

Pour l'exploitation des veines difficiles donnant cas à d'irrégularités de puissance, le Rabot - tandem de la firme Westfalia-Lünen est un engin d'abatage indiscutable car il est doté d'éléments lui permettant de suivre tout changements de puissance des veines depuis le mur au toit et ainsi évite un personnel qui au paravant semblait nécessaire.

Des 74 Rabots, 86% travaient avec chaîne à arrière, (Rabot de la firme Westfalia- Lünen et Beine-Herne). Dans les couches minces il est motif de sécurité pour le personnel de **taille**, et de bien parer aux ruptures de chaîne souvent inévitables qu'on la cache et qu'on la fasse circuler du côté arrière. Si les ruptures de chaîne devraient être évitées par un choix convenable d'énergie, il devait être opportun de la faire circuler du côté front, cette possibilité vivement espérée est d'ailleurs donnée par le Rabot sans recul. L'expression du Rabot sans recul n'est encore qu'à ses débuts. Il s'en est suivi de divers essais dans les différents domaines géologiques ; il s'est avéré économique et donnant moins de pertes que ne le faisait le Rabot conventionnel. A l'avenir le Rabot sans recul se laissera facilement manœuvrer et donnera tout ce qui devrait être avantageux aux couches dressantes.

De très grandes surfaces déhouillées entraînent un déplacement rapide du Rabot, les estimations et calculs théoriques ont formulé qu'une augmentation de vitesse de déplacement du Rabot supérieure à celle du matériel d'extraction de taille, conduisait en tout cas à un rendement plus élevé, sans pour cela nécessiter d'une très grosse installation de Rabotage. On détermine alors une théorique valeur optimale du rapport vitesse Rabot/blindé, il sera compté par exemple 2,0m/s pour le Rabot et 0,65 m/s pour le blindé.

La mécanisation des tailles est recommandée pour les veines minces en plateau et en semi-dressant, et elle sera d'autant plus économique que le Rabot sera associé à un soutènement et un foudroyage mécanisé. Dans une mine qui tenta de particuliers efforts dans la mécanisation, dans ces cas de pendage, mais la mise du Rabot sans recul, il fût atteint une augmentation considérable d'extraction et de rendement, comparé à celui obtenu par l'équipement normal.

HAVAGE

Dans les mines de charbon Ouest-Allemandes conviennent également au havage non seulement les couches qui ne peuvent être rabotées pour cause de dureté de leur charbon, mais aussi les couches minces présentant une faiblesse du mur ou d'un autre cas défavorable. Les types de Haveuses doivent travailler dans les sens de marche avec si possible de petites saignées, mais à grande vitesse pour avoir une bonne granulométrie du charbon.

Ils doivent prendre en outre continuellement la couche de charbon du toit au mur afin d'éviter tout travail manuel du côté du front de taille. En ce qui concerne le rendement, le type de haveuse pourrait avoir pour but une surface déhouillée de $100 \text{ m}^2/\text{h}$. Un fonctionnement automatisé de la haveuse favoriserait plus-tard les couches qui ne sont pas rabotables. Dans les couches minces il ne s'est pas fait des essais notables d'extraction par havage. Les raisons viennent des inconvénients bien connus comme par exemple le faible espace qui existe autour de la machine ; les essais seraient encore plus difficiles dans les couches irrégulières. La question si c'est rentable d'incorporer des Haveuses dans les couches minces n'est pas jusque là éclairée et encore une fois particulièrement dans les couches minces.

LE SOUTÈNEMENT

Les tailles pleinement mécanisées qui ont permis un maximum de rendement d'extraction de 80 à $100 \text{ m}^2/\text{heure}$, utilisaient un soutènement d'étaçons à friction en relation avec un grand nombre d'ouvriers. Dans les couches minces le rendement de ce soutènement est d'environ $20 \text{ m}^2/\text{h.p.}$ (inclus le personnel au foudroyage et à l'entretien) .

En considérant la rentabilité de l'exploitation des couches minces et du fait que les conséquences possible de baisser le développement de l'emploi du personnel, aussi il sera disposé de peu de souteneurs. Il est particulièrement dans

les couches minces un besoin urgent de remplacer l'étau à frein . Le nouveau soutènement renforcé par un personnel spécialisé arriverait à un rendement de 70 à 120 m²/h.p .

En 1966 9 tailles exploitaient des couches minces, 14% d'entre elles étaient équipées d'un soutènement mécanisé associé au foudroyage, lequel ne comptait que 5% dans des ouvertures de plus d'un mètre. L'adaptation de l'étau double télescopique s'est avérée facile dans les veines irrégulières, et a abaissé le prix de revient par mètre de 30 à 60%. Dans de telles veines et avec un tel soutènement on ne prévoyait pour la circulation pour le personnel que deux allées, l'une de 0,50 m de large constituée par les deux seules lignes d'étau, l'autre entre blindé et la première ligne pour le personnel spécialisé. Ce soutènement mécanisé a prouvé par un entretien et une utilisation continues ses capacités de sécurité et de rentabilité.

-EXPLOITATION PAR LONGUE TAILLES

Les recherches et calculs aussi bien hollandais qu'allemands, ont déterminé que la longueur optimale des tailles ne doit pas être moins de 200 m. En raison des gros investissements que nécessite l'équipement moderne on devrait s'attendre plutôt à de tailles beaucoup plus courtes. Mais ce point de vue n'est plus valable car dans les longues tailles, pour un même tonnage et de mêmes gros investissements les frais de main-d'œuvre et du matériel de taille sont rapidement compensés.



Avant d'aller plus loin, il nous est particulièrement utile et nécessaire de définir l'objectif de cet étude.

Vers les 1967, la Société Nationale d'Exploitation et de Recherche minière a décidé de réexploiter et de mettre en valeur le Bassin houiller de BECHAR et ce par le remaniement technique des procédés de lavage et d'exploitation. En supposant le premier point de vue parfaitement mis au point (Voir le projet de fin d'études de Mr.S.ADRUCHE 1969-70), il nous appartient à nous de réaliser le second. Il nous est alors demandé de présenter quelques types de méthodes d'exploitation en couches extra-minces applicables à notre gisement et d'en faire le choix.

D'après ce que nous venons de voir en introduction dans les caractéristiques naturelles de l'industrie charbonnière, connaissent nos couches et notre gisement en général, il s'en dégage les points suivants :

- profondeur favorable, accès aux veines à partir de la surface, et continuité régulière des couches jusqu'aux profondeurs de plus de 1000 m.

- régularité du gisement mais fort malheureusement très dispersé et par conséquent de faible densité.

- régularité dans l'inclinaison et dans l'épaisseur des couches pour une partie donnée du Bassin.

- Absence de tous dégagements de grisou, mais susceptibilité moyenne jusqu'à considérable d'inflammation spontanée.

Nous avons vu dans l'exploitation des couches minces en Allemagne de l'Ouest, l'évolution des ces cas d'exploitation au cours de ces dernières années, leur espérances futures et les conditions qu'elles doivent remplir en pleine mécanisation.

Notre objectif est alors le remplacement des anciennes méthodes d'exploitation de Bechar par des méthodes modernes et mécanisées.

Les méthodes d'exploitation qui, à priori semblent être applicables au Bassin houiller de BECHAR sont les suivantes

I Exploitation par prise du toit et de la veine

- Abattage et chargement par Haveuse à bras ou à tambour :

Il consiste de découvrir la couche à partir du toit et d'abattre le charbon par une Haveuse.

II Exploitation par prise de la veine uniquement

- Abattage et chargement par Rabot Scraper: (Voir essais Tchèques et exploitation par Rabot GUSTO en pages 122 ; 21)

- Abattage et chargement par Rabots clissants (Rabot - ancre, sans-recul etc ...)

Voir en pages 43 ; 138

- Abattage par Haveuse à bras

- Extraction par Tarrière Auger-Drill

Voir méthodes anciennes de BECHAR en page 77

III Exploitation par prise de la veine et du mur

Abattage et et chargement par Rabots Ancre ; sans- Recul

C'est le même procédé précédant.

Abattage et chargement par Haveuse à Bras

Il n'est pas question dans ce qui suivra de décrire toutes ces méthodes, il n'en sera que pour quelques unes la selection et les propositions ne se feront qu'après examen des essais Tchèques.

Vu le manque de documentations et le peu d'exploitation de couches extra-minces en cours, nous avons préféré présenter quelques types de méthodes dans les-quels on verra comment rendre rentable une couche minces par avancements rapides (Voir Exploitation de couches minces de charbon dur nécessitant havage et tir en page 28) et comment exploiter une couche de 50 cm par Rabot scraper sans pour ce-la nécessiter un personnel hautement qualifié.

EXPLOITATION DES COUCHES MINCES ET EXTRA - MINCES

EXPLOITATION par RABOT SCRAPER GUSTO

de S.M.I. Longues Tailles 1 T

Juin 1956

EXPLOITATION d'un GISEMENT de COUCHES MINCES de CHARBON
DUR NECESSITANT HAVAGE ET TIR .

de S.M.I. Longues Tailles 1 T

Juin 1956

EXPLOITATION d'une COUCHE MINCE dans une TAILLE ECOLE
en ALLEMAGNE de l'OUEST .

..... Rapport personnel du Stage dans la mine

de DIERGARDT - MEVISSEN à RHEINHAUSEN

DUISBOURG, Septembre 1969.

EXPLOITATION PAR RABOT SCRAPER GUSTO

Le choix du Rabot scraper comme engin de mécanisation et de chargement en taille a été dicté par les conditions particulières du gisement des 1/2 gras qui comporte une vingtaine de couches souvent affectées par des serrées locales et dont les épontes sont assez dures. Sauf quelques rares exceptions, les couches se présentent sous deux aspects :

- Soit des couches comportant des sillons de charbon très propres de 40 & 60 cm d'épaisseur et une succession de bancs alternés de charbon propre, de schistes francs ou de schistes charbonneux ; chaqu'un de ces bancs étant d'épaisseur variant de quelques centimètres à quelques décimètres. L'épaisseur totale variant entre 80 cm et 1,20 m.

- Soit des couches propres mais dont l'épaisseur ne dépasse pas 50 à 60 cm entre toit et mur dur.

Les difficultés commerciales des couches de premier ordre ont conduit à exploiter ceux du second type .

L'intérêt de l'expérience reside entièrement dans le fait que dans le temps on a essayé de mécaniser l'abatage et le chargement dans une couche de 50 cm en essayant de ne pas entamer les schistes pour ne pas salir un charbon exceptionnellement propre.

1°- Description du matériel.

Ce matériel a été fourni en premier lieu pour un essai dans une couche de 90 cm.

L'installation utilisée est dérivée du scraper rabet du docteur Hearman mis au point dans la Ruhr à la mine Minister Achenbach. Son principe est bien connu :

Une file de scraper portant des couteaux sur la face côté charbon se déplace le long de la veine dans un mouvement aller et retour. Une pression latérale vers le front de taille, fournie par des pousseurs à air comprimé, est transmise au scraper par des poutres de guidage parallèles au front. Les couteaux effectuent l'abatage du charbon et les scrapers l'emportent. Le charbon passe d'un scraper à l'autre et est acheminé de proche en proche et de façon continue vers la voie de base. Le mouvement de va et vient est assuré par un treuil installé à demeure dans un endroit bien accessible.

Les Scrapers

Ce sont des caissons espacés de 15 m environ. Chacun comprend deux groupes de couteaux, l'un à l'avant, l'autre à l'arrière et un volet mobile qui se soulève lorsque le Rabet marche en sens inverse du déblocage. L'abatage se fait dans les deux sens. Le transport dans un seul.

Les scrapers sont reliés entre eux par des câbles de 25mm de diamètre, ces câbles sont facilement amovibles et remplaçables en cas de rupture.

Le Guidage

Il est formé par des poutres en "U" de longueur unitaire de 5m, assemblées entre elles par des charnières. Ces poutres portent la tuyauterie d'air comprimé, le

ou les cables de signalisation. Aux poutres peuvent se fixer éventuellement des rehausses particulièrement nécessaires vers le bas de la taille lorsque le charbon risque de dépasser par dessus les poutres.

La pression contre le front de taille et le rancement des poutres sont assurés par des pousseurs à air comprimé fixés aux charnières de jonction entre poutres. Ces pousseurs s'appuient sur un rabot d'un côté et soit sur un étançons soit sur une chaîne amarée au boisage ; ils sont commandés individuellement, chaque manœuvre leur donnant une course de 12 cm.

Le Treuil

A deux tambours à transmission en planétaire.

- Freins à air comprimé

- 2 moteurs triphasés de 120 cv de 5 000 volts.

La puissance disponible permet de communiquer aux cables une vitesse de 1 m/s sous une charge de 10 à 15 tonnes.

Cables et poulies

A la sortie du treuil le cable fait le tour du chantier en passant par la taille, soutenu et mis en direction par des poulies d'angle.

2°- Essai dans une couche de 90 cm

Les caractéristiques du chantier sont :

Puissance : 90 cm

Mur : Schisteux mais bon

Pendage : 22°

Toit : Grés dur

Dureté du charbon : Faible , 8 à 10 points par m³

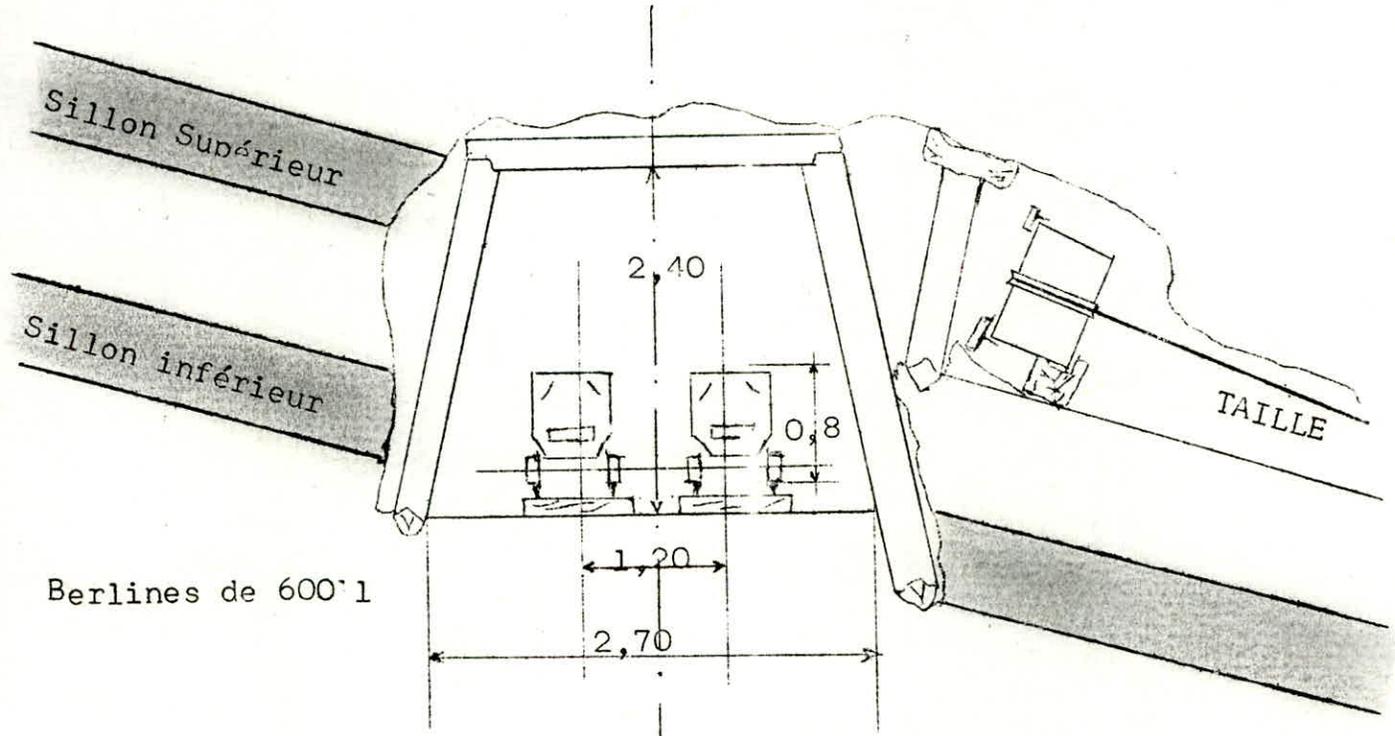
Soutènement : Par étaçons Titan.

Desserte en voie de base par un convoyeur à bande ; alimentation régularisée par un lade panzer.

Vu la faible dureté du charbon, les limites de capacité d'abatage de l'installation se sont avérées satisfaisantes et arrivées à 100 t/h sans pour cela saturer la voie de base. Le matériel est parfaitement adapté au travail à fournir. Ceci est d'autant plus remarquable que le personnel en taille, chargé de la manœuvre des bousseurs, de la pose et du démantèlement des étaçons, n'avaient, à l'exception de quelques chefs d'équipe, aucune expérience de la mine.

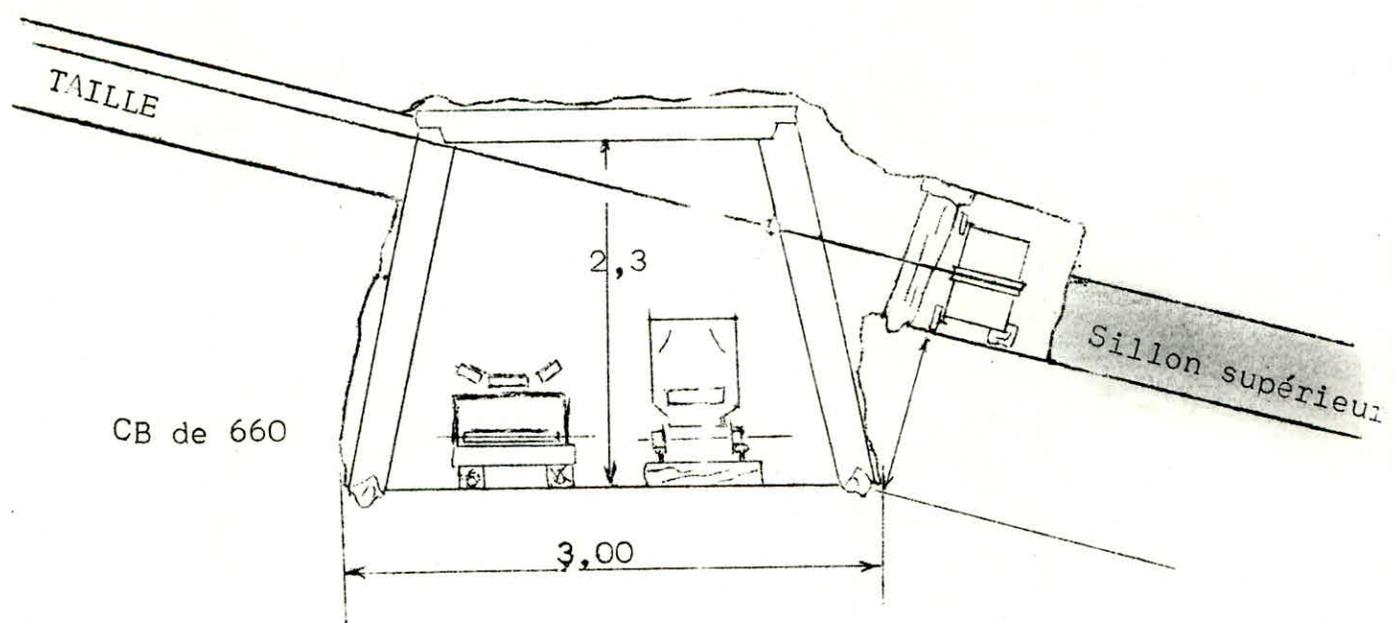
3)- Exploitation dans une couche de 50 cm

Pour l'utilisation du scraper en une couche de 50 cm d'épaisseur on a dû modifier l'installation en taille pour l'adapter aux conditions locales. Les caisses ont été ramenées à 30 cm de hauteur, en conservant cependant 35 cm pour la hauteur totale des couteaux. La largeur des caisses a été inchangée. La hauteur des poutres a été ramener de 40 à 22 cm . Le creusement de la salle de treuil a été réduite à un élargissement du travers-banc sur une longueur de 5 à 6 m, Le toit a été boulonné. Aux deux bouts de taille on a fait l'abatage nécessaire pour obtenir une hauteur totale de 1,20m de passage pour le personnel. L'absence de dégagement instantané a permis ici une installation électrique avec répétition des signaux en taille.



Berlines de 600'1

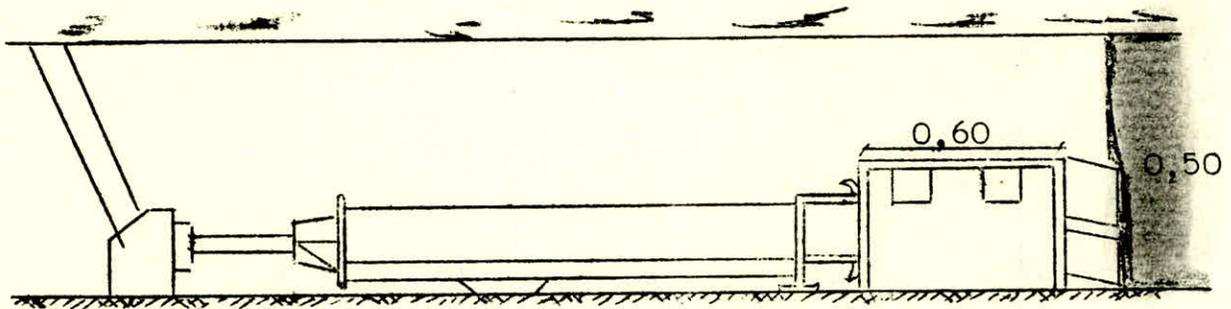
Schéma de la voie de tête



CB de 660

Schéma de la voie de base

Coupe transversale de la taille



Poussoire pneumatique

Caissons de
Scravage

Le matériel ainsi modifié a été installé dans un chantier dont les caractéristiques sont les suivantes :

Puissance de la veine : 50 cm
Toit et mur : Schisteux assez durs
Pendage : 15°
Direction des travaux : Taille chassante
Longueur de taille : 200 m
Boisage : Par piquets de bois
Traitement de l'arrière-
taille : Par fausses voies

La circulation en veine de 50 cm est extrêmement malaisée, d'autant plus que la havée de circulation est encombrée par les pousseurs à air comprimés. Par craintes de mise en charge du toit, il a été choisi de traiter l'arrière taille par des fausses voies avec remblayage des vides. Ces fausses voies permettent l'accès facile aux différents points de travail et, éventuellement l'évacuation rapide du personnel en cas de coup de charge.

Les résultats obtenus lors de l'exploitation en couche de 90 cm et l'essai en cours dans la veine de 50 cm ont conduit à penser d'obtenir les résultats de :

- Avancement du chantier : 1,5 m/p
- Production par poste : 175 tonnes nettes
- Rendement net rendu au roulage général : 3 000 kgs

EXPLOTATION D'UN GISEMENT DE COUCHES MINCES
DE CHARBON DUR NECESSITANT HAVAGE ET TIR

I- Conditions d'application

En 1949, le vieux siège I dz la Houve du groupe de la Sarre et Moselle des H.B.L, par suites de circonstances dues à la guerre, se trouvait dans une mauvaise situation et n'avait plus que des veines minces à exploiter aux étages existants.

La puissance moyenne des couches, 16° de pendage oscillait entre 0,75 et 1,20 m contre 1,60 à 1,80 m. Il fallait constamment 7 tailles d'une longueur de 170 mètres environ pour rassembler le charbon nécessaire à la production de 2 100 tonnes nettes du siège.

Dans ces conditions en 1949, pour une production nette de 2 100 tonnes par jour le rendement fond était tombé à 1 100 kg, le prix de revient était fatalement par contre coup monté d'une façon excessive. Pour lutter contre cet effondrement, il fallait s'attaquer, dès 1949 au problème posé par l'exploitation des couches minces. La solution a été trouvée dans la concentration de la production des tailles, en compensant la faible puissance des couches par grande vitesse d'avancement. Le procédé employé pour obtenir un plus grand avancement journalier des tailles, fut celui des avancements courts de 0,9 m, répétés des tailles, au lieu d'un seul avancement de 1,80 ou 2 m/j réalisé dans de nombreux

II- Description des méthodes.

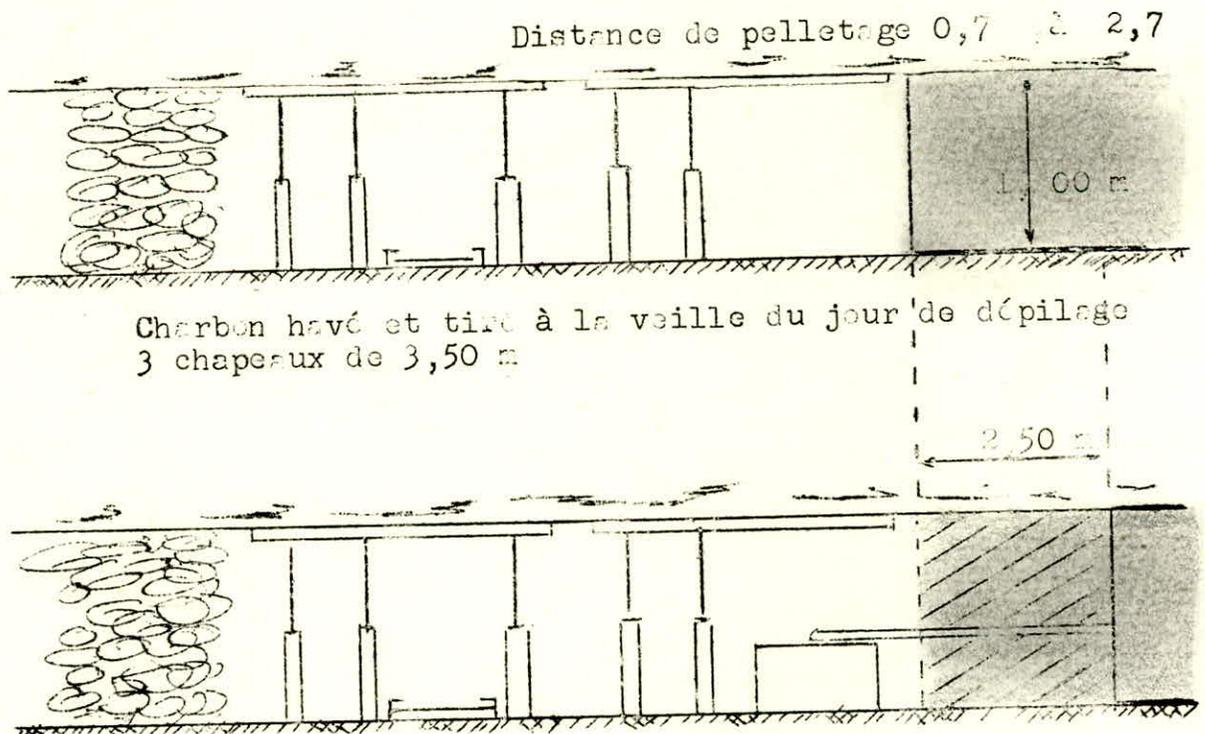
1^{re}- Méthode ancienne 1930 -52

Havage, foration, tir sont généralement exécutés à un poste spécial de préparation.

Le poste d'abatage suit celui de préparation.

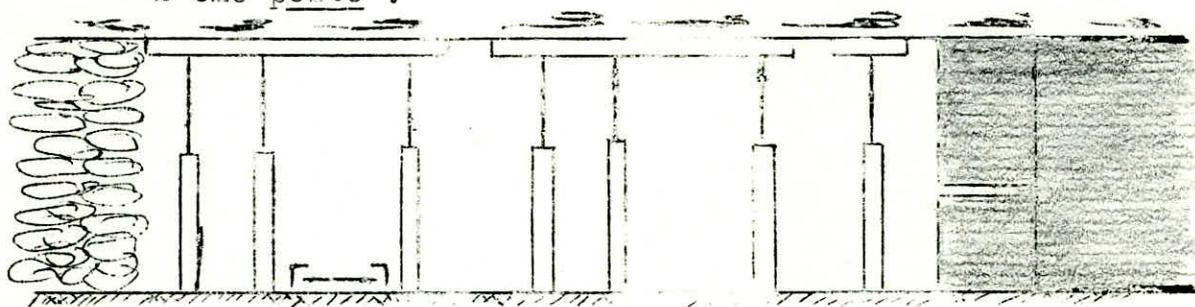
La progression de l'arrière taille, ripage, foudroyage, remblayage, se fait aussi à un poste spécialisé, généralement de nuit. L'arrière taille avance alors en un seul bond de 1,80, 2 m ou 2,1 m suivant l'avancement du front.

L'avancement journalier est de 2,50 m.

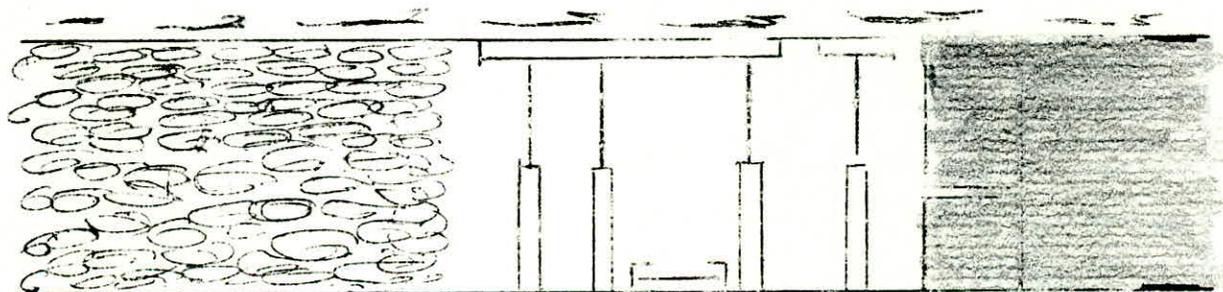


Durée du premier poste

2 ème porte .



-Distance de pelletage



2,00 m 0,5 1,5

Mode de travail dans la methode ancienne

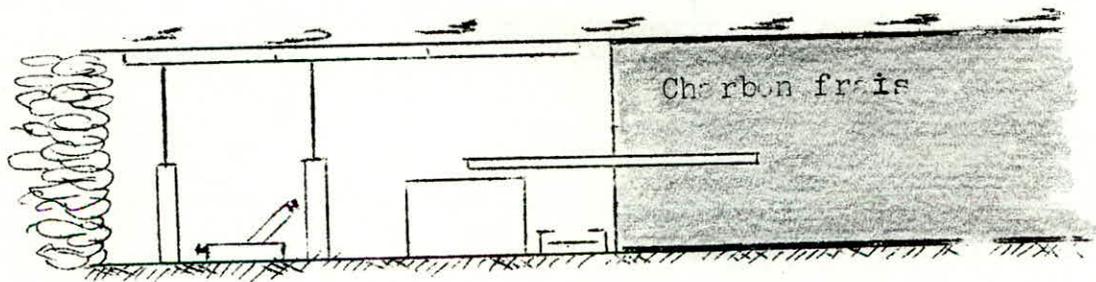
A remarquer le nombre de 7 lignes d'étauçons nécessaire dans l'ouverture de la taille qui correspond d'ailleurs à une portée de tir de 6 m depuis l'arrière taille jusqu'au fond de la saigné.

Les nouvelles méthodes s'opèrent de la même façon avec "n" nombre d'allées au lieu de deux comme l'ancienne ; "n" pouvant aller jusqu'à 6, réalisant ainsi un avancement de 5,40 m par jour par bond de 0,90 m. C'est ce qu nous développerons dans ce qui suivra.

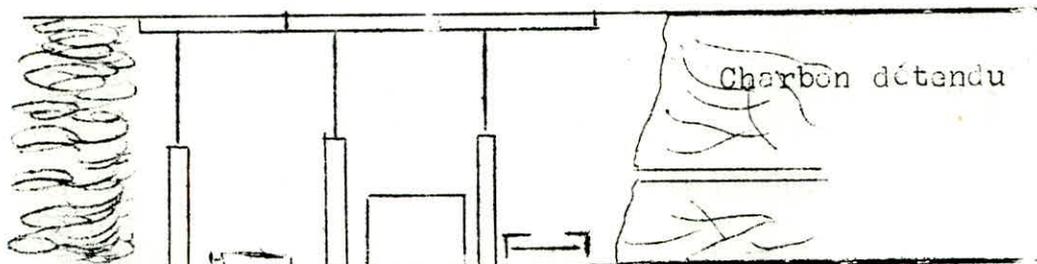
2°- Nouvelles méthodes

a) Méthode à 3 allées

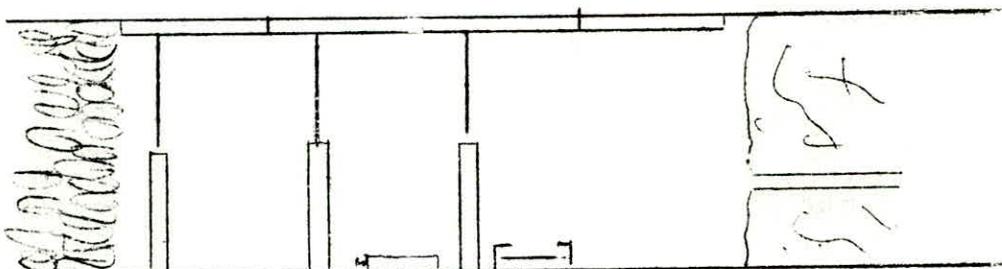
L'innovation de cette méthode réside dans fait que toutes les opérations de la taille se font à un même poste. On have, on fore, on tire, on ripe au même poste. Il n'y a plus de discontinuité entre la ligne de front et celle du ripage.



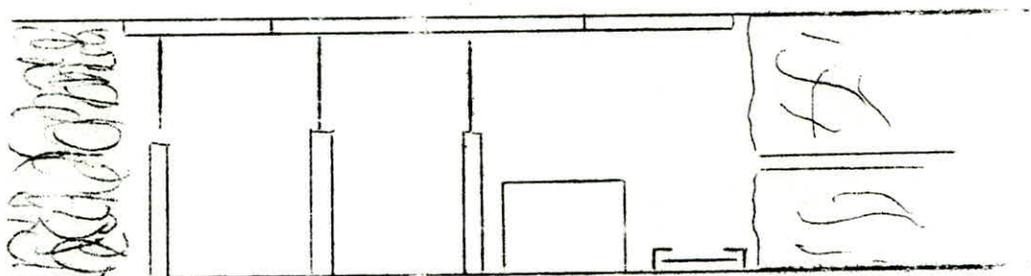
3 h - début du havage



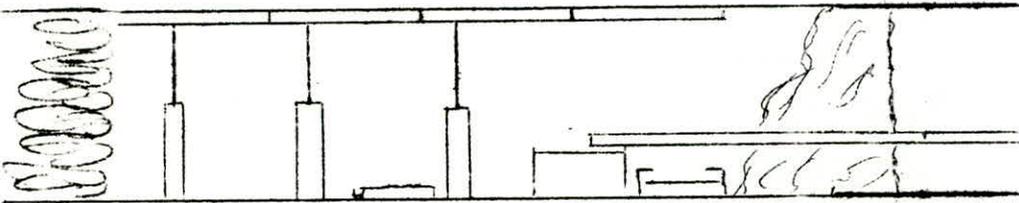
3h - 7h : havage, aller et retour $2 \times 0,80 = 1,60$
 (chapeau articulé de 0,80 m) pose du
 1^{er} étauçon derrière le haveuse côté
 front, début de foration du banc infé-
 rieur .



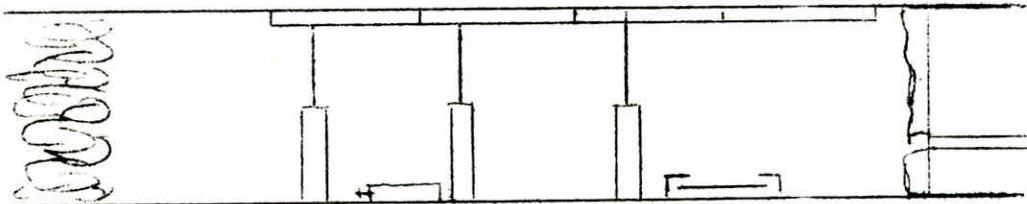
7h 30 - 9h 30 : 1^{er} dépilage de la 1^{ère} allée
 pose du 1^{er} chapeau en porte à
 faux



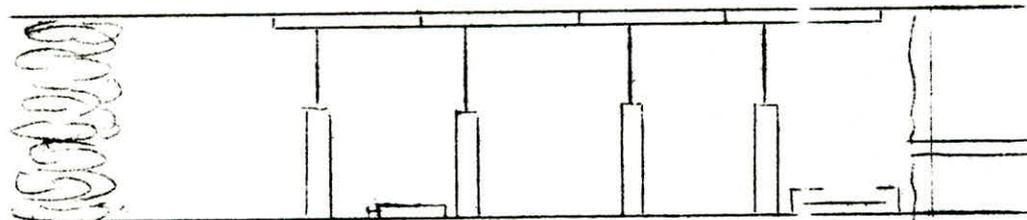
9h 30 - 10h : 1^{er} ripage à bras d'hommes sur
 0,80 m, tête motrice et de sta-
 tion de retour au moyen de crics .



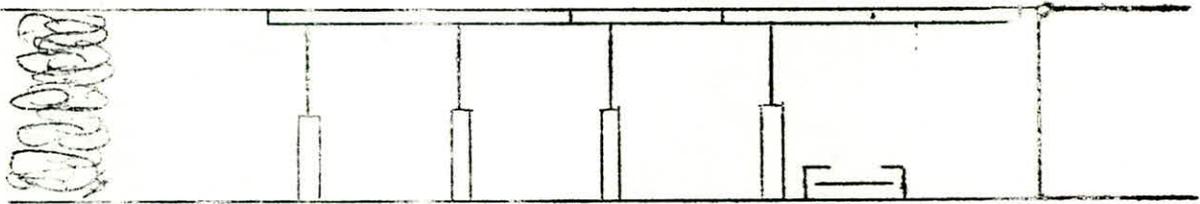
10h - 13h : descente de la houeuse en avant en sens inverse et havage de la 3^{ème} allée sur 0,80 m alors que la 2^{ème} havée pour la 2^{ème} fois tombe en partie.



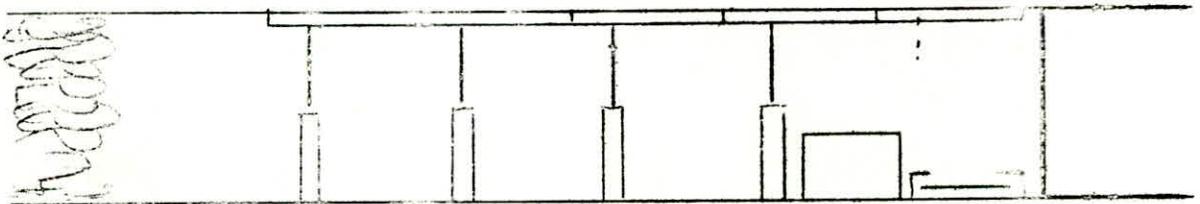
13h - 17h : pose du 2^{ème} étaçon derrière la houeuse ; pour le dépilage de l'allée N° 2, pose du chaprau, fixation de l'allée N°3, récupération d'1 étaçon et d'1 chapeau côté remblai.



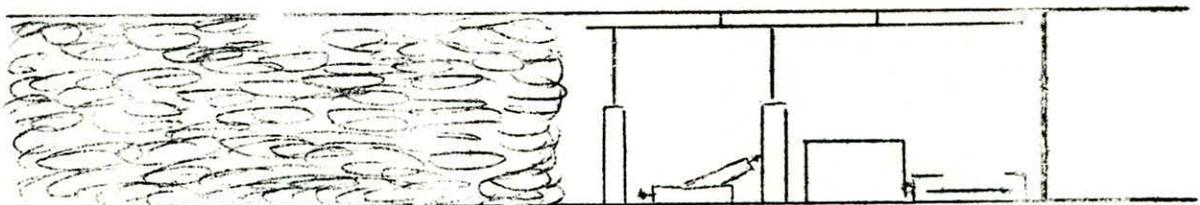
17h - 18h : 2^{ème} ripage sur 0,80 m (2^{ème} allée) pose du 3^{ème} étaçon récupéré côté remblai, tire de la 3^{ème} allée.



18h - 21h : 3ème dépelage (3ème allée) pose du 3ème chapeau ; foration des fausses voies 3ème ripage du descendeur, foration des fausses voies et récupération des étançons à leur hauteur.



21h - 21 30 : tir des fausses voies sur $3 \times 0,80 = 2,4$ m de large.



21h 30 - 3h : remblayage de $3 \times 0,80 = 2,40$ m de large récupération au soutènement à l'emplacement des dunes. t de

- Méthode d'exploitation par petits avancements, trois allées au début de son introduction en C. du Nord.
- Haversse côté remblai, bras en porte à faux par dessus le

descendeur ripé sans démontage et collé au front.

- Petites allées de 0,80 m, charbon chargé en partie automatiquement, distance de pelletage partielle de 0,80 m.

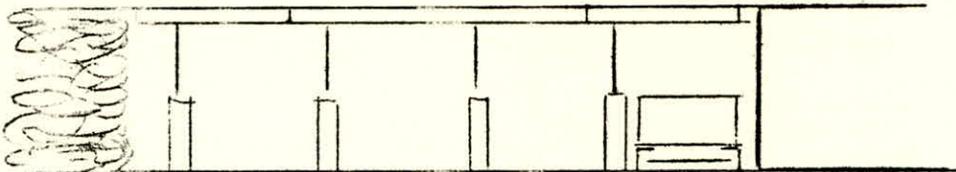
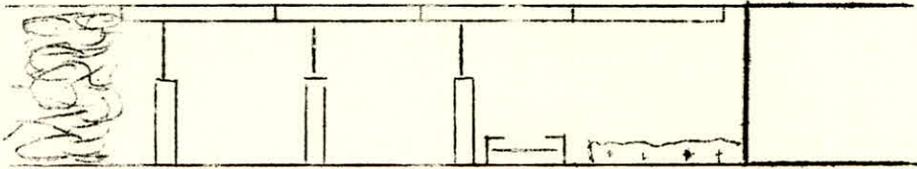
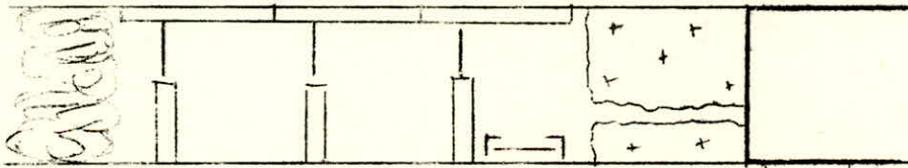
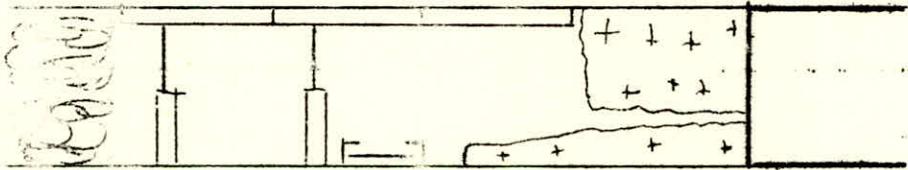
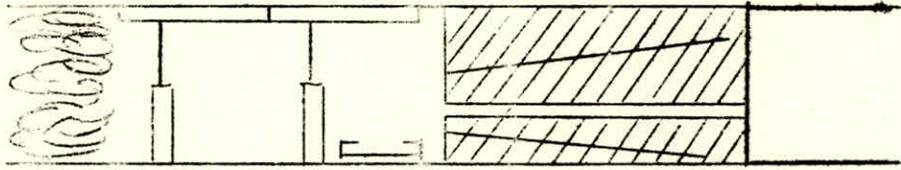
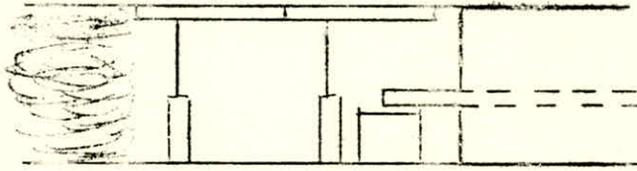
- A remarquer qu'il n'y a plus qu'une portée de 5 m pour un avancement de 2,40 m/j contre une portée de 6 m dans l'ancienne méthode pour un avancement de 1,80 ou 2 m/j.

b) Méthode des 4 allées

Cette vitesse n'est qu'un pas de plus que la précédente. Il n'y a plus de discontinuité totale entre la ligne du front et celle de l'arrière taille. On a deux fois deux allées, on abat 4 fois une allée, on boise 4 fois une allée, on foudroie et remblaie 2 fois 2 allées (voir schéma du cycle).

Caractéristiques de la taille

Longueur de tail e	: 180 m
Production	: 870 t/j
Rendement	: 4,7 t/h.p
Equipement	: 2 haveuses classiques avec bras en pont sur descendeur. 1 descendeur Beien.
Remblayage	: épis de 6 m ; fausses voies de 4 m
Production annuelle:	$300 \times 870 = 261\ 000\ T$
Prix de revient	: 10,2 DA/T



c) Méthode des 5 allées

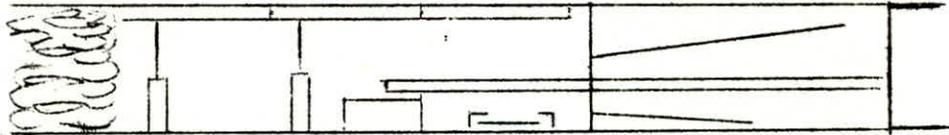
L'exemple de la méthode des 5 allées n'est qu'un pas de plus que le précédent.

Il n'y avait ceci de particulier à cette méthode : les 2 Haveuses ordinaires se trouvaient sur le mur, côté arrière taille, avec bras en pont au-dessus du blindé, parcequ'il n'y avait pas suffisamment de hauteur pour les places à cheval sur le blindé. Nous n'avions d'ailleurs pas de Haveuses rapides.

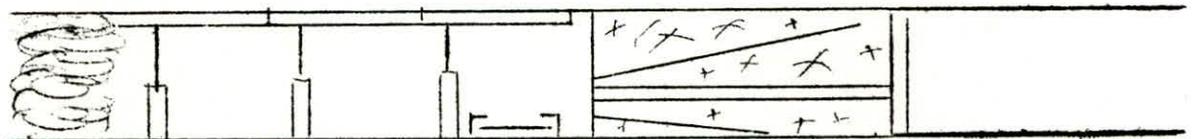
De plus, pour la première fois aussi, tir des fausses voies de 4 mètres de large, simultanément avec le charbon à front.

Caractéristiques de la taille

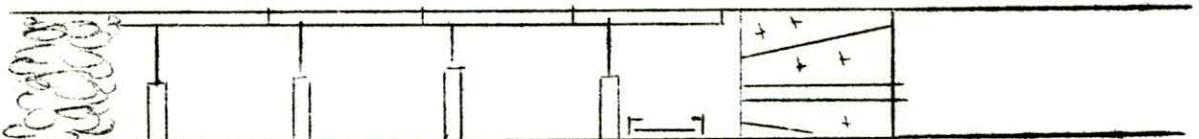
Production annuelle :	330 000 T
Production par jour :	1 100 T
Postes par jour :	225
Rendement :	4,9 T/h.p
Prix de revient :	9,6 DA/T



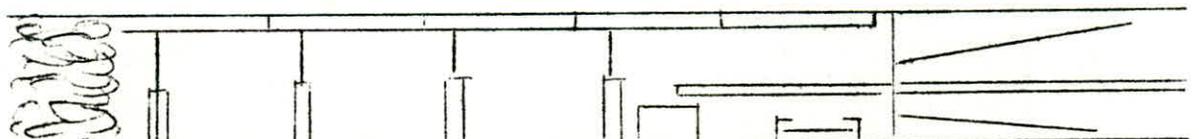
3h 30 : début du 1^{er} lavage (en montant) ; foration et tir lère et 2ème allées. Fin à 7h.



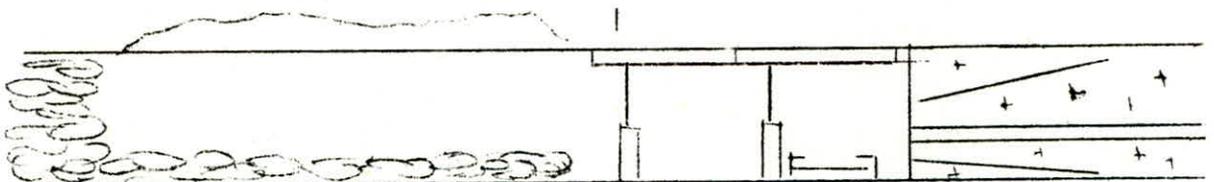
2h - 5h : début du défilage lère allée . Fin à 8 h.



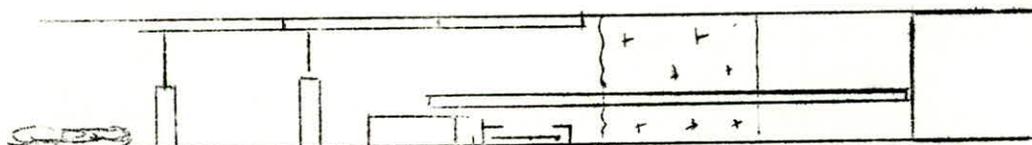
3h - 7h 30 : début défilage 2ème allée. Fin à 10h.



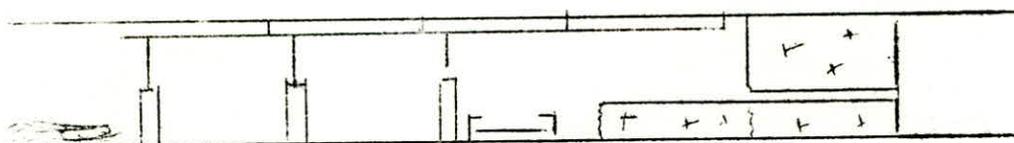
4h - 9h : début du 2ème lavage (en descendant). Foration et tir (3ème et 4ème allée) Foration et tir des fausses voies sur 3 allées. fin à 12h.



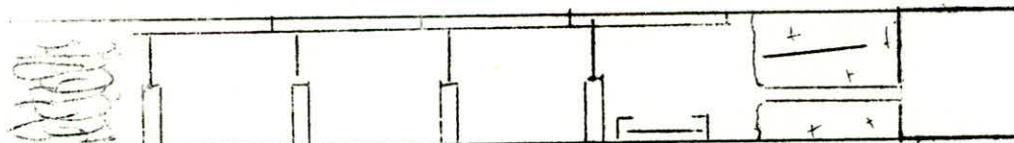
5h - 12h 30 : début du défilage 3^{ème} allée . Fin à 3h 15.
début du remblayage (dames sur 3 allées)
Fin 17h.



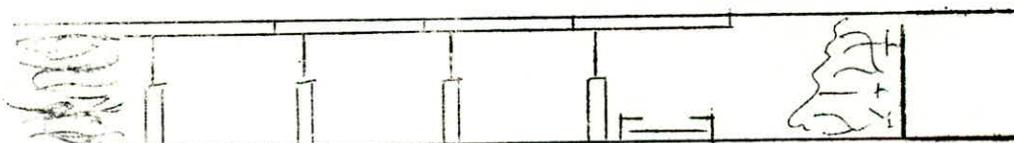
12h : début du 3ème havage (en montant) à travers la 4ème allée déjà havée (4ème et 5ème allées). Fin à 13h.



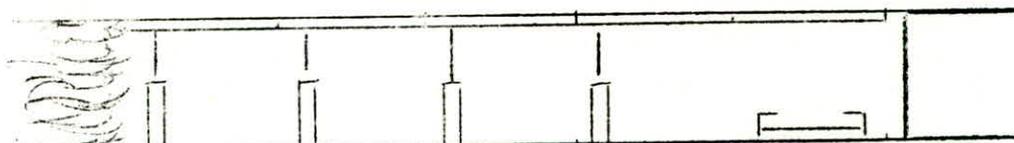
14h 30 : début du dépilage 4ème allée. Fin à 16h.



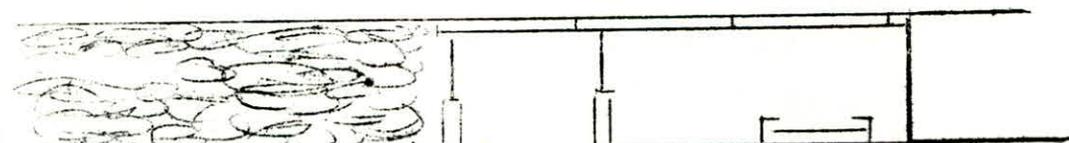
17h : foration et tir 5ème allée. Fin à 18h 30.



18h : début du dépilage 5ème allée. Fin à 20h 30.



: foration et tir des fausses voies sur 2 allées.
Fin à 22h.



Poste de nuit : remblayage (dames sur 2 allées).
Les 5 allées sont dépilées.

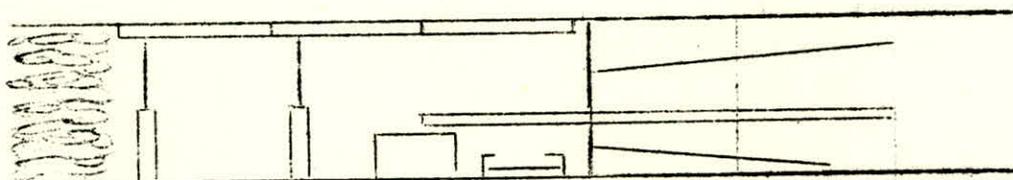
d) Méthode des 6 allées

Caractéristiques de la taille

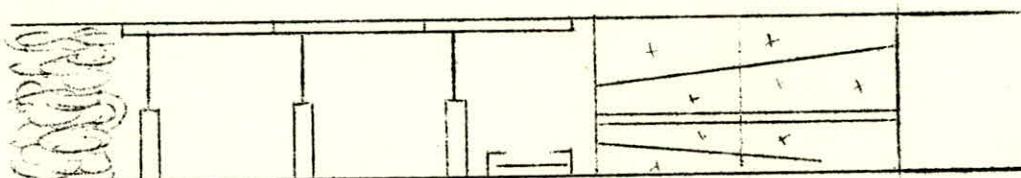
Production : 1 360 Tonnes

Postes : 270

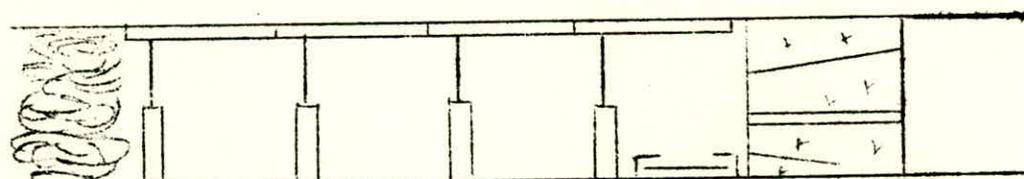
Rendement : 5,05 T/h.p ; Prix de revient : 9,53 DA/T



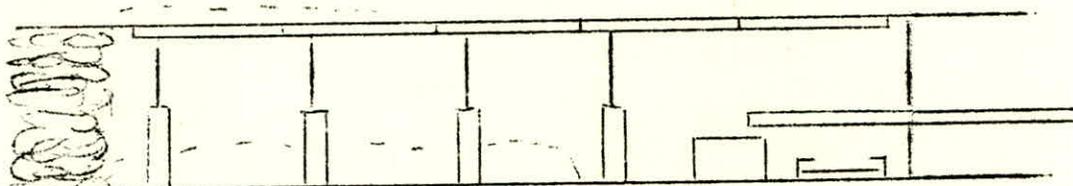
Début du 1^{er} havage (en montant) foration et tir (1^{ère} et 2^{ème} allées) Fin à 6h 30.



Début dépilage 1^{er} allée. Fin à 7h 30.



Début du dépilage 2^{ème} allée. Fin à 9h.



Début du 2^{ème} havage (en descendant) foration et tir (3^{ème} et 4^{ème} allées) ; foration et tir des fausses voies (sur 3 allées). Fin à 11h.

(Répétition du même cycle, soient au total 6 allées).

EXPLOITATION D'UNE COUCHE MINCE DANS UNE TAILLE ECOLE
EN ALLEMAGNE DE L'OUEST

I- Introduction

Dans la localité de Rheinhausen près de Duisburg, le groupe Dirgard-Mewissen, exploite une couche mince de 70 cm de puissance moyenne. Le chantier est une taille école dirigée par un personnel non qualifié à l'exception des chefs de taille. Le charbon extrait est un anthracite à 70% et de 8 400 kcal/kg comme pouvoir calorifique.

II- Méthode d'exploitation

1°- Description de la veine

La veine est connue sous le nom de "Kref-tenscheer" située à 500 m de profondeur au Nord de puits principal Mewissen.

C'est une couche assez irrégulière oscillant entre 0,80 et 0,40 m, son pendage de 0 à ± 17 gr, varie du centre vers les deux voies de taille. Un troisième pendage de 8 gr est enregistré en profondeur.

En conséquence l'ouverture de taille est très variable quoique on s'efforce de prendre au départ de chaque voies de taille 17 cm de mur; l'ouverture est alors de 1,40 à l'entrée et de 0,60 au milieu de la taille.

2°- Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation est la taille classique à rabot et blindé.

Les caractéristiques du chantier sont comme suit :

Ouverture : 0,70 m de charbon + 0,12 m de mur = 0,82 m

en moyenne . ++

Longueur : Longue taille de 120 m

Soutènement: 3 lignes d'étauçons à freins Schmidt.

La distance entre 2 lignes parallèles au front
est de 0,45 m.

La distance entre 2 lignes perpendiculaires au
front est de 0,65 m.

Les chapeaux sont du type G H H t 26 70 de 0,90
m de long.

Traitement : Taille foudroyée.

Abatage : Rabot encre Westfalia (Reishackenhobel) d'une
puissance de 2 x 30 kw (une tête par niche)

Déblitage : Blindé Westfalia de 2 x 30 kw en tête et de
1 x 30 kw au pied.

Il n'y a qu'un seul poste par jour de 8 heures
pendant lequel on réalise un avancement de 0,45 m.

La répartition du personnel es la suivante :

Niche de tête : 1

Moteur tête : 1

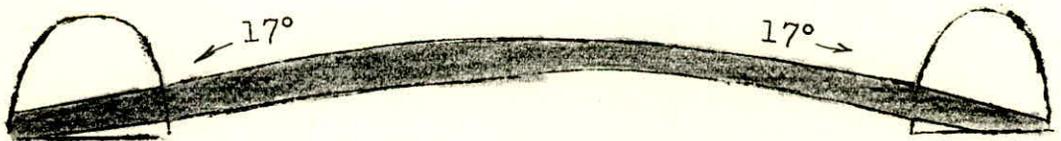
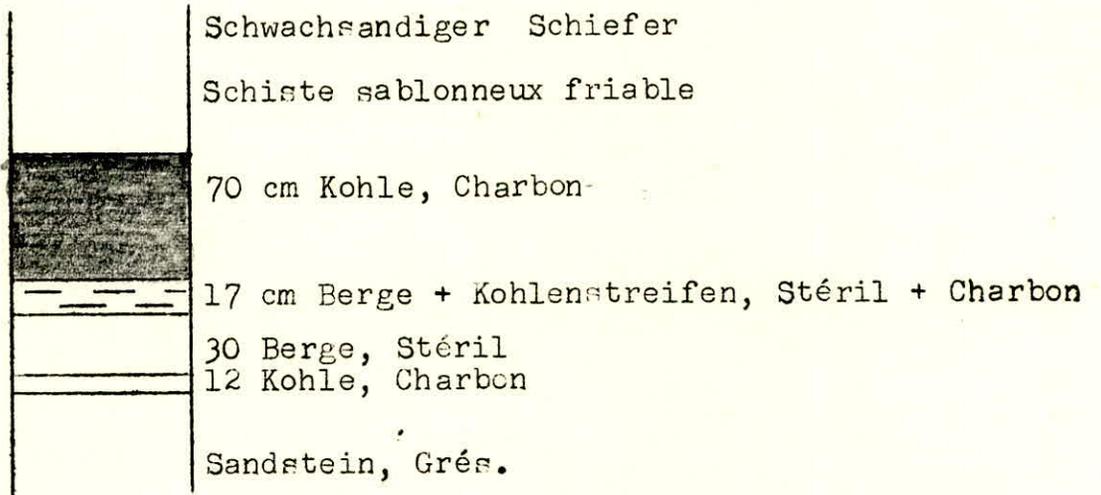
Chefs de taille : 2

Boiseurs : 8

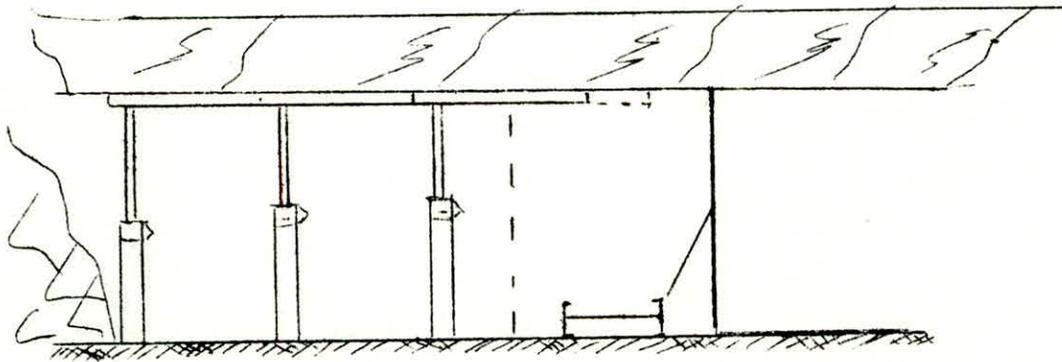
Niches de pied : 1

Moteur pied : 1 /

TOTAL...= 14



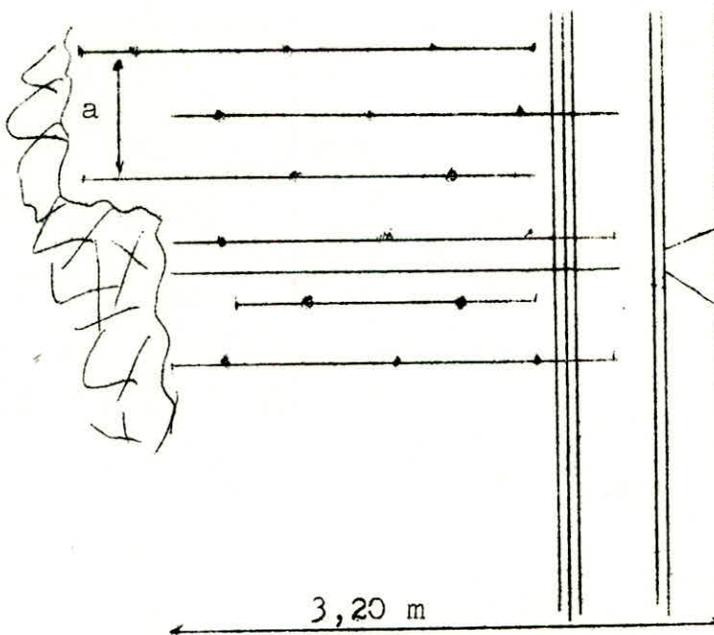
Coupe transversale de la taille.



3,65 m

Chapeau = 0,90 m

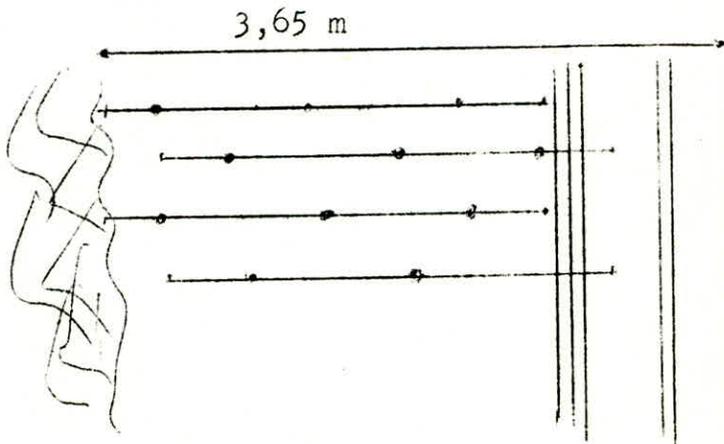
a max = 1,37 m



3,20 m

Densité du Soutènement
Pressions des terrains
1,20 Et/m².

1,12 Et/m²



3,65 m

1,0 Et/m²

Extraction : $120 \times 0,45 \times 0,70 \times 1,35 = 51 \text{ t/j}$

Rendement : $51/14 = 3,64 \text{ t/h.p}$

En conséquences de l'avancement faible , le prix de revient sera bien sûr élevé ; il s'élève fatalement à 23,22 DA/t et ce rapporté qu'à la taille seulement.

Ce prix de revient calculé investissements compris nous permettra par la suite d'interpréter les différents cas de rentabilité. On ajoutera à ceci un prix de revient taille calculé aux conditions normales d'exploitation à 3 postes par jour.

---oooOooo---

1870

1870

CHAPITRE III

EXPLOITATION des COUCHES EXTRA - MINCES
dans le BASSIN de BECHAR

GOMORPHOLOGIE DE LA REGION DE BECHAR

EVOLUTION DES RESERVES DE LA REGION DE BECHAR

d'après ...Industrialisation de la Région de Béchar

Volume III/1

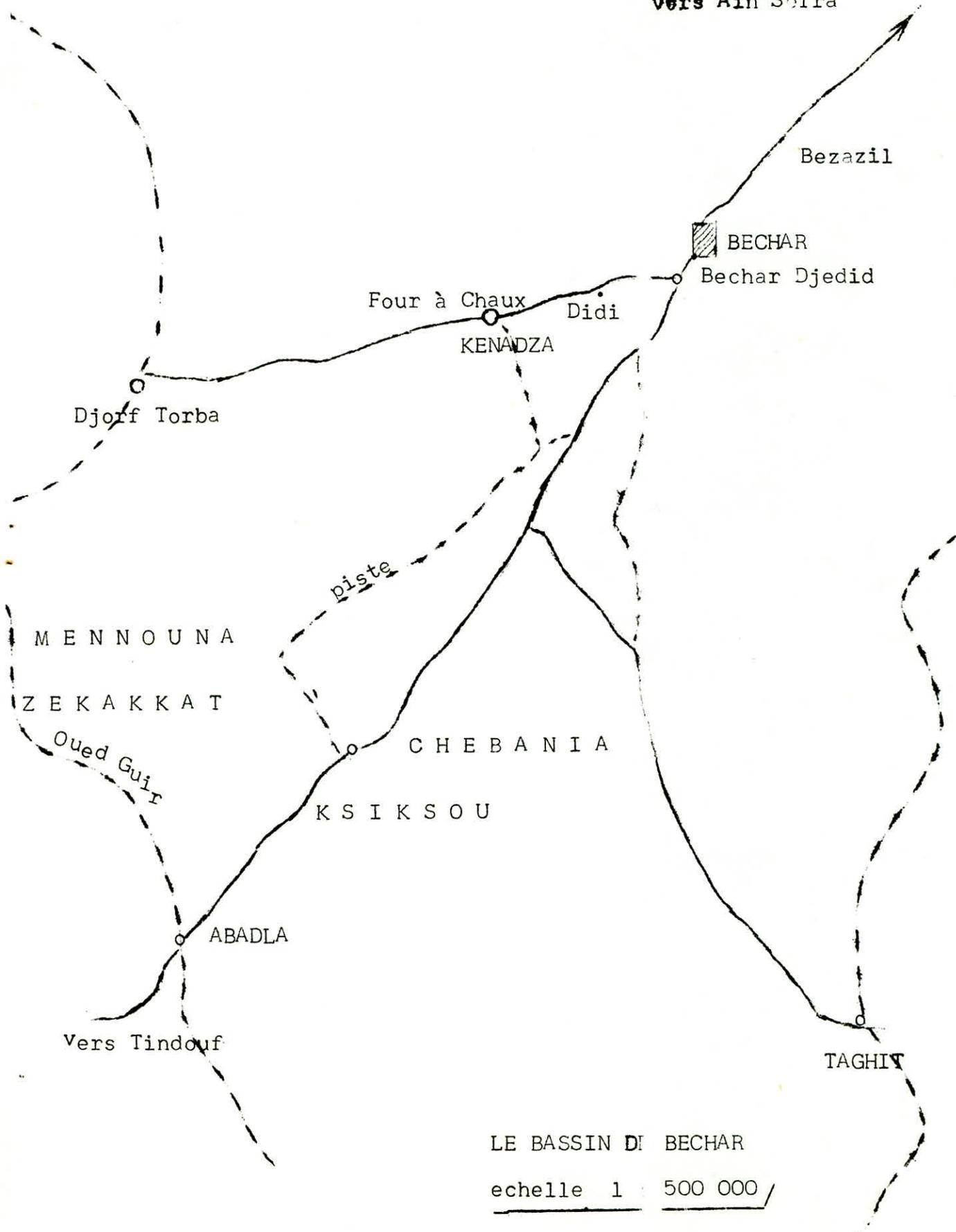
HISTORIQUE DES METHODES D'EXPLOITATION DANS LE BASSIN
HOULLER DE BECHAR.

de ... Rapport des H.S.O 15 Janvier 1955

EXPLOITATION D'UNE COUCHE EXTRA - MINCE AU SIEGE DIDI.

de ... Rapport de stage Avril 1969.

vers Ain Sofra



LE BASSIN DE BECHAR
echelle 1 : 500 000 /

GEOMORPHOLOGIE DE LA REGION DE BECHAR

L'aspect actuel de la surface de la région de Béchar reflète distinctement la structure géologique et la composition pétrographique des formations individuelles aux diverses époques. C'est le résultat de la désagrégation de l'action Eolienne abrasive de l'érosion par les eaux et de la sédimentation tant aérienne qu'aquatique.

Les unités tectoniques fondamentales forment de vastes synclinaux et anticlynaux en forme d'éventail dont le point de départ est la région de Ben-Zireg.

Suivant la direction Nord-Sud on distingue :

- I - Anticlinorium djebel Horiet, djebel Antar et djebel Grouz.
- 2 - Synclinatorium des bassins houillers de Béchar.
- 3 - Anticlinorium Zousfana.
- 4 - Synclinatorium Nekbala.

Donc au nord, nous avons le massif montagneux djebel Horriet (1461 m) ce dernier encore plus accentué par sa tectonique sud Atlasique.

En direction sud à partir de ben-Zireg on parcourt le massif montagneux de Béchar formé d'aile ouest de l'ancliclinorium de Zousfana. L'Est de celui-ci forme le djebel Mezarif. Au Nord, le reste de cet anticlinorium dans la vallée de Zousfana est constitué par la montagne de M'Daouer si Mouemène.

Anticlinorium Djebel Antar et Djebel Horiet.

Dans cet anticlinal affluent les dolomites et les calcaires du visenien. (Djebel Antar et djebel Horiet) et même le Combroselurien (bou-Kaïs). Au sud en face du Synclinorium des bassins, cet anticlinal est accentué par la faille sud-atlasique ainsi l'aile sud de cet anticlinal est recouverte de ladinut le plus jeune et c'est déjà la partie centrale de l'anticlinal qui montre au jour les djebel antar et djebel Horeït.

Synclinorium des bassins houillers :

La structure de synclinorium est très compliquée quant à sa bigarée en ce qui concerne les unités structurelles stratigraphiques et pétrographiques.

Ce synclinorium s'ouvrant de Ben-Zireg peut être divisé suivant sa structure **tectonique**, en synclinal partiel Kenadsa-Béchar, en anticlinal Mernouna représente les bassins houillers du Nord de ceux au sud, synclinorium du bassin d'Abadla. La surface du synclinorium des bassins est plus plate que celles des anticlinoriums, mais elle n'est pas uniforme.

Synclinorium Kenadsa-Béchar :

Il forme la partie plate du synclinal avec conservation des sédiments tertiaires de hamada (Gara-Um-Esbah). Toute la partie ou surface de ce synclinal est couverte par les sédiments du tertiaire logés dans un plan horizontal (Hamaïda).

L'aspect de la région est bigarré seulement par les oueds du Guir de Béchar et de leurs affluents et par les montagnes conservées résiduellement dans les vallées des oueds et dans les couches supérieures tertiaires de Gara Gola et de Gara Um Esbah.

Au sud, le massif tabulaire tertiaire se termine par un gradin la Barga sous laquelle sort le crétacé en couche logé obliquement et forme un gradin pas trop large bordant le tertiaire.

Le carbonifère logé en forme de synclinal (Stéphanien et Westphalie inférieur) est morphologiquement indistinct, il borde les sédiments tertiaires et crétacés en une bande de 4 km de largeur et le plus souvent il est recouvert par le quaternaire sauf et seulement dans la Barga sableuse ; il forme alors des crêtes peu élevées.

Le parcours de la Barga tertiaire est cénomaniens de Bezazil, de Béchar vers Kenadsa.

Anticlinal Mennouna :

Dans l'anticlinal Mennouna il y affleure les sédiments du namurien et du westphalien caractérisés par l'altération de grès d'argilite et rarement de calcaire. L'allongement des couches suit la structure de l'anticlinal d'Est en Ouest. Le pendage des couches est de 5° à 30°. L'érosion a conduit de ce fait à des formations de longues crêtes basses s'étendant parallèlement aux grandes distances. Cet aspect n'est dérangé que dans l'axe de l'anticlinal où se forment des plateaux et dans les endroits où une couche plus développée d'une roche solide a donné naissance à de gradins supérieurs.

Synclinorium du Bassin d'Abadla :

Il prend son origine entre l'anticlinal Mennouna et Zousfana. La forme du bassin est influencée par l'anticlinal partiel suivant Ksi-Ksou séparant du bassin d'Abadla le lobe partiel sortant de Chebania vers le Nord-Est. L'autre partie du bassin qui serait considérablement étendue n'est pas connue car elle est couverte à l'Ouest de Hamada et au sud par des sédiments quaternaires. Dans cette partie se trouve la zone d'accumulation de l'oued-Béchar. La morphologie de la région est constitué par le carbonifère productif ; les crêtes ne sont pas tellement hautes et les couches sont au pendage de 5° dans la région de Chebania près d'Abadla. La vallée de l'Oued-Guir de Boudib et de Béchar est large et souvent couverte de dunes sableuses et on y trouve des petites sebkhas (Daïet Djilala). A l'Est le bassin est bordé par des crêtes de bancs de grès et de calcaire dunnamurien et du westphalien inférieur suivant l'anticlinorium Zousfana.

Anticlinorium Zousfana :

De l'anticlinorium on connaît seulement les deux ailes formées de calcaires carbonifères. Au sud de Beni-Zireg, s'est conservé le reste du centre de l'anticlinal ; la montagne résiduelle M'Daouer si Mouemène. Au nord de là, dans la gorge au Sud de Ben-Zireg sortent déjà les roches les plus âgées (Dévorien et Silurien).

Les eaux de l'Oued Zousfana ont érodé tout le centre de l'anticlinorium et ainsi ont donné naissance au massif montagneux de Djebel Béchar sur l'aile Ouest de l'anticlinorium

continuant vers le Sud comme le Massif Djebel Um El Grar et Djebel Guettara.

Sur l'aile Est s'est formé le massif montagneux Djebel Mezarif. Les deux ailes de l'anticlinal sont formées par les dolomites viséennes et les calcaires en larges masses ; le pendage des couches et la direction du cours de l'Oued Zousfana ont conditionné la formation d'une chaîne de montagnes. Tant comme on peut le voir aujourd'hui, les pentes écartées du Zousfana sont plus douces et suivent en gors le pendage des couches tandis que les pentes inclinées vers l'oued sont plus escarpées et suivent plutôt des joints perpendiculaires à la stratification.

Sinclinal, Synclitorium Nekheïla :

D'après le pendage des couches du massif montagneux Djebel Mezarif, des couches productives affleurent dans la cuvette Nekheïla ; à l'Ouest du Djebel Mézarif commence le synclinal dont la structure et l'étendue ne sont pas connues car il est tout couvert par la hammada et encore plus loin par le désert sableux.

Il pourrait s'agir d'un promontoire d'une plus grande dépression ou d'un bassin tout à fait petit, les connaissances actuelles de ce synclinal sont presque nulles.

Création de la couche, si celle-ci était interrompue, les conditions pour la formation d'une nouvelle végétation ne sont plus créées.

Le charbon feuilleté est plutôt le produit des matériaux détritiques alluvionnés.

l'épaisseur régulière est l'indice du rythme régulier du mouvement du bassin devant la période de végétation.

Le parallélisme des couches :

Il est évident que dans une région les mouvements étaient réguliers uniformes en ce qui concerne leurs conditions. Le Littoral entier s'enfonçait ou montait, mais il est aussi évident que la valeur du mouvement ne pouvait être égale dans toutes les parties du bassin de même que l'intensité de la sédimentation qui dépend outre la valeur du mouvement, de la masse des matériaux alluvionnés. En d'autres termes les couches ne se développent pas de la même façon sur tout le territoire, quelques parts leur développement étaient plus, ailleurs intenses ou nuls.

Cycle de la sédimentation :

Couches :	Epaisseur
- Argilites sablonneuses - bleues-grises ou bigarées	. 5 m
- Argilites grises foncées...noires en plaques	.. 3 m
- Couche de charbon.
- Argilites grises claires avec végétation.	.. 3 m
- Argilites Grises claires à grains fins.avec sédiments silico-argileux.	.10 m
- Grès silicieux avec ripples marks.	.20 m
- Grès silicieux gris-claires en pierres (grosses).	.10 m
- Grès gris-clair avec intercalation de conglomérats.	..2 m

Le cycle suit le même schéma précédent en conservant les sédiments détritiques ; grès à conglomérats...et..grès siliceux. Il se produit un balancement du littoral, il se forme par suite des régressions et des transgressions répétées de rippers-marks (sédimentation de plage) et pour cela il n'est pas logique de paralléliser les couches dans la zone du bassin carbonifère de Béchar en toute sa partie ; de plus il n'est pas logique de s'attendre que le développement de la couche dans la région de Bezazil soit de même qu'à l'Ouest de Kenadsa ou près de Ksi-Ksou et de Zekkakat.

Il est probable que ces couches ne puissent point être parallèles et qu'elles fassent partie de divers cycles sédimentaires.

Les étages productifs :

Les couches productives sont de l'âge du westphalien supérieur et peut-être du stéphanien inférieur. Les sédiments du westphalien sont logés en concordance au-dessus des couches du namurien. La partie inférieure de westphalien (A, B et l'inférieur C) ne se diffèrent pas substantiellement des sédiments du namurien calcaire dolomitique - sédiments gréseux et argileux avec interclation de calcaires d'origine marine) à l'exception de ce que la sédimentation calcaire est moins fréquente et les bancs n'atteignent pas 1 m. Les grès alternent avec les argilités en cycles. Les grès et les argilites sont d'origines marines.

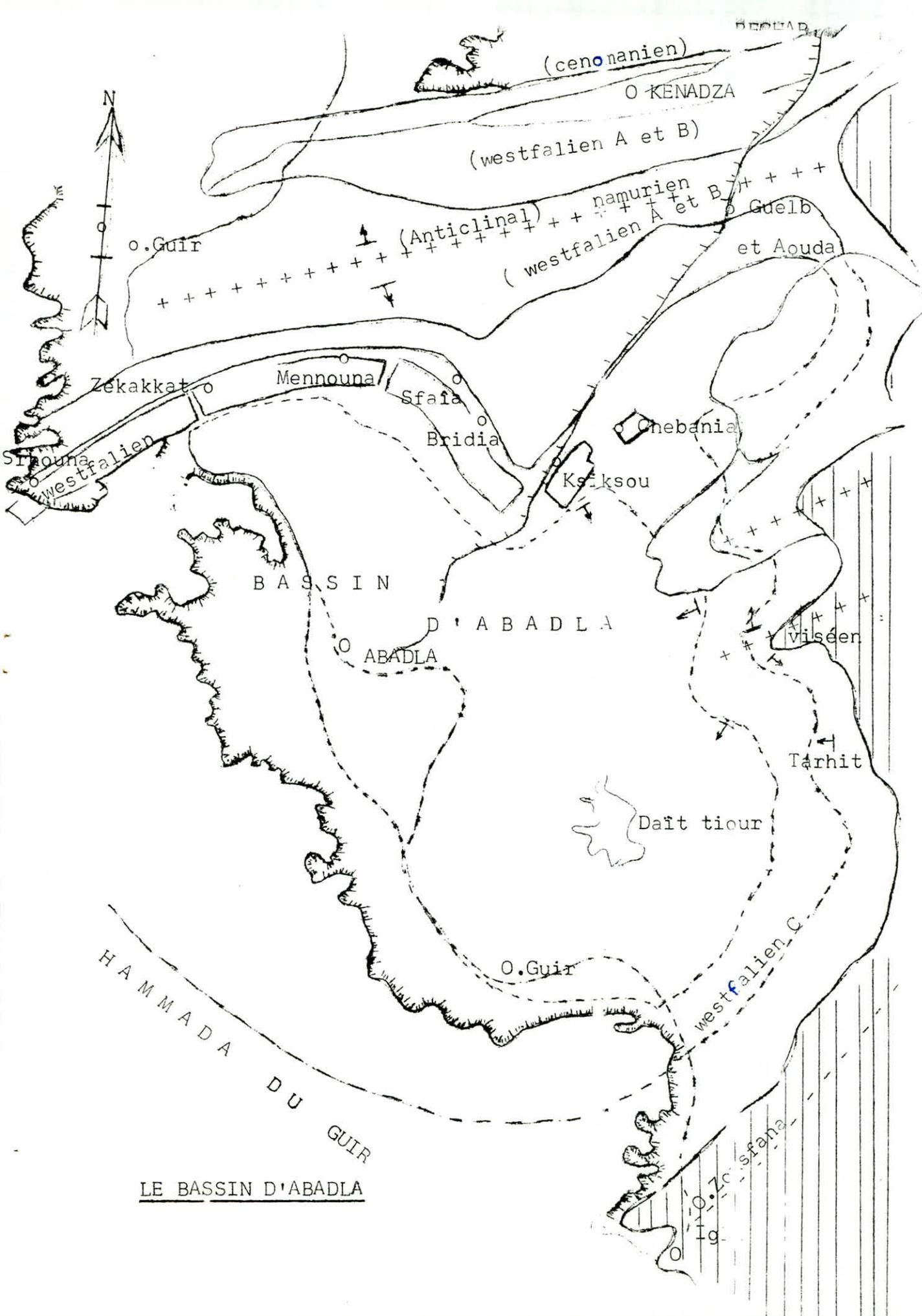
Paul Deleau désigne le westphalien AB et la partie inférieure de C comme étant le Kénadsien.

Le westphalien C supérieur et le westphalien D sont productifs le cycle sédimentaire est analogue, mais il manque des intercalations calcaires. Dans les couches d'argilites se sont formées les sols à stigmaria... ou des couches de charbon.

L'épaisseur des couches du westphalien est fort variable, elle est maximale au Nord et diminue vers le Sud. Au Nord, l'épaisseur du Kénadsien atteint près de 100 m et celle du westphalien productif près de 1500m.

Les sédiments westphaliens se sont conservés à l'intérieur des bassins partiels et leur affleurement bordent les crêtes anticlinales.

---eooOooo---



LE BASSIN D'ABADLA

EVOLUTION DES RESERVES DE LA REGION DE BECHAR

Les chiffres qui suivront sont absolues, et déterminent le tonnage restant et existant au sous-sol. Nous distinguerons pour cela les deux définitions de réserves Françaises et Tchéques.

1°- Définitions Françaises

- - Réserves certaines ou prouvées, situées dans les parties du gisement où des travaux de reconnaissance ont pratiquement démontré leur existence ;
- Réserves probables, mesurées par exploration proche à partir des parties du gisement, et testées par sondages ;
- Réserves possibles fondées sur la connaissance géologique générale du gisement, et une évaluation du volume des niveaux productifs et de la densité des couches de charbon exploitables à l'intérieur de ces niveaux.

2°- Définitions Tchèques

- Réserves géologiques : On les calcule d'après les résultats de la recherche et les considérations théoriques tirées de l'étude du sol.

- Réserves exploitables : Ceux sont les réserves géologiques diminuées des réserves placées dans les piliers de protection et des réserves que l'on perd suivant la méthode d'exploitation adoptée.
- Réserves certaines : Elles sont calculées à une précision de $\pm 10\%$ par l'intermédiaire d'un réseau de sondage assez dense au km^2 .
- Réserves probables : On les détermine suivant une densité de sondage de $2\text{pt}/\text{km}^2$ ($\pm 50\%$)
- Réserves possibles : Calculées suivant une densité de sondages de $1\text{pt}/\text{km}^2$ ($\pm 100\%$)
- Réserves théoriques : Comme leur nom l'indique, Ce sont les réserves qui peuvent exister ou pas; autrement dit, elles ne sont déterminées par aucun sondages sinon que par une récurrence d'une continuité d'une couche déjà reconnue.

Entre ces deux définitions, il n'existe presque pas de différence, sauf que dans le dernier cas, les réserves se divisent d'abord en deux groupes, Géologiques et Exploitables, lesquelles ~~renferment~~ les définitions Françaises

Les calculs de réserves ont été déterminés à partir des données techniques de la puissance exploitable et de la profondeur maximum d'exploitation, qui sont :

Puissance exploitable.

L'épaisseur moyenne exploitable de la couche de charbon dans la région de KENADZA est de l'ordre de 40 cm y comprises les intercalations des passés stériles.

Profondeur exploitable de la couche

La profondeur maximum d'exploitation dans la région de BECHAR est de l'ordre de 500 m, cette profondeur est variable suivant le cas de pendage des couches que l'on rencontre.

Cette profondeur est délimitée par la longueur maximum de la descenderie d'extraction, par la possibilité et l'aptitude de travail des ouvriers sous un degrés géothermique assez fort à savoir qu'il est de 2° tous les 40 m.

La longueur maximum de la descenderie, déterminée par la longueur optimale du transport par bande, est de 1 400 m. Deux cas peuvent se présenter.

- si la descenderie est atteinte avant la profondeur de 500 m, on s'arrêtera en ce point.
- si par contre elle est atteinte après cette même

profondeur, on ne considèrera que la descenderie correpondante à la profondeur de 500 m.

Ainsi dans la région de Bechar-Kénadza où le pendage est de 30°, nous aurons :

une descenderie de 1 400 m atteinte à la profondeur de 700 m

La température du chantier à 700 m de profondeur est alors de, sachant que la temperature moyenne d'été à KENADZA est de 25° :

$$t_z = 25^\circ + \frac{700 - 30}{40} = 41,75^\circ$$

L'on voie bien qu'il est difficile de travailler dans de pareille condition si l'on ne refrigerè pas le climat de la mine.

En se réfèrant à l'hypothèse des 500 m de profondeur nous n'aurions qu'a exploiter avec une descenderie de 1 000 m seulement.

Par contre dans la région d'ABADLA où le pendage courant est de 10°, nous avons :

Une descenderie de $500/\text{Sn}10^\circ = 2780$ m est plus que maximum, ce qui nous ammener à n'exploiter que par une descenderie de 1 400 m, soit à une profondeur de

$$1\ 400 \times \text{Sn}10^\circ = 243 \text{ m.}$$

SOMMAIRE DES RESERVES AU I . I . 70

Les chiffres que nous allons avancer proviennent de la deuxième définition.

- Réserves exploitables du Bassin houiller de Bechar

Réserves géologiques	:	109 505 000 Tonnes
réserves exploitables	:	70 777 000 Tonnes

- Répartition des réserves d'après les degrés de recherche.

Réserves géologiques dont:

probables	:	6 981 000 T = 6,37%
possibles	:	49 965 500 T = 45,63%
théoriques	:	52 557 600 T = 48,00%

Réserves exploitables

probanles	:	5 084 410 T = 7,18%
possibles	:	32 078 430 T = 45,32%
théoriques	:	33 614 240 T = 47,50%

- Evaluation des réserves des régions de Bechar actuellement ouvertes et analyse de leur charbon.

Actuellement dans toute la région de Bechar, il n'y a que deux régions qui sont en activité : il s'agit de la région de KENADZA - BECHAR avec le siège DIDI (productif), et

de la région de MENNOUNA dans le Bassin d'Abadla actuellement mis à l'essai. Nous nous intéresserons alors particulièrement à ces deux régions en ce qui concerne leur réserve, la qualité de leur charbon et le mode d'exploitation déjà effectué qui s'effectue ou qui s'effectuera.

1°- BASSIN DE KENADZA - BECHAR

Les blocs d'exploitation sont construits sur trois veines :

Veine Ardouin (Siège DIDI ex-intermédiaire)

Veine Rouzaud

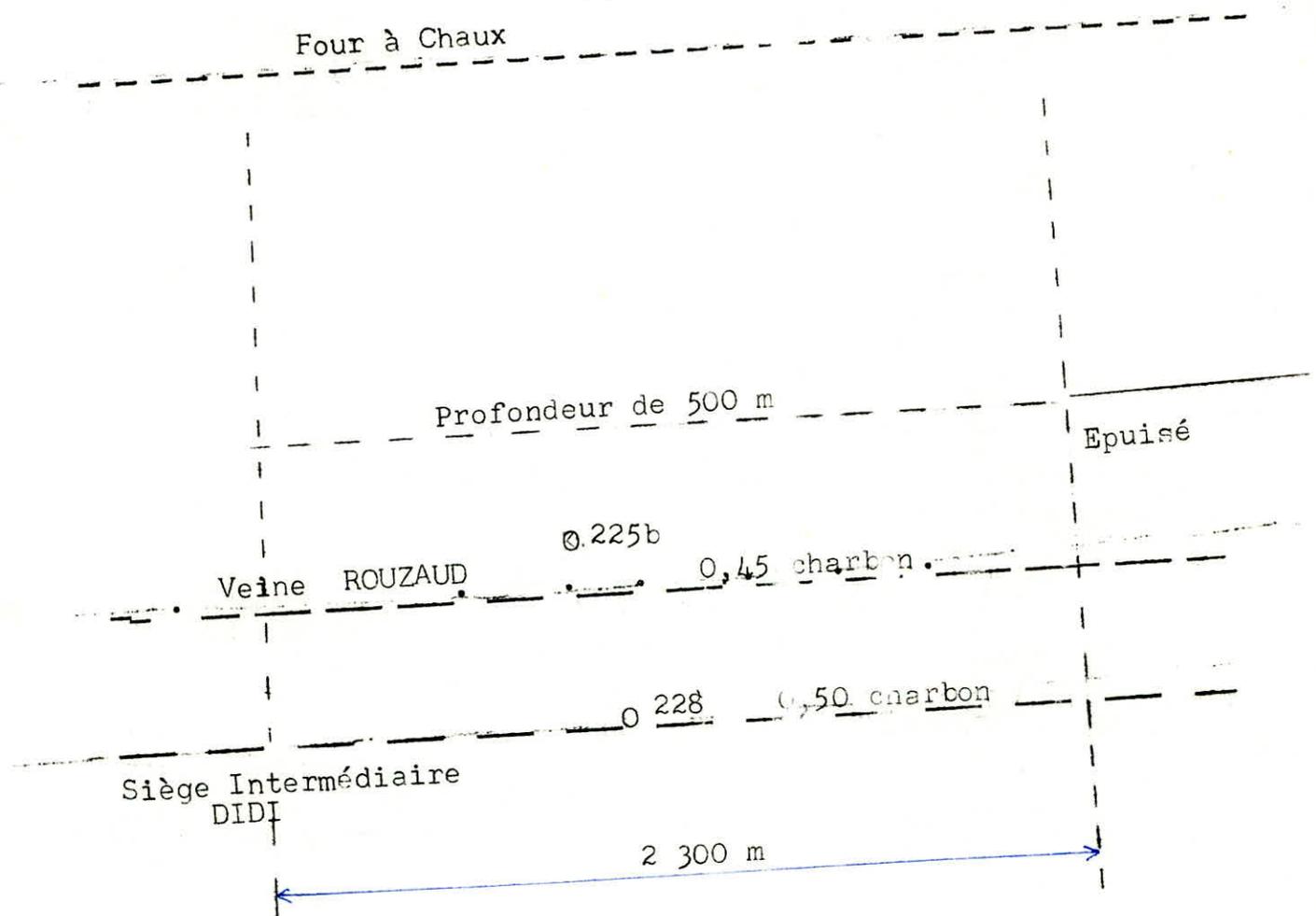
Veine Four à Chaux

Exemple de calcul des réserves du Bloc N°1

Le bloc est construit entre le siège Dussel et le siège intermédiaire. La couche a été vérifiée par le sondage N° 228. Etant donné qu'il s'agit d'un bloc situé entre deux champs d'exploitation où la couche est régulièrement développée, on peut classer les réserves dans la catégorie des réserves probables ou encore voire certaines.

Les calculs sont effectués dans les deux cas d'exploitation, pour une descenderie de 1400m, pour la profondeur de 500m.

Four à Chaux



- Réserves pour la descenderie de 1 100 m

Pendage de la couche	-----	30°
Aire	-----	3 105 000 m ²
Puissance	-----	0,47 m
Densité apparente	-----	1,35
Tonnage	-----	1 459 100 T
Réserves exploitables	-----	80% = 1 175 220 T

- Réserves pour une exploitation envisagée jusqu'à la profondeur de 500 m

Pendage	-----	30°
---------	-------	-----

Aire-----2 300 000 m²
 Densité apparente -----1,35
 Tonnage -----1 459 350 T
 Réserves exploitables----- 80% = 1 167 480 T

2°- Le Bassin d'ABADLA

Réserves totales ----- 53 076 900 T = 100%
 Région de MENNOUNA 10 492 000 T = 14,76%
 dont .réserves probables 00,00%
 .réserves possibles 7 576 800 T = 75,51%
 .réserves théoriques 2 372 400 T = 27,49%

Le reste des réserves représente les gisements de
 ZEKAKKATE et de BRIDIA;

---oooOooo---

HISTORIQUE DES METHODES D'EXPLOITATIONS
DANS LE BASSIN HOULLER DE BECHAR

LES HOUILLERES DU SUD ORANNAIS H.S.O.

La région du Sud orançais au pied de l'atlas prés saharien, n'est sans doute pas le sahara proprement dit, mais on y voit sur des dizaines de km des étendues désertiques considérables. Le seul végétal est le Dga, bien qu'en dehors d des palmeraies une certaine végétation existe dans le lit des oueds ; c'est que la région de BECHAR, quoique de faible pluviométrie, ne pas d'eau souterraine ; l'eau se trouve presque partout, dans les alluvions des oueds ou dans les barres calcaires ou de grés fissurés prisonnières entre les bancs d'argile ou de marne.

C'est là qu'affleurent de très larges zones de terrains primaires et houillers dont certains sont restés ignorés, en particulier le Bassin d'ABADLA et celui de MEZARIF (en revanche le Bassin de Bechar a le mérite d'avoir été signalé en 1907 par Mr HAMAND qui exposa dans un livre qui fait autorité ses fermes croyances dans l'existence possible de la houille dans le Nord-Sahara. Ce n'est en réalité que dix ans plus tard en 1917, que le charbon fut reconnu sous l'angle industriel.

On peut dire aujourd'hui, à la suite des missions qui se sont succédées, que dans la région de BECHAR le

houillier productif se présente sous trois formes différentes.

a- Le Bassin de BECHAR-KENADZA

Dont l'exploitation systématique commença vers 1917 et qui se prolongea par la création d'un second centre d'exploitation : BECHAR DJEDID ; l'exploitation, d'abord accordée à la S.N.C.F.A, fut confiée à la régie des charbonnages de BECHAR en 1949. En 1917, furent instituées, en application de la loi sur la nationalisation des houillères, celles des houillères du Sud-Orannais.

b- Le Bassin de SFAIA-GHORASSA à 60 km plus au Sud

c- Le Bassin de Djebel MEZARIF à 60 km à l'Est de BECHAR

Ces 2 derniers bassins sont encore au stade de recherche minière commencée en 1950.

Le Bassin de MEZARIF, d'un accès très difficile s'est attiré les attentions ; quant au Bassin de SFAIA-GHORASSA, il suscite à l'heure actuelle un vif intérêt.

Dans l'ensemble et sans vouloir avancer de chiffres qui comportent encore de sérieuses inconnues, on peut dire que les réserves de tonnage pour KENADZA-BECHAR sont de 50 millions de tonnes tandis que celles de SFAIA-GHORASSA pourraient approcher des réserves restant à exploiter dans certains bassins français.

A - Caractères généraux

I°- Grande régularité d'allure géométrique des couches

La technique du gisement est très simple

Les veines se présentent selon des plans presque idéalement réguliers ; les ondulations ont des courbures très faibles, à peine perceptibles sur des centaines de mètres. Il n'y a presque pas de fractures dans les terrains, interrompant la continuité des couches, à l'inverse de ce qui se passe en général dans les gisements français.

2°- Faible épaisseur des couches

Ce qui porte à penser qu'aux époques très anciennes de la formation du gisement, la végétation de ce pays était déjà relativement pauvre. L'épaisseur moyenne atteint à peine 0,40m. Toutefois, il a été découvert dans le Bassin de GHORASSA une couche de 0,75m.

3°- Faible profondeur

Le houiller productif affleure en surface sur de très longues distances dans les trois bassins, de sorte que les couches soient directement accessibles à partir de la surface. Elles s'enfoncent avec une pente relativement faible de 20 à 30°, si bien que des tonnages très importants peuvent être exploités sans descendre à plus de 300m de profondeur verticale.

B - Le Gisement de KENADZA

C'est dans ce bassin que se situe l'exploitation actuelle des mines de KENADZA. Cette région est adjacente vers le Nord du département d'Oran et vers l'Ouest du Maroc oriental (Tafilalet). Elle relève administrativement du

" territoire du Sud . Elle communique vers le Nord avec Oran (750 km) par voie ferrée métrique : Fuguig, Aïn-Sefra, Saïda. Elle communique également avec Oujda (450 km) par la méditerranée, avec le Niger à voie normale prolongée par le chemin de fer du Maroc oriental ; de là le trafic est aiguillé soit vers Oran-Alger, soit vers Casablanca, soit vers Nemmours. La voie Bechar-Oujda a pour elle l'avantage de la plus courte distance et du meilleur profit, mais a l'inconvénient des 2 douanes ; la voie Saïde-Oran a un parcours plus accidenté et cette voie étroite n'écoule qu'une faible partie de la production.

Les distances sont aproximativement de :

KENADZA - Oujda	: 475 km
" - Nemmours	: 550 km
" - Oran	: 730 km
" - Alger	: 1130 km
" - Casabl	: 1170 km

Vers le Sud en direction d'ABADLA, 2 pistes suivent à peu près les mêmes itinéraires. L'eau est rare en surface, elle existe en quantité relativement importante (mais souvent salée) dans les bancs perméables des terrains. La région immédiate de BECHAR alimentée par l'impulsion du versant Sud de l'Atlas, dispose néanmoins d'environ de 10 000 m³/j, ressources reconnues à ce jour, mais probablement plus impor-

tantes.

La végétation est quasi-inexistante, sauf dans les Oasis. L'ensemble des agglomérations de BECHAR-KENADZA groupe environ 30 000 personnes, dont 5 500 européens.

Les ressources de ces différents gisements s'établissent comme suit à KENADZA-BECHAR :

Certaines 1 000 000 de Tonnes

Probables 9 000 000 de Tonnes

Possibles 40 000 000 de Tonnes

(Réseves reconnues par les missions françaises, qu'à la profondeur de 500 m)

A ABADLA, dans l'ensemble des 2 zones très limitées, on notait jusqu'ici 5 millions de Tonnes environ.

Le charbon de KENADZA-BECHAR est une houille grasse de 18 à 22% de matières volatiles à fort pouvoir agglomérant. Son pouvoir cokéfiant est bon. Cette houille entre dans la catégorie des charbons gras à coke. La teneur en cendre des charbons commerciaux est de :

10 à 12% pour les gras

12 à 14% pour les produits lavés

15 à 22% pour les bruts

L'humidité des produits sortants de la mine est très faible (1 à 2%), la teneur en soufre est de 3% (ce qui n'est pas le cas aujourd'hui), le pouvoir calorifique varie de

6 500 à 7 500 calories suivant les teneurs en cendres.

Le charbon de SFAIA-GHORASSA est sensiblement différent, c'est un charbon à 33% de matières volatiles.

C - L'exploitation

La méthode d'exploitation qui a prévalu jusqu'ici, est la taille chassante classique ; ce qui s'explique par la minceur des couches, la régularité du gisement et le pendage favorable de 20 à 20°. Toutefois, cette méthode a connu dans les dimensions de chantiers et leur équipements, une évolution considérable. La production de charbon par chantier a été fortement groupée, atteignant 200 t/j en 1947 et 1950.

La mine a été mécanisée et électrifiée, elle utilise 10 km de transporteurs qui amènent le charbon jusqu'au jour. La manutention des terres (très importante ici car on extrait en tonnage égal de terre et de charbon) a été elle aussi mécanisée.

Ces transformations qui ont exigé des efforts considérables des cadres (au fond 100% des ouvriers et plus de 50% des cadres subalternes sont autochtones) ont permis d'obtenir une amélioration énorme du rendement, c'est ainsi que ce dernier a doublé depuis 1947 (700 au fond contre 335).

La qualité du charbon extrait a été améliorée malgré la teneur en stéril des couches, on a réussi à extraire des sièges des produits bruts dont la teneur en cendres varie de 15 à 27%, chiffre très exceptionnel par rapport à d'autres

jouissant de conditions naturelles plus favorables.

Ainsi les H.S.O. ont le mérite particulier d'avoir réussi à rapprocher notablement leur résultat du niveau de ceux des activités autres, et cela malgré des conditions géologiques, géographiques, économiques défavorables. Les H.S.O disposent à KENADZA des installations suivantes :

Une installation de criblage et d'épilage
 " de Havage
 " de mise en terrile et déchets

Le lavoir proprement dit comprend parties:

le lavoir traitant les fines de 0 à 8 mm
 une installation de bacs à piston traitant les grains.

L'ensemble triage-lavoir donne actuellement des produits marchands dont la répartition en % et la teneur en cendre sont les suivants :

<u>Qualité</u>	<u>Répartition en% sur</u> <u>production nette</u>	<u>Teneur my^{ne}</u> <u>en cendre</u>	<u>Humidité</u> <u>moyenne</u>
Gras	12%	11,4%	
noisettes de 15,40	5%	12,1%	
Grains de 6,15	9%	12,6%	10,8%
Fines lavées	53%	12,2%	
Schlammes	21%	29,8%	

Les charbons de BECHAR DJEDID ne sont pas lavés le seul traitement qu'ils subissent étant un épinnage réalisé au fond et sur le carreau de la mine ; épinnage sérieux et efficace qui conduit à un charbon brut de 18% de cendre seulement.

Une centrale thermique existe aux H.S.O, elle est située entre BECHAR et BECHAR DJEDID, dépense 60 000 Kw/h avec des pointe de 3 400 KW de puissance.

---oooOooo---

LES ANCIENNES METHODES D'EXPLOITATION
PRATIQUEES DANS LE BASSIN DE BECHAR

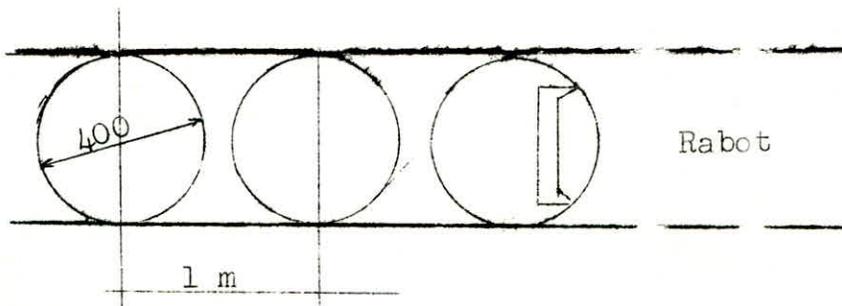
Nous ne donnerons que dans la mesure du possible les indices technique de la méthode, la description de celle-ci est souvent une simple naration faite à partir de plan trouvés dans les archives de la mine.

Dans ce qui suivra, nous décrirons les méthodes d'exploitation : Auger-drill et la méthode des tailles basses par scraper ; de plus, nous donnerons quelques résultats obtenus par l'application de ces méthodes.

a- Méthode d'exploitation par Auger-Drill

La machine employée était l'Auger-Drill JOY AD.2 de 40 CV. La méthode consistait à faire des trous de 40 cm de diamètre et de 30 à 90 m de long avec 1 m d'entre-axe ; ceci conduisait à prendre des panneaux de 30 à 50 m que l'on trouait en large et qu'on dépelait en suite par rabotage.

On obtenait des résultats de 6 à 7 trous par poste. L'extraction du charbon était réalisée grâce à une vis d'Archimède sur laquelle sont montés 15 pics.



Le rabot est un simple caisson travaillant comme scraper à l'intérieur des trous ; il est muni de 4 coupeaux, 2 sur chaque flanc, travaillant dans les 2 sens.

b- Méthode d'exploitation par tailles basses et scraper

Elle a été introduite dans la division de BECHAR DJEDID groupe Ouest en Janvier 1955. Elle a été mise en application pour diminuer le volume de remblais extrait causé par l'ouverture minimum à donner à la taille.

Les contrôles effectués sur les terriles de BECHAR DJEDID ont prouvé qu'à une production P de charbon correspondait une extraction de remblais R inhérente à la méthode d'exploitation. Les productions respectives se présentent de la manière suivante.

$$\frac{P}{R} = \frac{5}{4}$$

L'introduction de cette méthode consistait à augmenter la production de charbon tout en diminuant au maximum les quantités de remblais à extraire ; c'est pourquoi on a proposé une exploitation par tailles basses basée sur l'expérience déjà ancienne des charbonnages de Wenster (Belgique) adoptée au gisement de BECHAR et à son personnel.

L'étude des charbonnages de Wenster porte sur l'exploitation d'une veine sensiblement de la même puissance que

la veine Ardouin, mais présentant un pendage faible (11° contre 30°) donc imposant un système simple d'évacuation des produits et de manipulation facile : le scraper.

Les pendages des veines de BECHAR DJEDID 30° doit permettre la suppression du scraper en taille et son remplacement par 2 lignes de couloir fixes.

Les qualités du personnel sont également différentes, surtout au point de vue sécurité, il était ici indispensable de prévoir une surveillance plus forte et une aide au mineur par des boiseurs spécialisés.

Ces deux points définis, on a alors le schéma d'exploitation suivant.

c - Schéma d'exploitation

Une descenderie centrale (soit au pendage soit oblique suivant l'inclinaison de la couche) permet l'exploitation d'un étage de 250 m de relevée et de 3 000 mètre de longueur, divisé en 2 panneaux de 1500 x 250 m.

Le tonnage marchand normal fourni par un étage est donc de l'ordre de :

$$3\ 000 \times 250 \times 0,54 \text{ T} = 405\ 000 \text{ T}$$

avec 0,54 T de charbon au m² de couche = 1,35 x 0,40 = 1

Le tonnage journalier étant de :

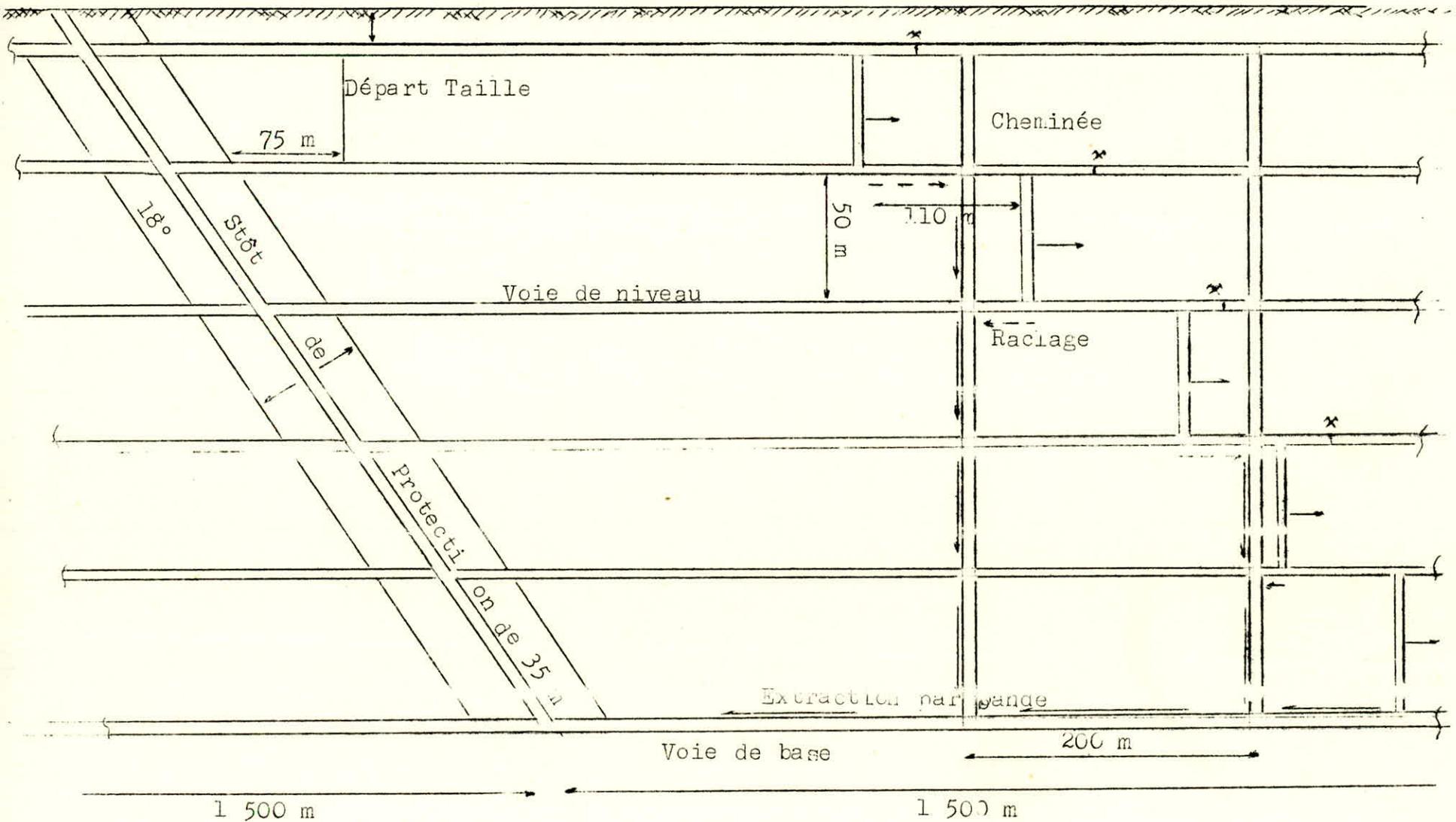
$$250 \times 2 \times 2 \times 0,54 = 540 \text{ T}$$

nous aurons 2 chantiers et 2 m d'avancement par jour.

Chaque panneau est divisé en 5 tailles de 30 m de relevée débitant leur charbon de la manière suivante :

L 1 er Parneau

Descenderie d'extraction



La taille inférieure A charge directement sur le convoyeur du niveau de base, les 4 tailles supérieures envoient leur charbon dans des faux niveaux où le charbon est raclé jusqu'à une cheminée de reculage débitant elle même par le convoyeur de base.

La distance entre les tailles est de l'ordre de 100 m à 110 m ; les cheminée de reculage sont à 200 m l'une de l'autre et sont creusées en arrière-taille.

Organisation de la taille

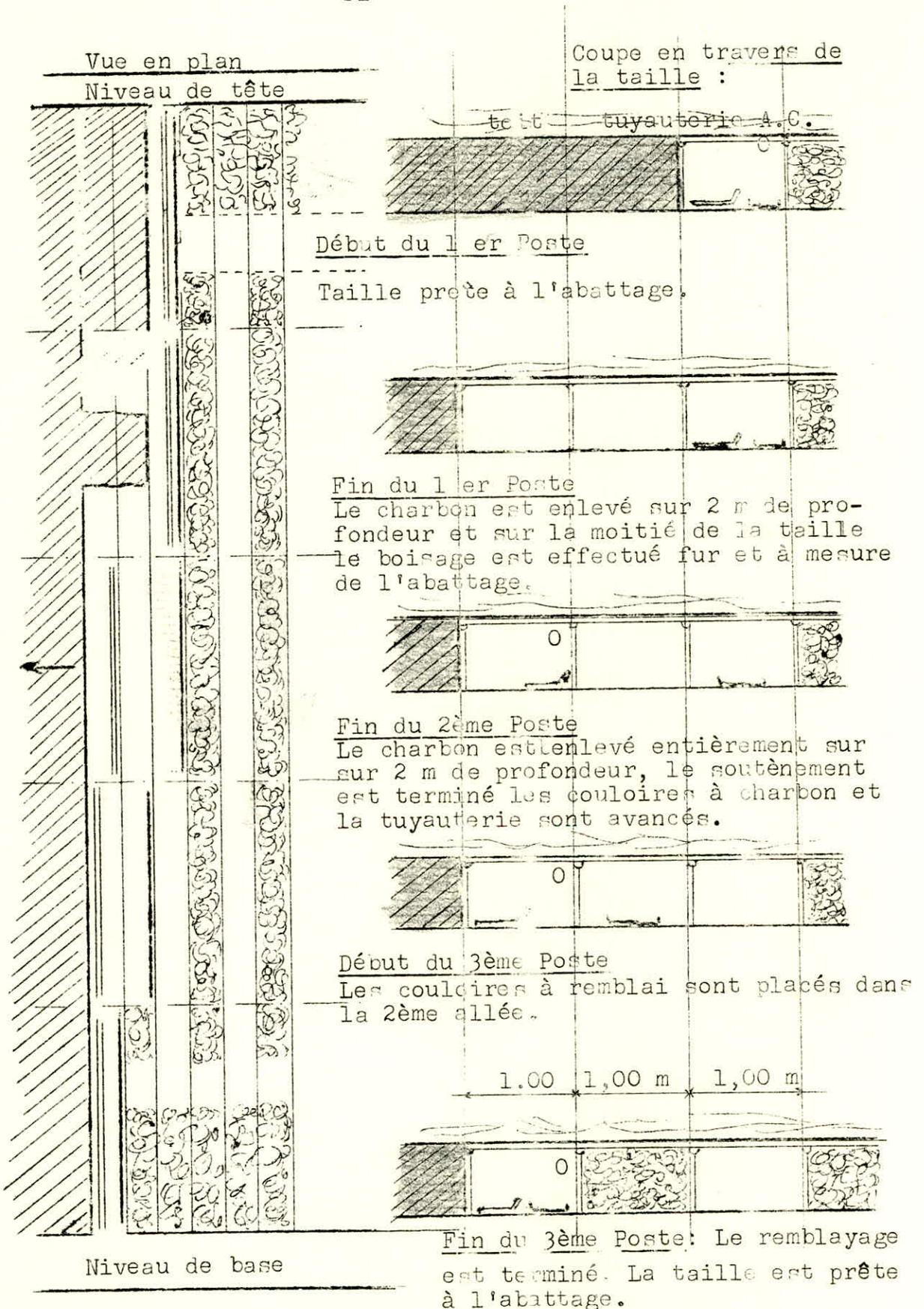
Elle est exploitée en taille basse ; les premiers et deuxième poste sont des postes d'abattage au charbon. Chaque poste exploite une allée de 1,00 à 1,10 m de profondeur avec l'effectif suivant :

Chef de taille	1
Abatteurs	8
Boiseurs	2
Aide -Boiseurs (transport du bois)	1

Total 12

Soient pour les deux postes 24 Hommes

Au troisième poste s'effectue le remblayage de la taille, lequel est constitué par 2 épis de protection des voies de tête et de pied de taille, et le remblayage sensiblement complet d'une allée sur deux. Le remblayage total atteint donc 50% du dépellage.



Mise en place du remblayage

Deux ouvriers creusent à 6 m du pied de taille une fausse voie qui fournit tout le remblais nécessaire au blocage des 6 m inférieurs et construisent l'épis de base ; la fausse voie est creusée au mur de la veine.

En amont de la fausse voie, 2 remblayeurs mettent en place le remblais provenant du niveau de tête de taille, constituant 3 épis de 10 m de longueur séparés par des intervalles de 2,00 m. Le remblais est amené en place par des lignes de couloirs fixes avançant au fur-et-à-mesure du remblayage.

Creusement des niveaux de tête

Le toit de la veine n'est pas entamé ; le charbon est enlevé à l'avancement. Le premier poste effectue le soutènement du niveau (3 cache-éléments) avec l'effectif suivant :

Mineurs-boiseurs	1
Aide	1
	<hr/>
Total.....	2

Le deuxième poste foration et tir

Ouvrier-mineur	1
Aide	1
	<hr/>
Total.....	2

Au troisième poste, des manœuvres enlèvent le remblais du niveau et le déversent en taille ; ils construisent l'épis de taille

Effectif 3
 Effectif pour le niveau...70

$$70 = 2 \text{ (chantiers)} \times 7 \text{ (effectif d'un niveau)} : \text{ (t...es)}$$

Creusement de la voie de base

1er poste

Soutènement, fin d'évacuation du remblais

Mineur 1
 Manœuvres 3

 Total 4

2 ème poste

Formation, tir

Mineur 1
 Aide 1

 Total 2

3 ème poste

Evacuation de remblais

Mineur 1
 Manœuvres 3

 Total 4

Total global....10

Pour les 2 ailes et une voie par aile, nous aurons un effectif total de 20 hommes.

Creusement des cheminées de reculage

4 Cheminées sont équipées (2 par aile) en permanence à un poste avec un effectif de :

Mineur 1

Manœuvres 2

Total 3 ..x 4 = 12

Conducteur de scrapers

Aux 2 premiers postes 4...x 2 = 8

Chargeurs de pied de cheminée

Aux 2 premiers postes 2...x 2 = 4

CONCLUSION

Cette méthode est meilleure que les méthodes anciennement pratiquées (consistant à abattre d'abord dans la trille une certaine quantité de remblais). Ce gain se manifeste :

Dans la consommation du bois car la taille est basse.

Au point de vue consommation d'énergie, les résultats sont presque les mêmes mais il en ressort les points suivants :

TABLEAU RECAPITULATIF DES EFFECTIF

	Postes			Total par jour	Ensemble du panneau	Ensemble du siège	Produc- tion Tonnes	Rende- ment T/h.p.
	1	2	3					
<u>Taille</u>								
Chef de taille	1	1	-	2	10	20		
Abatteurs	8	8	-	16	80	160		
Boiseurs	2	2	-	4	20	40		
Aides-boiseurs	1	1	-	2	10	20		
Remblayeurs	-	-	4	4	20	40	540	1,930
<u>Voie de tête</u>								
Mineur-boiseur	1	-	-	1	5	10		
Aides	1	1	-	2	10	20		
Mineurs	-	1	-	1	5	10		
Mancœuvres	-	-	3	3	15	30		
<u>Voie de base</u>								
Mineurs-boiseurs	1	-	1	2	2	4		
Mancœuvres	3	-	3	6	6	12		
Mineurs	-	1	-	1	1	2		
Aides	-	1	-	1	1	2		
<u>Cheminée de reculage</u>								
Mineurs-boiseurs	-	-	1	1	2	4		
Aides	-	-	2	2	4	8		
<u>Conducteurs-Scraper</u>								
Roulage niveau	4	4	-	8	8	16		
Transport bois	4	4	4			12		
	6	6	-			12	578	1,560
<u>Extraction</u>								
Entretien Siège	5	5	5			15		
Matériel	-	5	40			45		
Démentèlement	4	4	14			22		
Exhaure	8	-	-			8		
	3	3	3			9		
Ensemble fond						529	578	1,090
Effectif Jour						30	578	
Ensemble Siège : fond et Jour						559	578	1,030

1° Air comprimé : la marche à 2 postes d'abattage seulement peut permettre l'arrêt total du compresseur au 3^{ème} poste.

2° Engins d'extraction et de roulage : sans comp- l'arrêt des engins au 3^{ème} poste (arrêt certainement pos- sible), une production doit permettre un gain appréciable à la tonne d'environ 20%.

3° Technique : au départ il faut signaler les avan- tages reconnus des petits chantiers par rapport aux grandes tailles : facilité de surveillance, indépendance d'un chan- tier par rapport à l'autre. On peut ajouter même que le changement de méthode ne changerait que très peu le mode de travail puisque le marteau pneu continuerait à être l'engin d'abattage et que le travail serait réalisé sensi- blement de la même manière qu'aux poste d'abattage du rem- blais en grande taille ; grâce aux cheminées, une réguli- sation des débits de convoyeurs pourrait être obtenue.

Cependant cette méthode exige un personnel beau- coup plus qualifié en moyenne que celui d'avant.

Pour un siège ancien à une seule taille et une de réserve donnant 350 t/j, il fallait un personnel au nomb- re de 90 abatteurs par jour alors que celle ci nécessite 160. Au lieu de 2 voies en creusement et 2 en réféc- tion, ici nous avons 10 voies et 4 cheminées en creusement et 2 en réféc- tion ; ce qui impose des mineurs qualifiés ainsi q'une grande surveillance des tirs.

EXPLOITATION D'UNE COUCHE EXTRA-MINCE
AU SIEGE DIDI

I- Introduction

Le siège DIDI est situé à une dizaine de km de KENADZA. Il exploite une veine de 45 cm connue sous le nom d'Ardouin, s'enfonçant depuis la surface sous un pendage de 30°. Le charbon extrait est destiné à alimenter la centrale électrique de BECHAR.

Ainsi l'ouverture de ce siège n'est en réalité qu'un besoin d'approvisionnement qu'une exploitation économique, c'est pourquoi que le début d'exploitation ou son mode est fait n'importe comment, c'est en quelque sorte une satisfaction personnelle.

II- Exploitation actuelle au Siège DIDI

1°- Généralité sur la méthode

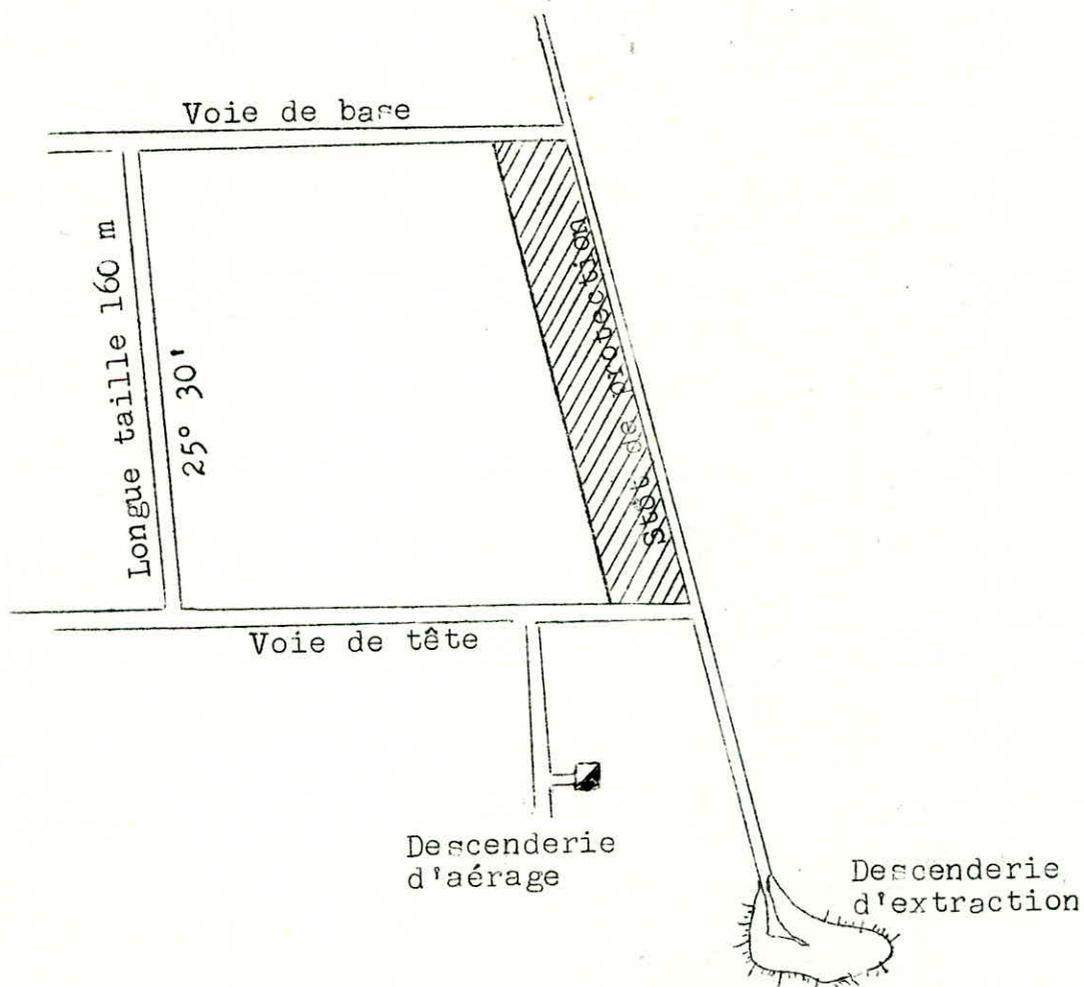
Le schéma de découpage est très simple une descenderie dans le plan de la couche ; 2 voies délimitent la seule et unique taille chassante. La première taille épuisée, on passe à la 2ème située en dessous de la lère et ainsi de suite toujours du même côté de la descenderie.

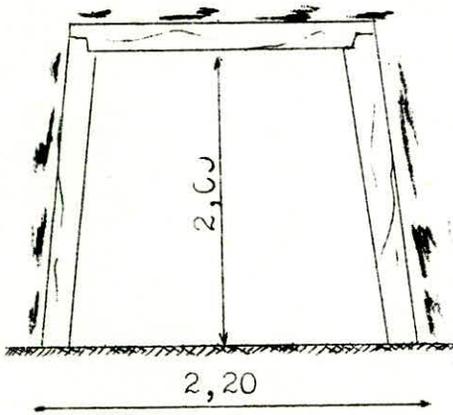
2°- Découpage et traçage des chantiers

Une descenderie tracée dans le plan de la couche plonge sous une pente de 16°30' sur une longueur correspondante à la limite d'exploitation en profondeur de 500m

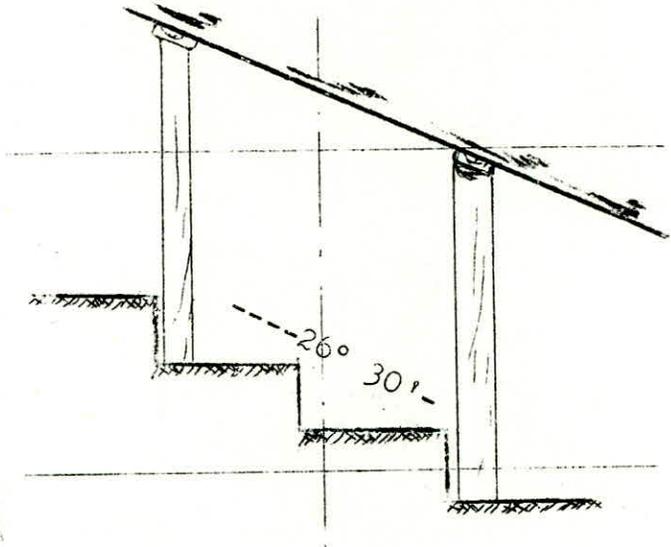
Cette descenderie de $6,5 \text{ m}^2$ boisée comporte à son mur une voie de roulage pour matériel avec système câble et treuil et 2 convoyeurs à bande en série de 650 mm pour extraction du charbon et du stéril, et enfin la tuyauterie d'exhaure et d'air comprimé.

A 100 m de profondeur sur la ligne de plus grande pente de la couche, une lère galerie de tête et à 160 m plus bas une voie de base délimitent la taille chassante inclinée de $23^{\circ}30'$.

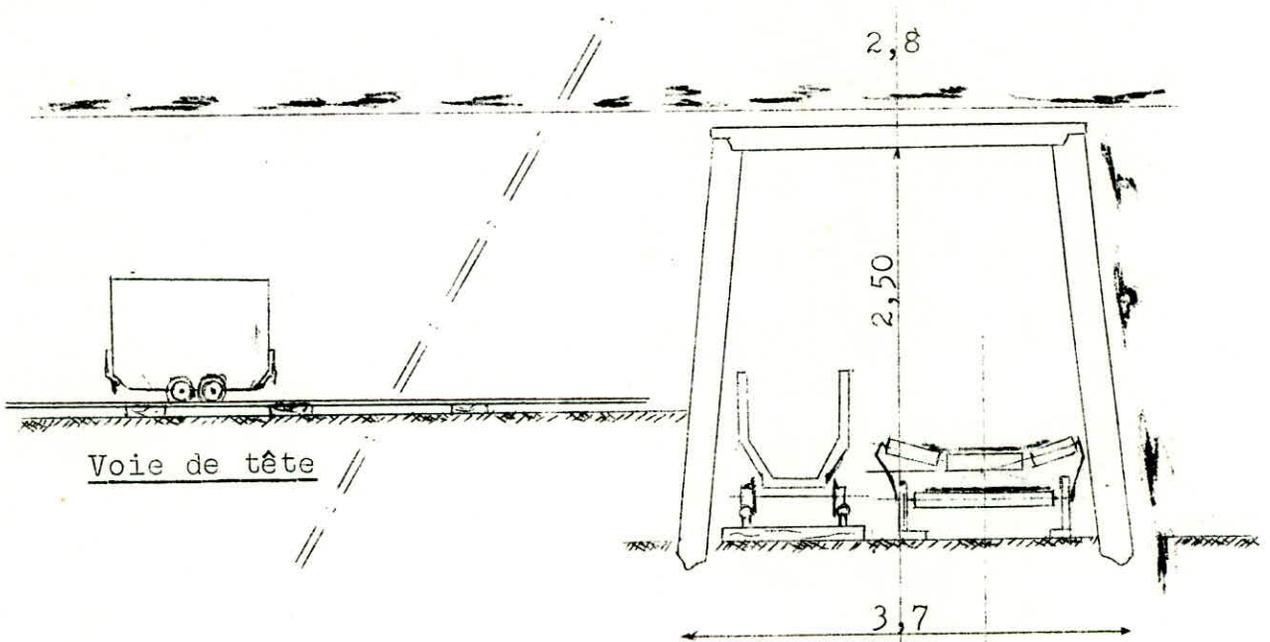




$$S = 2,92 \text{ m}^2$$



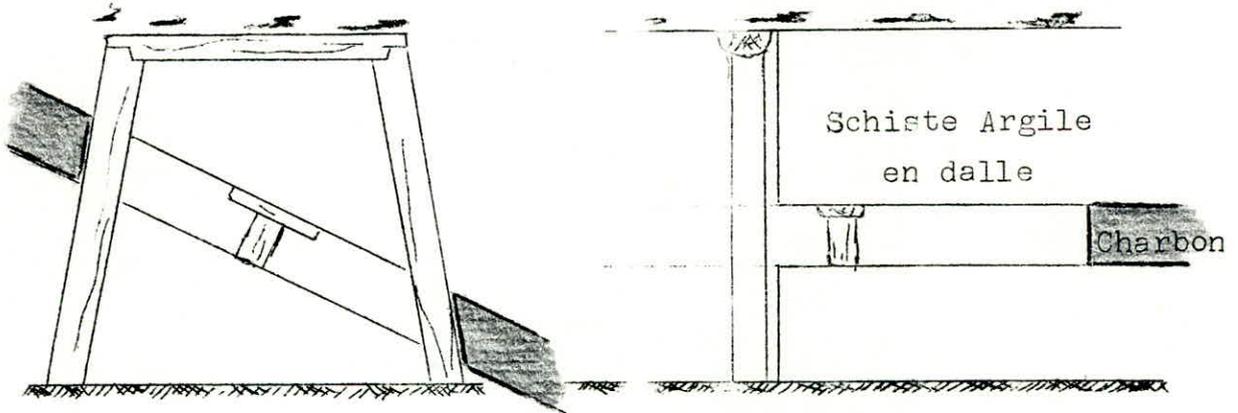
Cheminée de Retour d'air



Descenderie principale
d'extraction

3°- Organisation du travail et creusement des voies

Vu l'avancement journalier faible de la taille (1,20 m), les voies avancent de 1 m/j ; pour mieux remplir le poste, l'organisation du travail décide de creuser 2 m/2j ; les 2 voies travaillant à tour de rôle 1 jour sur 2. Pour le creusement, on fait d'abord un boisement au marteau piqueur dans le charbon jusqu'à une profondeur de 2 m soutenu provisoirement ; le charbon abattu est conduit à travers la taille pendant le poste d'abattage. Ce n'est que le lendemain que l'on fore et l'on tire le front.



Boisement dans le charbon
avec soutènement provisoire

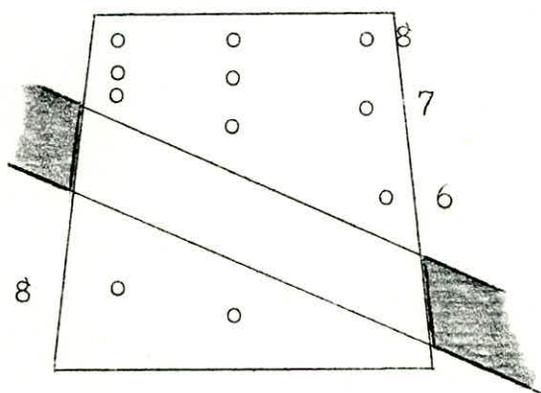
- La voie de tête (ou de retour d'air)

Galerie de 4 m^2 comportant au mur une voie de roulage pour le matériel, une conduite d'eau et d'air comprimé ; le soutènement est en cadre en bois. A 25 m débouche jusqu'à la surface et dans le plan de la veine une descenderie de retour d'air inclinée de $26^\circ 15'$ et de $2,92 \text{ m}^2$ d'ouverture. Le stot de protection et le commencement de la taille est environ de 35 m.

On observera la même organisation à la voie de base à l'exception du plan de tir .

Tir et foration/

La foration se fait à sec, ce qui donne une densité de poussière très élevée à l'atmosphère de la mine. Pour la foration aussi bien que pour le tir, il faut un personnel de 5 hommes dans chaque voie dont 4 manoeuvres et un chef mineur.

Plan de tir

Nombre de trous : 11

Longueur : 2,00 m droits

Charge/trou : 800 g

Explosif : Grisou Naphtaline

Diamètre/
cartouche: 30 mm

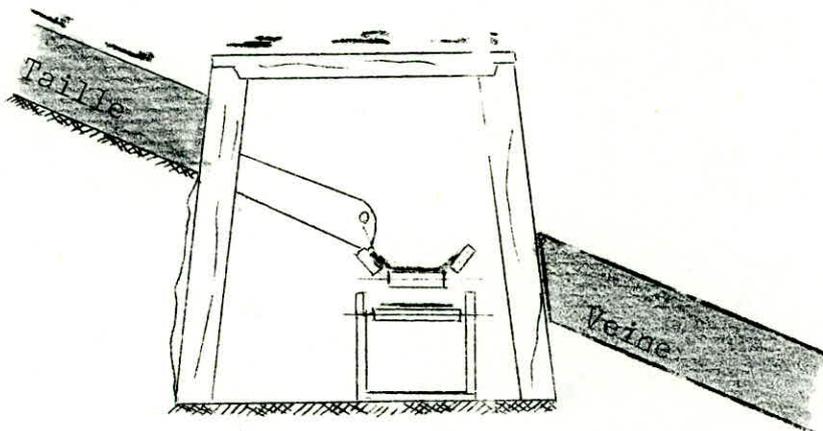
Longueur : 100 mm

Bourrage avec sable et argile humide

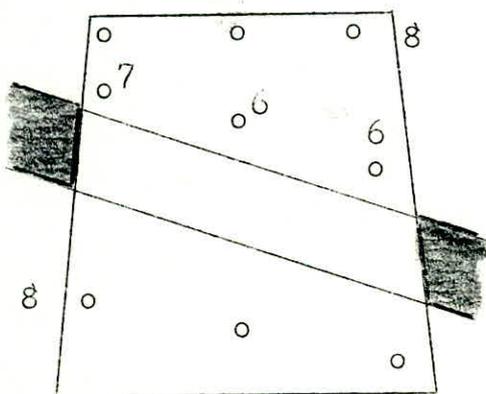
N° des retards : 6 - 7 - 8

- Voie de base

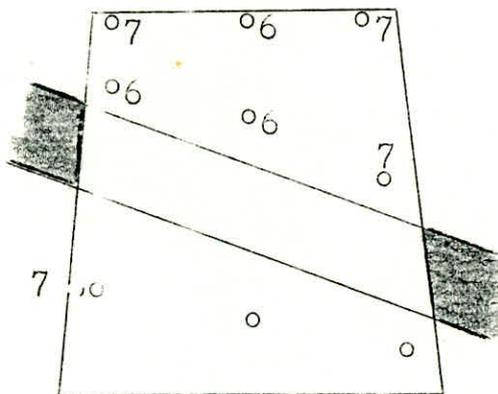
Elle a la même ouverture que la voie de tête et équipée d'un convoyeur de 650 mm pour extraction.



Voie de base C.B. 650 mm



N° des Retards



Nombre de cartouches

4° - Organisation et travail en taille

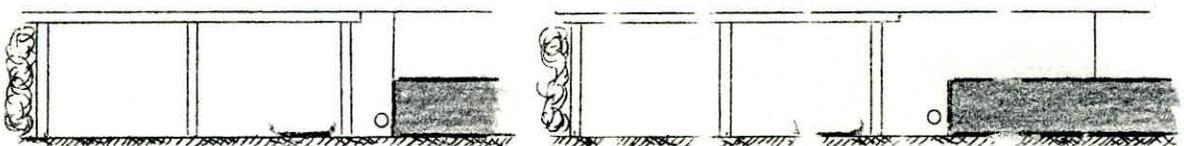
La méthode d'exploitation s'opère par une taille de longueur 160 m chassante sur 1 400 à 1 500 m remblayée par le stéril provenant de l'abattage ; l'ouverture boisée est de 90 cm environ dont 45 à partir du mur constituant la veine. L'évacuation des matériaux se fait par bacs morts.

L'organisation du travail est répartie en 3 postes.

- le second réservé à l'abattage du charbon
- le 1er et le 3ème réservés successivement à l'abattage du stéril et au traitement de la taille à savoir déplacement des bacs morts et des tuyauteries d'air comprimé.

Premier poste : 7h 15

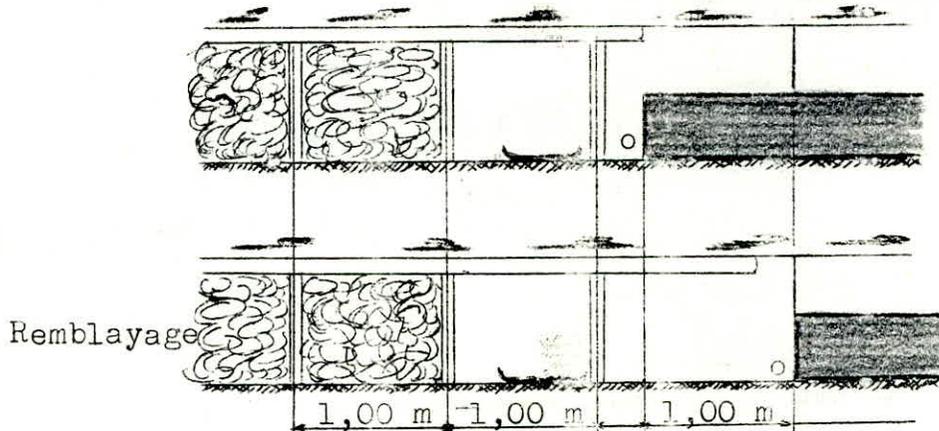
On abat la partie supérieure composée de stéril que l'on évacue par auto-gravitation et l'on traite l'arrière taille avec la plus grande partie de ce même stéril. Pour cela, on répartie 20 hommes au front de taille pour l'abattage proprement dit ; viennent ensuite 2 à la desserte du matériel sur les bacs morts, 4 chefs de taille et 10 remblayeurs.



1,00 m

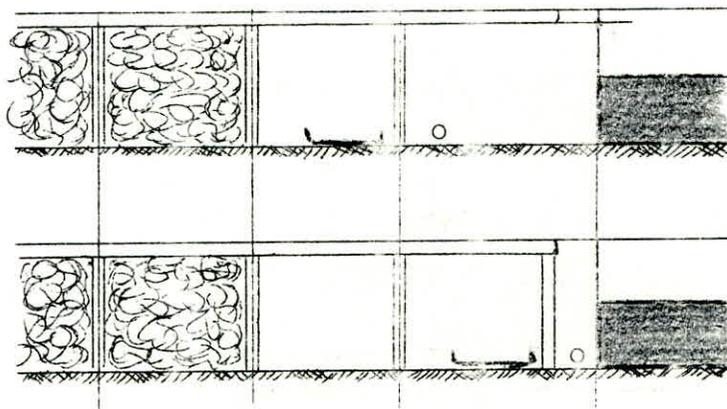
Deuxième poste : Abattage du charbon - 15h 15' - 23h -15'

On place 5 abatteurs au charbon, 12 hommes à la desserte sur bac mort et 3 chefs de taille.



Toisième poste : Entretien 23h 15 - 7h 15'

Ce poste est réservé à l'entretien de la taille, au sutènement, au déplacement de la tuyauterie et des bacs morts, et a à son effectif 9 hommes.



5° - Calcul théorique des matériaux extraitsa) - Le stéril provenant de (s) :

- Voies de creusement . Sachant qu'une seule voie abat du stéril tous les deux jours et qu'il en existe deux travaillant à tour de rôle :

$$2 \text{ m} \times 2,7 \text{ t/m}^3 \left(4 \text{ m}^2 - \frac{2,5 \text{ m}}{\text{Sn } 30^\circ} \times 0,45 \text{ m} \right) = 9,44 \text{ T}$$

- La Taille

$$160 \text{ m} \times 2,7 \text{ t/m}^3 \times 1 \text{ m} \times 0,45 \text{ m} = 194,50 \text{ T}$$

- Tonnage destiné au remblayage :

En estimant un coefficient de foisonnement égal à 3 :

$$0,90 \text{ m} \times 2,7 \text{ t/m}^3 \times 1 \text{ m} \times 160 \text{ m} = 129,00 \text{ T}$$

Le tonnage extrait au jour est alors de :

$$9,44 + 194,50 - 129 = 75,00 \text{ T}$$

b) - Le charbon provenant de :- Des voies de creusement :

$$1,35 \text{ t/m}^3 \times 0,45 \text{ m} \times 2 \text{ m} \times \frac{2,5}{\text{Sn}30^\circ} = 6,06 \text{ T}$$

- De la taille

$$1,35 \text{ t/m}^3 \times 160 \text{ m} \times 0,45 \text{ m} \times 1 \text{ m} = 97,25 \text{ T}$$

$$\text{Total extraction} \dots\dots\dots = 103,31 \text{ T}$$

III - Equipement du Siège

Le matériel du Siège DIDI est l'héritage que les H.S.O. ont récupéré des anciens sièges 21 et 25, ce matériel est pratiquement déjà amorti et sa valeur résiduelle économique peut être considérée comme nulle. Nous y reviendrons sur ce sujet pour voir comment l'on doit s'y prendre pour ramener cette méthode d'exploitation de DIDI comparable à d'autres.

1°- Matériel d'extraction

L'extraction se fait par bande de 650 mm à une vitesse de 1,10 m/s en trois relais depuis la galerie de base au jour.

Désignation	L m	V m/s	l mm	e mm	tr/mm	Puissance Installée	CV
1er relais						M 24	
v - Base		1,1	650	12	1 500	R 19	
2ème relais						M 32	
Descenderie	160	1,1	650	12	1 500	R 32	
3ème relais						M 45	
Descenderie	340	1,1	650	12	1 500	R 35	

L: Longueur

e: Epaisseur

V: Vitesse

M: Moteur

l: Largeur

R: Réducteur

Caractéristiques de l'infrastructure

	1. relais		2. relais		3. relais	
	Ømm	lmm	Ømm	lmm	Ømm	lmm
Tambour de déversement	300	700	300	700	300	700
Tambour de retour	500	700	500	700	500	700
Tambour Moteur	500	700	500	700	900	700
Tambour contrainte	300	700	300	700	300	700

Ø : Diamètre

l : Largeur du tambour

2°- Desserte du matériel au fond

Le matériel destiné au fond tel que par exemple le bois, est descendu par un treuil par la descenderie principale d'extraction puis par roulage sur la voie de tête vers la taille.

Caractéristiques du treuil

Puissance : 24 CV

Cable : 500 m Rotation à 1 500 t/mn

3°- Exhaure

3 pompes d'exhaure, dont deux principales reliées directement au puisard, la troisième à air comprimé recueille les eaux au pied de la descenderie.

1ère Pompe principale

Type SW à 5 turbines de 45 CV refoulant sur 500 m .

2ème Pompe principale

Type Wartheton 16 CV refoulant sur 200 m.

3ème Pompe auxiliaire

Type Popol à air comprimé refoulant 120 m.

4°- Aérage

L'aérage de la mine se fait par:

1 ventilateur principal aspirant palcé à la cheminée de retour d'air, 1 ventilateur et éventuellement 2 selon la distance déjà chassée, placé aux deux tête de taille.

Caractéristiques des ventilateursVentilateur, Jour BerryVentilateur fond Arrex

Transmission	: Directe	Directe
Encombrement	: 350.Ø 250	300. Ø 280
Poids aproximatif	: 410 kg	40 kg
Heures de marche	: 8 h/p	8 h/p
Puissance	: 12,5 CV	2 CV
Tensio prevue	: 220-380 V	500-800 V
Cos	: 0,86	0,86

Caractéristique de la ventilation

Débit : 11 700 m³/h 800
 Ø du canard : 500 mm 300

5° - Production d'air comprimé

2 compresseurs dont 1 est mis en réserve
 à 100%.

Machine d'entrainementCompresseur

Type	: Gramme	Tours/mn	330
Tension prévue	: 5 500 V	Encombrement	1 400
Puissance	: 360 CV	Poids	600
Tours/mn	: 333	Entretien	1 fois/mois
Cos	: 0,9	Heures de marche	-----
tension en service	: 5 500 V	Transmission	Directe

- La distribution d'air au fond se fait à 5 kg/cm²

Transformateur relié au Compresseur

Voltage : 500 - 80 V

Ampérage : 25 A

Puissance : 75 KVA

6° - Intallation électrique au jour

1 ^{er} Transfo-	30 000-5 000	400 KVA	Cos	0,9
2 ^{ème} Transfo-	5 000- 220	75 KVA	Cos	0,9
3 ^{ème} Transfo-	5 000- 500	250 KVA	Cos	0,9

Répartition du personnel au fond suivant la tâche

Personnel en taille	1.Poste	2.Poste	3.Poste	Total
Chefs de taille	4	3	-	7
Abatteurs	20	5	-	25
Desserte	2	12	-	14
Boiseurs	-	-	9	9
Remblayeurs	10	-	-	10
Manœuvres	-	-	5	5
Total	36	20	14	70
Personnel hors taille				
Voie de tête	6	-	-	6
Voie de base	4	-	-	4
Niveau	1	1	-	2
Transport de bois	3	-	-	3
Extraction	1	-	-	1
Entretien Siège	7	-	-	7
Matériel	3	2	2	7
Exhaure	1	-	-	1
Sécurité divers	2	1	1	4
Total fond	28	4	3	35
Total Siège	64	24	17	105

Répartition du personnel au Siège DIDI

Lieu	Qualité	1.Poste	2.Poste	3.Poste	Total
Taille	Abatteurs	20	5		25
Total		36	20	14	70
Hors	Creusement	.	---		
Taille	des voies	10	---	---	10
	Roulage niveau	1	1	---	2
	Transport bois	3	---	---	3
	Extraction	1	---	---	1
	Entretien Siège	7	---	---	7
	Matériel	3	2	2	7
	Exhaure	1	---	---	1
	Sécurité divers	2	1	1	4
Total fond		64	24	17	105

Production taille : 97,2500 Tonnes

Rendement taille : 1,6750 t/h.p

Production fond : 103,3100 Tonnes

Rendement taille : 0,9850 t/h.p

CHAPITRE IV

ESSAI D'UNE PLEINE MECANISATION

DANS LE BASSIN DE BECHAR

ESSAI D'UNE PLEINE MECANISATION DANS LE BASSIN
DE BECHAR. DISCUSSION DES MACHINES D'ABATAGE AU
SIEGE MENNOUNA 2 : avec la collaboration de :

G.R.Mould, B.Sc, Eng M.I.Min.E.

Powell Duffryn Technical
Services Limited,
11, Byward Street,

London, E.C.3.

LES MESURES DE RABOTABILITE DANS LE BASSIN
DE BECHAR : avec la collaboration de :

Ing.Vasek Jaroslav. Ostrava.

LES ESSAIS D'EXPLOITATION PAR RABOT SCRAPER SR-2
AU SIEGE MENNOUNA 2:

d'après

Ing.Vasek Jaroslav
Ing.Steiner Juraj

LES MESURES DE RABOTABILITE AU SIEGE MENNOUNA 2
 ESSAI D'UNE PLEINE MECANISATION
 DANS LE BASSIN DE BECHAR

I - Introduction

Avant tout choix de mécanisation il nous faut d'abord présenter les conditions géologiques auxquelles nous avons affaire, la qualité du charbon et sa destinée. Nous essayerons d'introduire une mécanisation dans le bassin de Bechar afin de l'exploiter plus économiquement.

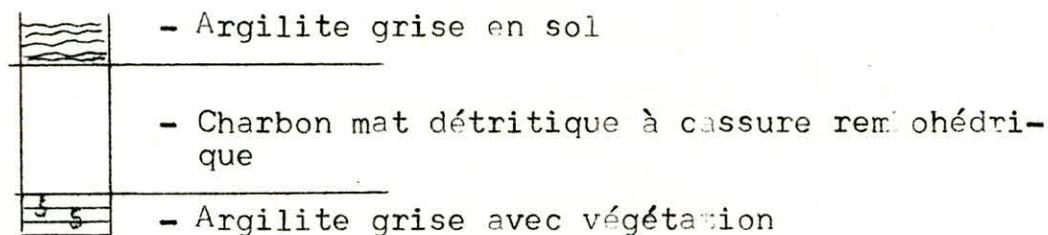
II - Les conditions géologiques

Comme nous l'avons dit dans la partie géologique, le gisement du Bassin de BECHAR est formé d'un faisceau de couches régulières parallèles de puissance de 35 à 50 cm et plongeant en profondeur depuis la surface sous un angle de 10° à 30°.

Nous présentons d'après les sondages connus, les coupes géologiques des régions appelées à être exploitées

1°- Règion de KENADZA - BECHAR. Siège DIDI

Pendage de la couche 30°



Les analyses au laboratoire ont donné les résultats suivants pour la veine Ardouin :

Groupe technologique			Addition Minerais	Composition pétrographique	
V	M	P			
Banc Supérieur	77,9	9,9	12,2	Pyrite Carbonates + Argile	Charbon vitritique, fusinite + Schéotinite + Pyrite en forme de lamelles fines
Banc Inférieur	76,6	9,6	13,8	Pyrite Carbonates + Argile	Charbon détritique, vitrinite + Schéotinite, Fusinite + Pyrite

V - Vitrinite ; M - Mertite ; P - Pyrite

2° - Région d'ABADLA

Une seule veine connue, c'est la veine 1160 qui s'étend en arc sur trois régions qui sont d'Ouest en Est : ZEKAKKAT, MENNOUNA et SFAIA - BRIDIA.

Argilite + Sable

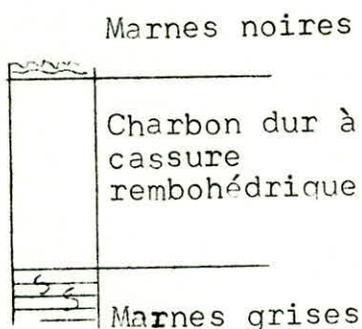
ZEKAKKAT



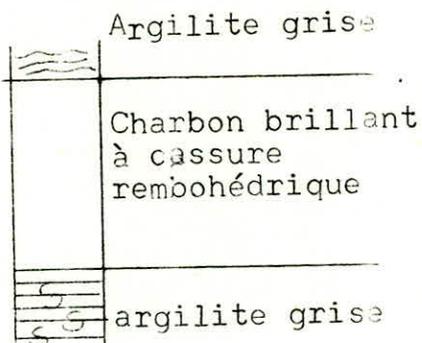
Charbon 0,45 cm
Brillant très dur

Argilite grise feuilletée + Végétaux

MENNOUNA



SFAIA - BRIDIA



De ces coupes nous déduisons les deux cas extrêmes suivants :

- La veine Ardouin dans la région de KENZA BECHAR : bonnes épontes
- La veine 1160 Mennouna 2 dans la région d'ABADLA : épontes modérées et charbon apparemment dur.

III - Les mesures de rabotabilité

A - L'appareil de mesure : le Rabot d'essais

1°- Description et fonctionnement

Trois éléments principaux le constituent :

- 1 cylindre ou chambre d'eau comprimée
- 1 piston sur glissières
- 1 couteau d'attaque qu'on peut remplacer.

Son fonctionnement est assez simple : sous l'action de l'eau sous pression, le piston se déplace suivant les glissières de direction vers le massif. Au cours de son

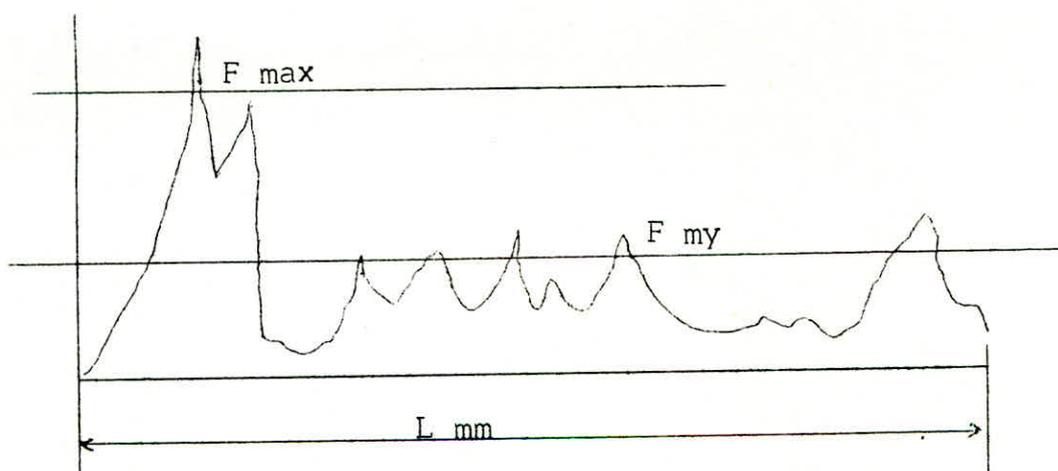
déplacement, il entraîne le couteau placé à sa tête, lequel va procéder à la dégradation progressive du massif. Entre-temps, un appareil secondaire enregistre sur un tambour en rotation continu autour de son axe les graphes représentant les efforts de coupe de l'outil en fonction de son déplacement.

2°- Caractéristiques de l'appareil

La pompe est capable de développer une pression de 0 à 140 kg/cm^2 . La pression recueillie sur le piston est de $6\ 000 \text{ kg/cm}^2$.

3°- Principe de calcul

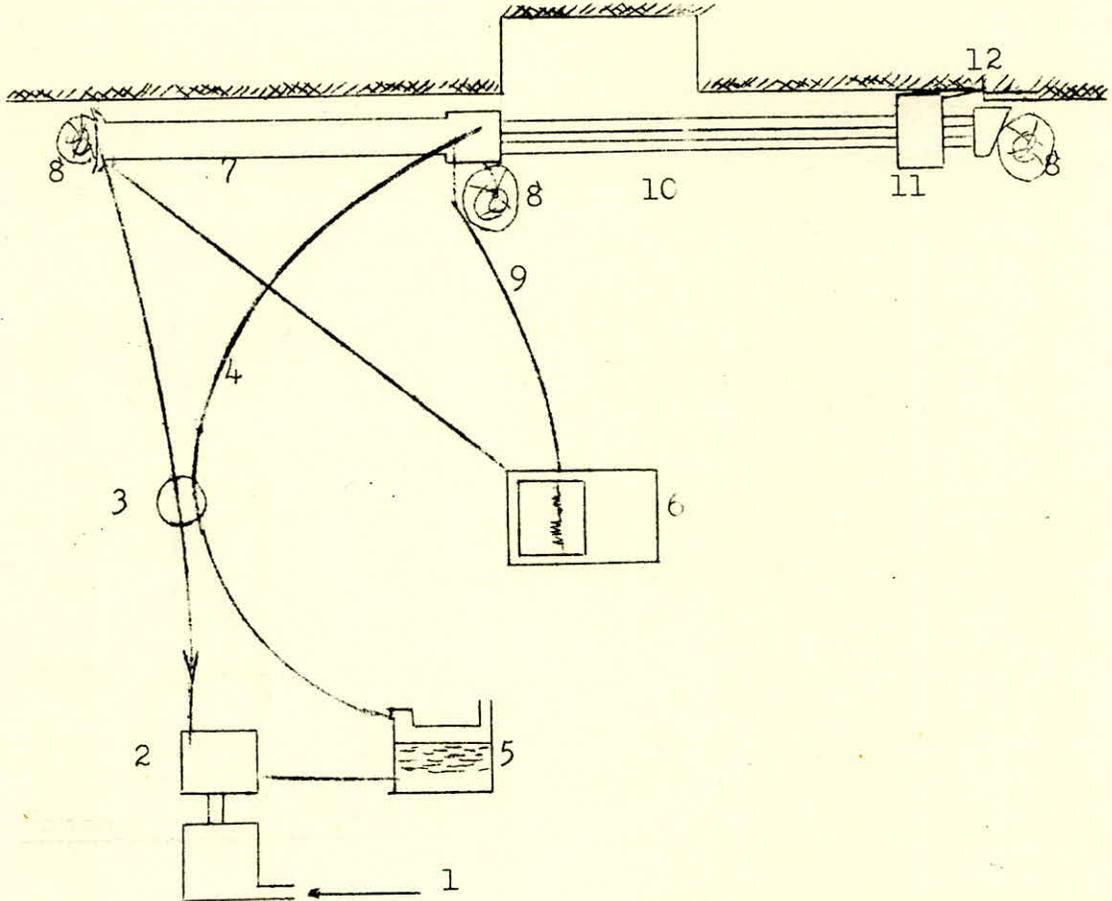
Les essais nous donnent un exemple de graphe suivant :



- En abscisses des mm

- En ordonnées des tonnes.

Schéma du Rabot d'essai



1 - Moteur d'admission

2 - Pompe

3 - Distributeur

4 - Tuyauterie

5 - Réservoir

6 - Enregistreur de pression

7 - Chambre d'eau sous pression

8 - Etançon de bois

9 - Enregistreur de
Longueur

10 - Piston

11 - Porte couteau

12 - Couteau

On se propose alors de délimiter les hauteurs moyennes et maximum des pics ; la différence entre ces deux valeurs détermine le champs de rabotabilité du massif.

Pour ce faire, on mesure la surface de la courbe par planimétrie. Si "S" est la surface en grandeur réelle et "L" la longueur de course du piston, la valeur moyenne des pics est alors de :

$$H_{my} = \frac{S}{L}$$

Sur une table, on lit la force correspondante à cette mesure.

Pour la force maximum, on mesure sur le graphe la hauteur des pics importants dont on fera la moyenne arithmétique, et par simple lecture de la même table précédente on lit la valeur de l'effort.

Ces valeurs varient avec la grandeur du couteau d'essai. Aussi en utilisant de différents outils nous aurons de différentes rabotabilité sur un même massif, d'ou l'essai d'une gamme de couteaux nous permettra de choisir celui dont la machine devrait être équipée.

Au tableaux de mesurs qui suivront, il sera par conséquent indiqué la nature du couteau d'essai.

Table de correspondance entre hauteur des pics , pression de compression, et effort de coupe.

Kg/cm ²	mm	Kgp	Kg/cm ²	mm	Kgp	
1	1	88	60	40	3530	
	2	176		41	3620	
	3	264		42	3700	
	4	353		43	3790	
	5	442		44	3880	
10	6	530		45	3970	
	7	617		46	4060	
	8	705		47	4140	
	9	785		48	4230	
	10	870		70	49	4320
20	11	860	50		4410	
	12	1050	51		4500	
	13	1140	52		4580	
	14	1230	53		4670	
	15	1320	54		4760	
30	16	1410	80		55	4850
	17	1490			56	4940
	18	1580			57	5030
	19	1670			58	5120
	20	1760		59	5210	
40	21	1850		90	60	5300
	22	1940			61	5380
	23	2030			62	5460
	24	2120			63	5550
	25	2200			64	5650
50	26	2280	100		65	5745
	27	2370			66	5825
	28	2460			67	5900
	29	2550			68	6000
	30	2640			69	-
50	31	2730		70	-	
	32	2820				
	33	2910				
	34	3000				
	35	3080				
	36	3170				
	37	3260				
	38	3350				
	39	3440				

B - Mesure de rabotabilité au Siège DIDI

Les mesures de rabotabilité ont été réalisées dans la voie de tête de la taille ; elles étaient faites sur du charbon intact non influencé par du tir.

Les résultats sont les suivants :

Résultats tchèques

Profondeur de l'enlevure Nature de couteau	Résistance de coupe en kp	
	F my	F max
5 (5)	264	617
5 (10)	318	422

Résultats par planimétrie

Les mesures ont été réalisées avec couteau 5(10) nos valeurs sont sensiblement les mêmes. Nous faisons suite un tableau de mesures par planimétrie comportant les différents calculs en vue de la détermination des efforts de coupe.

Planimétrie			Surface Moyenne $X_m = T/3$	Longueur L mm	Surface réelle $S - X_m \cdot 8$	Hauteur moyenne des pics $H_m = S/L$	Hauteur pics import mm	Nbr des pics	Hauteur moyenne pics maximum	Forces Moyenne et Maximum en T
X_i	X_f	$X_f - X_i$								
2020	2075	55	56	258,0	424	1,64	4,0	4	4,875	0,114/0,430
0492	0550	58								
2095	2150	55								
4607	4775	168					9,0			
							19,5			

- 111 -

Essai au couteau 5 (10)



C- Mesure de rabotabilité dans la bure de ZEKAKKAT

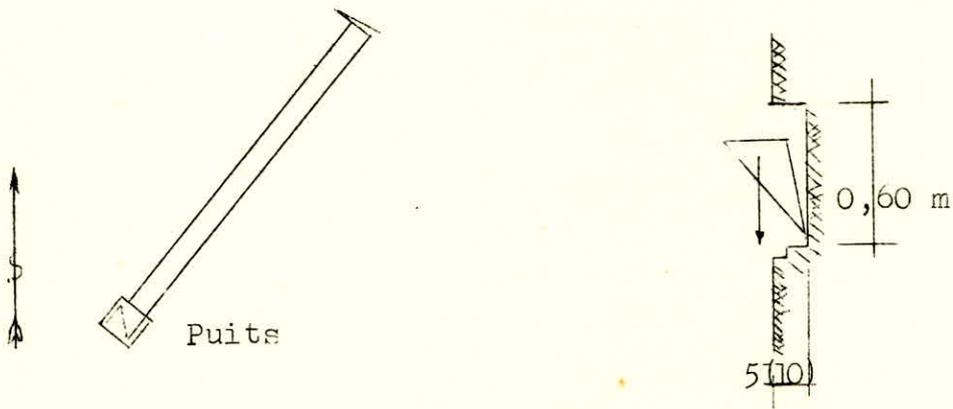
L'essai a été réalisé dans une galerie creusée à partir de la bure qui à l'origine servait pour prises d'échantillonnage.

Les résultats sont les suivants :

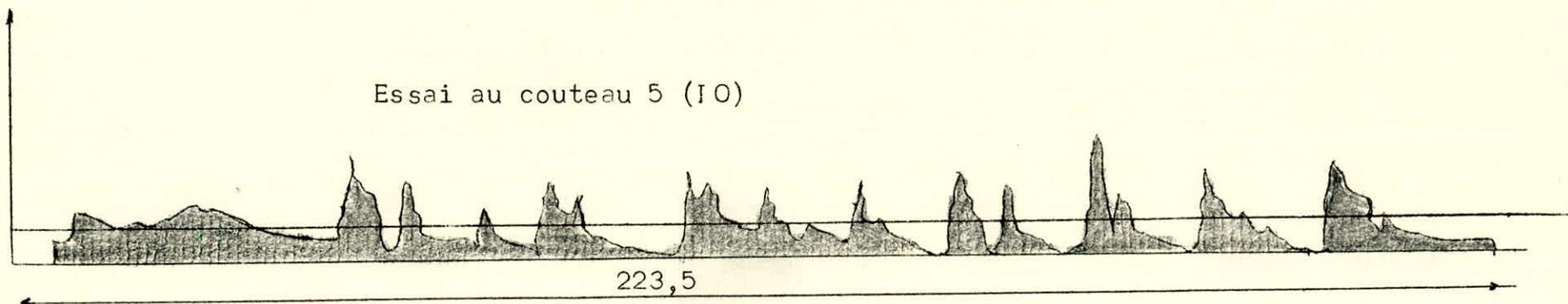
Données tchèques

Profondeur de coupe Nature de l'outil cm	Effort de coupe en kg	
	F my	F max
5 (5)	327	777
5 (10)	714	1318

Données par planimétrie directe sur graphe



Planimétrie			Surface Moyenne $X_m = \frac{\sum T_i}{n}$	Longueur L mm	Surface réelle $S = X_m \cdot L$	Hauteur Moyenne pics $H_m = S/L$	Hauteur pics importants mm	Nbr des pics	Hauteur Moyenne des pics maximum	Efforts moyen et maximum
X_i	X_f	$X_f - X_i$								
7037	7182	I45	I43	223,5	II44	5,125	I6	8	I4	0,45278/1,230
5872	6016	I44								
8856	8999	I43					I4			
							I5 I3 I3 I7			

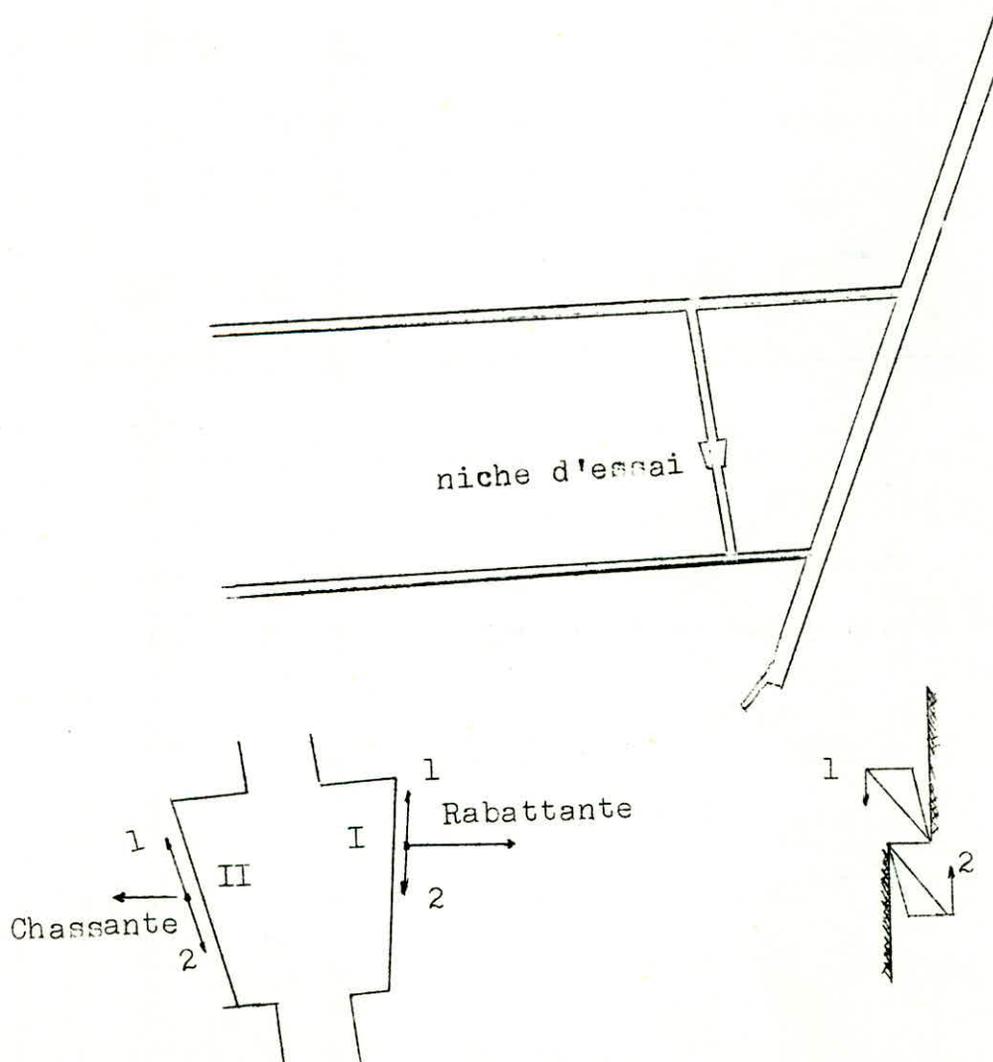


D - Mesures de rabotabilité au Siège MENNOUNA 2

1°- Rabotabilité de la couche

Les essais ont été faits dans 4 directions principales à savoir : les deux sens de marche de l'engin d'abattage et les deux orientations possibles du chantier chassante et rabattante.

La niche d'essai était creusée dans la taille même et sur ses deux côtés



Les données Tchèques

Direction de Coupe	Mesure de Rabotabilité			
	D-I/1	D-I/2	D-II/1	D-II/2
Effort my de Coupe Kg	585	617	132	505
Effort max de Coupe Kg	2120	2910	1230	2910

En plus de ces valeurs de rabotabilité directe sur la couche non influencée, des essais de rabotabilité ont été réalisés sur charbon influencé par tir et ont donné les résultats suivants :

Profondeur de Coupe cm	Efforts de coupe			
	Avant le tir		Après le tir	
	F my	F max	F my	F max
5 (5)	617	Blocage	1059	2910
5 (10)	Blocage	Blocage	662	2460
5 (15)	Blocage	Blocage	951	2820

Il est évident et comme d'ailleurs on le remarque sur le tableau, la désintégration du massif par le tir réduit l'effort maximum de coupe, lequel devient de plus en plus faible en direction de l'épicentre de l'explosion,

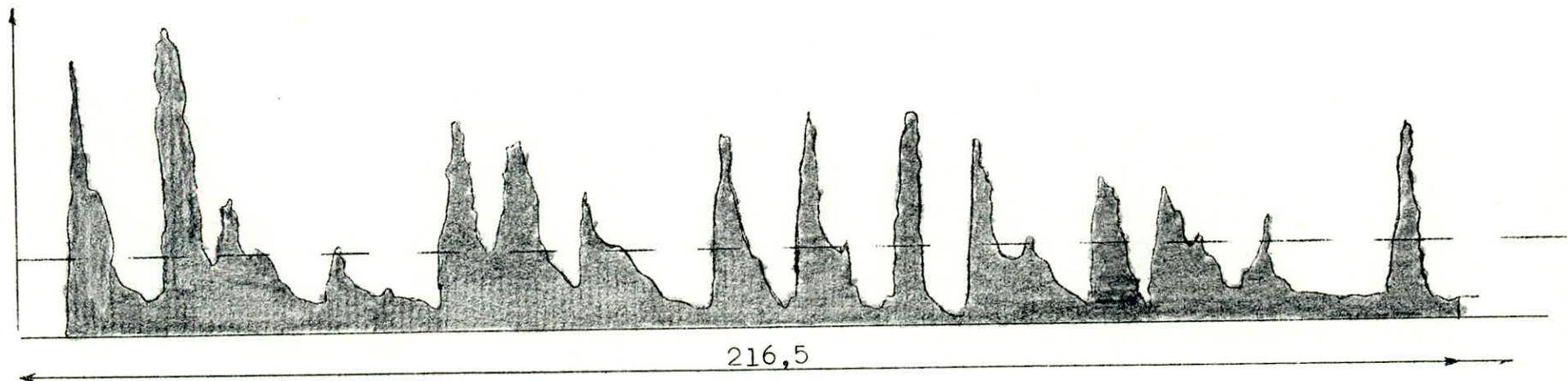
c'est à dire qu'il se réduit encore avec la profondeur
de la saignée

2°- Mesure de rabotabilité par planimétrie

(voir page suivante)

Planimétrie			Xm	L mm	S	H my	Hauteur des pics importants mm	Nbr de pics	Hauteur moyenne T	Effort moyen T	Effort maxi T				
Xi	Xf	Xf-Xi													
4609	4932	321	322,3	216,5	2758,4	11,89	43	8	35,2	1040	3098				
6547	6872	325													
8448	8769	367													
							34								
							30								
							30								
							34								
							33,4								
							30								

Essai sur couteau 5 (5)



3°- Comparaison de rabotabilité entre toit, mur et Veine

Dans la direction chassante, il a été mesuré la rabotabilité du toit immédiat et à 53 cm du mur. Ces essais avaient pour but d'avoir une idée si le toit immédiat pouvait être débilé par une benne racleuse ou non.

Profondeur de Coupe cm	Effort de coupe en kg			
	Veine		Toit immédiat	
	F my	F max	F my	F max
5 (5)	505	2910	700	1410
5 (10)	2478	Blocage	530	1140

On voit que les efforts de coupe sur toit immédiat sont beaucoup plus faible que ceux de la couche par suite si l'exploitation de la veine doit se faire par rabet scraper entre toit et mur, il y aura et d'une façon certaine prise du toit.

Les mesures de rabotabilité sur mur n'ont pas été faites et ce pour les raisons qu'il n'est pas les mêmes propriétés physico-mécaniques du toit.

Conclusion :

Le Charbon de ZEKAKKAT présente un intermédiaire entre DIDI et MENNOUNA, le premier étant un charbon as-tredre, le second particulièrement assez dur associé à d'ép-ontes faibles.

Des valeurs F_{my} et F_{max} on en déduit sur un graphe la rabotabilité du charbon mis à l'essai. Ce graphe est divisé en trois parties délimitant les zones de dureté.

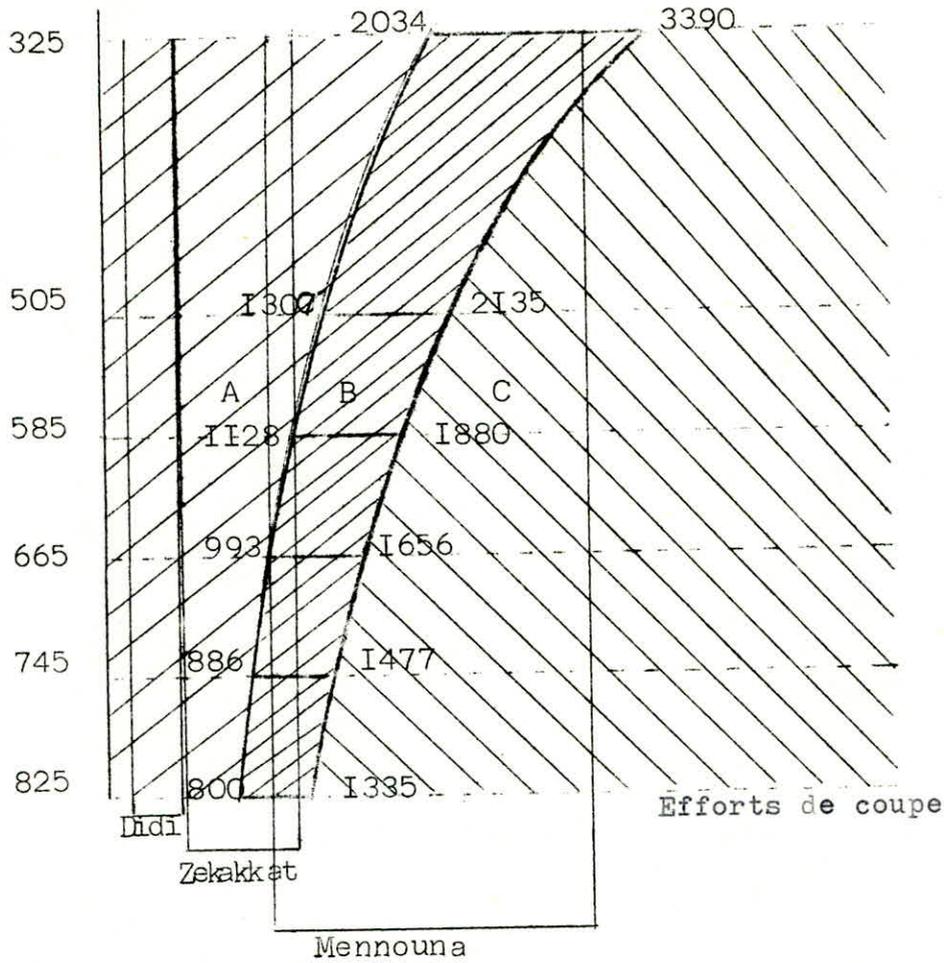
La construction de ce graphe a été réalisée selon l'expérience en reliant en ordonnées et en abscisses, la hauteur du rabot et l'effort de coupe. Les frontières entre zones de rabotabilité tiennent compte du rapport sans dimension entre la profondeur et la largeur de la saignée.

Nous rappelons les valeurs obtenues au cours des différents essais.

7 Siège DIDI.....	: F_{my} 0,1140 T
	: F_{max} 0,4300 T
Bure de ZEKAKKAT.....	: F_{my} 0,4527 T
	: F_{max} 1,2300 T
Siège de MENNOUNA 2 ...	: F_{my} 1,0400 T
	: F_{max} 3,0980 T

(ces valeurs sont celles qui ont été obtenues par planimétrie).

Hauteur du Rabet



Les zones A B et C se répartissent suivant les classes

si-aprés :

- A-A : Charbon facilement rabotable : Rabot-Scraper
- A-B : Charbon rabotable : Rabot uniquement
- B-B : Charbon rabotable : tire à l'eau nécessité du clivage
- B-C : Charbon nécessitant tir pour le rabotage .
Havage
- C-C : Charbon non rabotable

- Les deux valeurs de DIDI sont dans la zone A
- " " de ZEKAKKAT " AA ou AB
selon la hauteur du rabet à utiliser.
- Les deux valeurs de MENNOUNA sont en zone AB.

En conséquence, notre charbon est parfaitement rabota-
ble, mais nous reste à contrôler les épontes.

Remarque

Nous avons déterminé que le charbon de tout le Bassin
de BECHAR été parfaitement rabotable mais que le problème le
plus accru était celui des épontes, en effet le choix de la
machine d'abattage doit en tenir compte.

Dans le cas de DIDI où les épontes sont assez bonnes,
le Scraper Rabet est un engin indiscutable, par contre ce mê-
me rabet essayé au Siège de MENNOUNA 2 a montré beaucoup de
lacunes comme nous allons d'ailleurs le voir dans le paragraphe
suivant.

---oooOooo---

LES ESSAIS D'EXPLOITATION PAR RABOT SCRAPER SR-2
AU SIEGE MENNOUNA 2

Les essais du scraper dans la taille étaient prévus d'après le plan pour la durée de 10 semaines et ils avaient pour but de vérifier la possibilité d'utilisation d'un scraper dans une taille chassante au siège Mennouna 2.

Au cours des essais dans la taille, il était surtout question d'essayer le système de couteaux SR - 2 ; l'effet d'eau sous pression, et du tir dans le massif, sur le rendement du scraper et de vérifier le comportement du toit dans la taille chassante.

Les analyses au laboratoire ont formulé que le charbon et les passés du toit étaient susceptibles à l'inflammation spontanée.

Description du scraper SR - 2

Le scraper SR-2 est désigné pour l'abattage et pour le transport du charbon, tendre et de dureté moyenne, dans les couches en plateau et en moyen pendage.

Les parties principales du scraper SR-2 sont :

- Benne racleuse
- Chaîne sans fin à mail'ons
- Deux stations d'entraînement
- Signalisation

La benne du scraper est généralement constitué par deux bennes désintégrantés, équipées de système de couteaux

et de quelques pièces d'insertion qui servent au transport de l'abatis. Pour le fonctionnement de la benne voir l'exploitation par rabot scraper gusto.

Les autres éléments liés au scraper sont :

- Chaîne sans fin à maillons de 18 mm.
- Moteur
- Embrayage
- Boîte de vitesse

Les données techniques sont les suivantes :

- Puissance du moteur	2,40	KW
- Effort de traction sur la chaîne	5,10	Mo
- Vitesse de mouvement de la benne	1,19	m/s
- Contenu de la benne	1,10	m ³
- Largeur de la benne racleuse	995	mm
- Longueur de la benne racleuse	7880	mm

Les stations d'entraînement sont placées aux deux côtés de la taille.

Description des essais exécutés

Au cours des essais on contrôlait le système de couteaux du scraper, le comportement du toit immédiat et du mur, l'effet d'eau sous pression et du tir sur le rendement du scraper.

La benne racleuse était armée de couteaux -pics avec affûtage de 180°, dont deux étaient placés à la partie supérieure et inférieure de la benne et un couteau en queue

d'aronde entre-eux.

Les essais avec de tels couteaux n'ont pas donné satisfaction, on avait eu par contre des chutes de tension de 540 à 400 V et de 5 600 à 4 000 V dans la centrale.

Le remaniement des couteaux n'avait d'ailleurs non plus redonné satisfaction, et les efforts de traction sur chaîne augmentaient continuellement, quoique un placement **tangentiel** des couteaux était plus effectif et plus avantageux.

On notait de plus que la direction chassante de la taille prouvait que le toit immédiat était tellement cohérent qu'il permettait une allée découverte de 1,8 à 2,00 m de large. Mais des lentilles de 0,20 m de puissance donnaient le plus souvent à des détachements de charbon et de toit.

Le mur était formé par de l'argile de faible puissance que la benne racleuse coupait inévitablement. Pour cette raison, on avait placé aux surfaces de contact de la benne des glissières afin d'empêcher la pénétration dans le mur.

Essais à l'eau sous pression

Au front de taille on avait foré des trous de 42 mm de diamètre de 1,5 m de long et espacés de 2,0 m l'un de l'autre ; le nombre de trous disposés dans la moitié de la puissance de la couche était de 16.

Au moyen d'un dispositif spécial on injectait dans les trous de l'eau sous pression pendant 8 à 12 minutes.

L'abattage du charbon au scraper et malgré l'infusion d'eau n'améliorait pas et au contraire réduisait le rendement total de la taille, et dégradait en même temps la qualité du charbon abattu, parceque cet eau pénétrait aussi bien dans le mur que dans le toit.

Essais au tir

On a foré dans le massif des trous de 1,2 m de long de 42 mm de diamètre. Les trous étaient disposés en 2 lignes en cuiconce. La distance entre les trous d'une même ligne était de 1,0 m ; on utilisait de l'explosif anti-grisouteux de fabrication française en raison de 330 à 440 g par trou, l'effet favorable du tir **sur le rendement** du scraper était immédiat évident.

Les essais prouvaient **q**ue dans les conditions donnés, l'exploitation par scraper serait encourageante à condition d'une désintégration préalable du massif par tir.

Description de la taille

Au cours des essais la taille était supportée par des étaçons en bois, avec des planches d'écrasement de 40 cm de long. Les étaçons faisaient configuration d'un carré de 0,80 m de côté. L'arrête du bouroyage était formée par des piles en acier de rail de 0,60 m de largeur. La distance d'une pile à une autre était de 40 m ; en plus de ces piles et entre elles il était disposé **é**t de piles en bois dis-

tantes de 1,5 m lesquelles ont montrés beaucoup plus de stabilité.

Les flancs de taille étaient étanchés par des sacs de sable de piles de bois et de pierres à carrière. Ces travaux devaient empêcher les courants d'aérage à travers les vieux travaux et prévenir l'échauffement de la taille.

Conclusion

Les recherches relatives des conditions naturelles au siège de Mennouna 2 ont prouvaient que l'exploitation n'était possible que par dégradation du stôt par tir, que le mur était tendre et qu'il fallait par conséquent munir la benne de surfaces spéciales de glissement, que le toit par contre était bon et permettait une découverte de 1,80 à 2,00 m le long du stot ce qui laisse esperer une exploitation sélective du charbon.

(nous donnons à la suite, les résultats obtenus au cours des différents essais.)

---oooOooo---

TRAVEAUX A COUTEAUX MODIFIES	Unité	Poste	Poste	Poste
		1	2	3
Epaisseur de la couche	cm	42	42	42
Longueur de taille	m	82	82	82
Avancement	cm/h	15,5		
Surface déhouillée	m ² /p	24		
Volume déhouillé	m ³ /h			
Production	t/h	6,8		
Chefs d'équipe		1		
Mécanicien		2		
Mineurs-boîseur		,8		
Effectif Isolation du chantier		-	4	
Contrôl d'ihstallation		-		
Transport de bois		-		
TOTAL		11	4	
Temps effectif du Rabet	mn/p	134		
Energie	Kwh/p	178		
Air comprimé	m ³ /p	-		
Bois	pièce	30		
Plumes	pièce	30		
Consommation				
Quadrillages	pièce	-		
Détonnateurs	pièce	-		
Explosif	Kg	-		
Sacs de sable	pièce	-	100	
Rendement chantier	t/h.p			

TRAVEAUX A L'EAU SOUS PRESSION	Unité	Poste	Poste	Poste
		1	2	3
Epaisseur moyenne de la veine	cm	42	42	42
Longueur de la taille	m	70	70	70
Avancement	cm/h	12	12	
Surface déhouillée	m ² /p		22,4	
Volume déhouillé	m ³ /h		3,55	
Chefs d'équipe			1	
Mécaniciens			2	
Mineurs-boiseurs			6	
Effectif Isolation du chantier			-	
Contrôl de l'installation			-	
Transport de bois			-	
TOTAL			9	
Temps effectif du Rabot	m / p		160	
Energie	Kwh/p		215	
Air comprimé	m ³ /p		-	
Bois	pièces		45	
Plumes	pièces		45	
Consommation				
Quadrillages	pièces		-	
Détonnateurs	pièces		-	
Explosif	Kg		-	
Sacs de sable	pièces		-	
Production	t/h		5,2	
Rendement du chantier	t/h.p		1,7	

TRAVAUX à L'EXPLOSIF	Unité	Postes 1	Poste 2	Poste 3
Epaisseur moyenne de la couche	cm	42	42	
Longueur de la taille	m	70	70	
Avancement de la taille	cm/h	20		
Surface déhouillée	m ² /p	31,5		
Volume déhouillé	m ³ /h	5		
Production	t/h	8,8		
Chef d'équipe		1		
Mécaniciens		4		
Mineurs-boiseurs		6	8	
Effectif Isolation du chantier		-		
Contrôl d'installation		-		
Transport du bois		-		
TOTAL		11	8	
Temps effectif du Rabot	mn/p	136		
Energie	Kwh/p	181		
Air comprimé	m ³ /p	-		
Bois	pièce	20		
Plumes	pièce	20		
Consommation				
Quadrillage	pièce			
Détonateurs	pièce		20	
Explosif	Kg		8,58	
Sacs de sable	pièce		400	
Rendement du chantier	t/h.p	3,96		

TRAVAUX A L'EXPLOSIF	Unité	Poste	Poste	Poste
		1	2	3
Epaisseur de la veine	cm	42	42	42
Longueur de la taille	m	50	50	50
Avance. ent	cm/h	22,5		
Surface déhouillée	m ² /p	15		
Volume déhouillé	m ³ /h	4,7		
Chefs d'équipe		1		
Mécaniciens		4		
Mineurs-boiseurs		4		
Effectif Isolation du chantier		-		
Contrôl de l'installation				
Transport de bois				
TOTAL				
Temps effectif du Rabot	mn/p	80		
Energie	Kwh/p	106		
Air comprimé	m ³ /p	-		
Bois	pièces	35		
Plumes	pièces	35		
Consommation				
Quadrillages	pièces	-		
Détonateurs	pièces	-		
Explosif	Kg	-		
Sacs de sable	pièces	-	300	
Production	t/h	7		
Rendement du chantier	t/h.p	1,6		

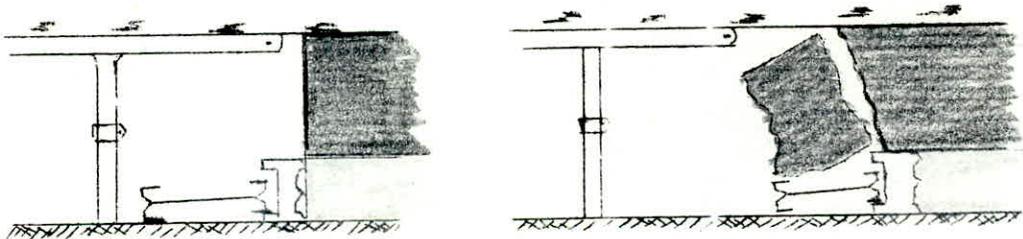
De ce que nous venons de voir, malgré la parfaite rabotabilité de la couche, le Rabot - Scraper utilisé comme engin d'abattage au Siège de MENNOUNA 2 n'est sans doute pas une solution.

Essayons de discuter certaines machines, connaissant les propriétés physico-mécaniques du toit, de la veine et du mur.

1°-Exploitation par prise du mur

a-Rabot Gusto (Hollande)

Dans tous les cas de la prise du mur, sa puissance doit être minimum, nous choisirons alors le Rabot le plus bas



Dans le Rabot Gusto, le blindé s'appuie que sur **une faible** partie de la plaque inférieure du Rabot.

Au cours du déblocage le Rabot peut certainement glisser soit vers le bas ou vers le haut étant donné la faible résistance des épontes par rapport à celle du charbon.

On supposant que l'on arrive à équilibrer la circulation du Rabot par des étançons d'appuis entre convoyeurs et toit, la tête du Rabot passera sous la couche de charbon sans l'abattre et se conduira à tout moment comme Rabot-Scraper vis à vis du mur.

Il arrivera un moment donné où la couche de charbon cédera d'elle même. Elle tombera en gros blocs (vue sa résistance à la rupture) sur le blindé entraînant avec elle une chute ou ébouliés du toit.

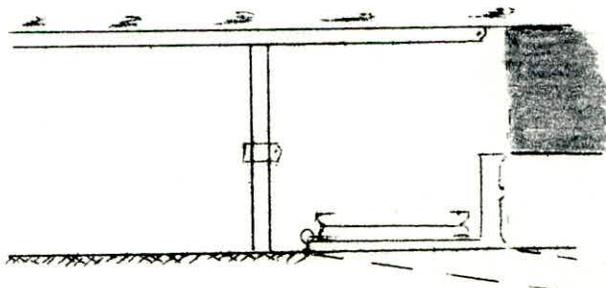
Conclusion

Cette machine pourra être l'objet de notre choix que si on aurait une auto-chute immédiate du charbon. Dans le cas contraire, nous aurons une très grosse granulométrie, blocage du blindé et contrôle difficile de l'ouverture de taille.

b- Rabot Ancre Westfalia (Reissnakenobel)

La différence entre ce rabot et le précédent réside dans la plaque directrice inférieure de guidage : elle est plus grande pour ce cas ci et passe **entièrement** sous le blindé, empêchant **le rabot de s'élever**.

L'inconvénient est que la rabotabilité du mur est inévitable. Au cours de l'avancement on aura à faire la même remarque que pour le rabot Gusto : chute de gros blocs avec dégradation du toit.



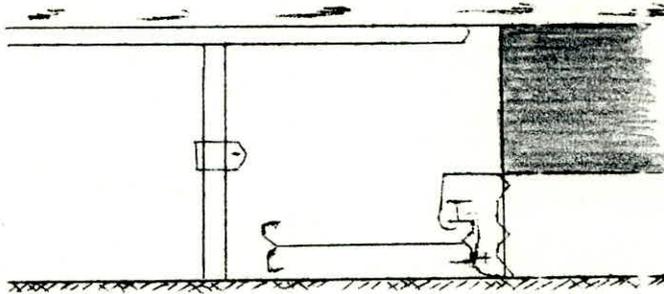
Rabotabilité et direction préférencielle

Conclusion

Ce rabot a un inconvénient supplémentaire celui de la rabotabilité du mur, et ne peut par suite faire objet de notre choix.

c- Rabot sans recul Westfalia (GleitHobel)

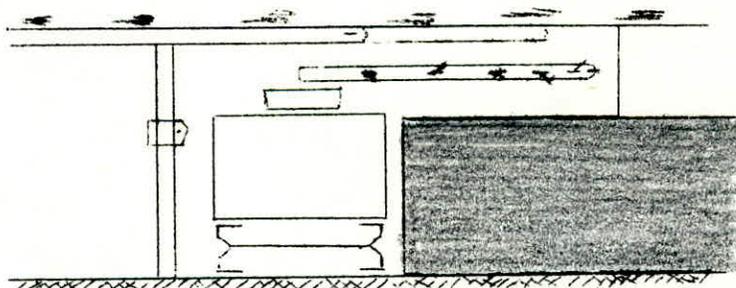
Ce rabot ne possède aucune plaque d'assise et est solidaire à son convoyeur ; donc, il n'y aura aucune rabotabilité du mur sinon reste l'inconvénient de gros blocs de charbon sur le blindé.



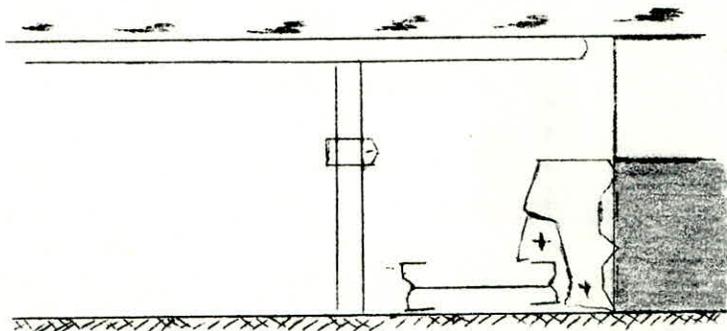
Comme on le remarque ce rabot offre déjà un avantage sur les deux autres. Pour empêcher la chute des gros blocs et la dégradation du toit, on ajoutera des pics travaillant au charbon, ainsi on ébranlera le couche et pourra esperer à une auto-chute du charbon en petit morceaux. Ceci n'est formellement pas vraie, le charbon peut aussi bien coller au toit.

2°- Exploitation par prise au toit

Il est évident et plus économique de prendre en considération une Haveuse comme machine d'abattage. Le nombre de bras dépendra de la tranche de toit que nous prendrons. Une telle machine nous donnera bien sûr un grand avancement journalier au toit qui sera sans doute pas le même au charbon : d'où une première difficulté de faire suivre l'ensemble toit-couche. Pour le déhouillage à défaut d'une haveuse à bras on utilisera un rabot ou une haveuse à tambour. Nous aurons là par conséquent deux machines et deux postes de travail pour un seul et même avancement.



1 er Poste
Haveuse



2ème Poste
Rabot

Le toit à MENNOUNA est constitué par des marnes tendres venant tout de suite dessus le charbon ; les vibrations de travail de coupe de la haveuse à bras pourra encore une fois occasionner la dégradation du toit.

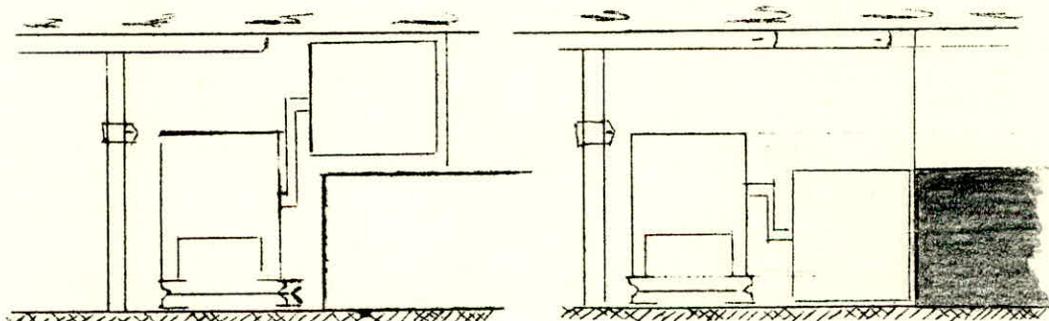
Conclusion

Cette méthode est forte intéressante vue la sélectivité entre charbon et stéril, mais perd son économie par l'emploie de deux machines ~~apparemment~~ inévitables.

b-Exploitation par Haveuse à tambour;

La sélectivité des matériaux extraits peut être réalisée par une haveuse à tambour de hauteur variable.

On travaillera par exemple une passe au toit, tambour en position haute, une deuxième passe au charbon en position basse? la géométrie et la conception du tambour sera définie par la tranche au toit et l'avancement journalier que l'on veut obtenir.



On constate d'après ces schémas une sélectivité presque totale des matériaux, mais le problème reste le déblocage du stéril à savoir qu'il peut être plus important au tonnage que le charbon.

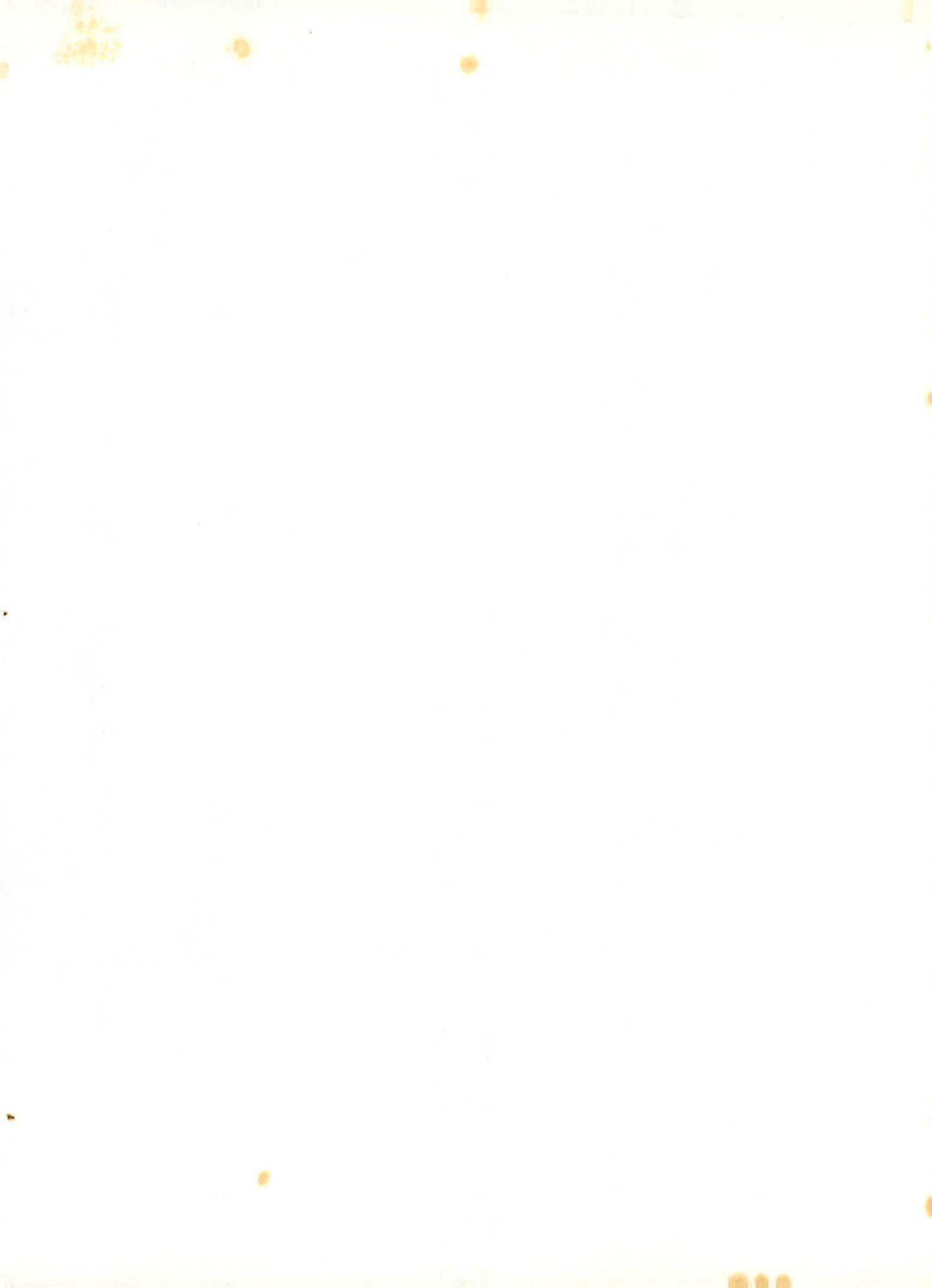
CONCLUSION

De cette discussion on en tire deux points intéressants qui sont :

- La méthode au Rabot sans recul Westfalia avec prise du mur
- La méthode à la Haveuse à tambour variable.

Nous faisons suite dans les pages qui suivent, ~~les propositions~~ de ces deux points.

---oooOooo---



CHAPITRE V

APPLICATION AU BASSIN HOILLER DE BECHAR

EXPLOITATION DE LA COUCHE I 160 A MENNOUNA 2

PAR LE RABOT SANS REcul WESTFALIA

Rapport du Stage de formation. Juillet-Septembre 1969 :

Emscher Lippe Bergbau A.G

Datteln (Recklinghausen) R.F.A.

Groupe Mathias Stinnes

Diergardt-Mevissen

Rheinhausen (Duisbourg) R.F.A.

EXPLOITATION DE LA COUCHE I 160 A MENNOUNA 2

PAR UNE HAVEUSE ECKHOFF DU TYPE RANGINF-DRUM-SCHAER.

Bassin de St. Fontaine.

S.I.M. Juin 1970

EXPLOITATION DE LA COUCHE I I60 A MENNOUNA 2PAR LE RABOT SANS REcul WESTFALIAI - Introduction

Nous ferons deux sortes de calcul, l'un théorique à partir de la résistance à la rupture du charbon, l'autre pratique suivant les essais de rabotage tchèques.

II- Méthode d'exploitation

Il consiste donc de l'exploitation d'une couche extra-mince par le rabot sans recul Westfalia. Nous essayerons dans cette méthode de nous plier aux conditions économiques du problème, c'est-à-dire de conserver l'ouverture de taille la plus basse. Nous proposons alors une ouverture de 0,60 à 0,65m soit 0,50 m de charbon et 10 à 15 cm de mur. Le matériel extrait sera un mixte de stéril et de charbon, donc un charbon sale. Certes il nous sera difficile de travailler dans une taille aussi basse alors qu'il est déjà pénible de ~~la faire au~~ Siège DIDI et ce malgré le pendage favorable de 30°. Malheureusement on ne peut prendre plus de 15 cm, car il nous sera très difficile de laver le charbon et de réaliser une bonne récupération au lavoir. La difficulté vient du fait de la nature du mur ; les marnes qui le composent, très solubles dans l'eau, pénètrent dans les fissures du charbon dont l'extraction par simple lavage donnerait peu de satisfactions.

La taille sera donc équipée d'un rabot sans recul Westfalia, d'un blindé et d'étauçons à friction avec

rallonges articulées ; elle sera chassante et nous garderons le même schéma de découpage de DIDI. La longueur de chassage sera ~~cette~~ qui correspond à la limite du transport par bande. La longueur de taille sera de 200 m.

III- Calcul théorique de l'installation de rabotage

1°- Mode de rabotage

Vérifions d'abord par le calcul si l'auto-chute du charbon est possible.

En supposant négligeable l'adhérence entre toit immédiat et couche, celle-ci va travailler en flexion ; le moment fléchissant à l'encastrement aura pour valeur :

$$M = \frac{1}{2} q l^2 \quad \text{où}$$

q : poids linéaire de la couche = $8 \times l \times h \times \rho$ t/m³

$$= 1,35 \times 0,5 \times \rho \text{ t/m}^3$$

h : épaisseur de la couche = 0,50 m

La contrainte de traction interne due au moment fléchissant est de :

$$\sigma = \frac{M}{I} h/2 \quad \text{avec } I = \text{moment d'inertie de}$$

la section de la couche .

$$I = \frac{h^3}{12} \rho I'$$

I' : Largeur de la couche .

Les calculs donneraient :

$$\sigma = 6 \times 1,35 l^2$$

La couche de charbon ainsi découverte n'est plus soumise aux pressions de terrains ou plus exactement sont négligeables le long de la boute. La compression uniaxiale au laboratoire a donné 12 kg/cm^2 , nous déduisons selon l'expérience le $\frac{1}{10}$ de cette valeur pour la contrainte de traction à la rupture.

$$\text{d'où : } l = \sqrt{\frac{12}{6 \times 1,35}} = 1,22 \text{ m}$$

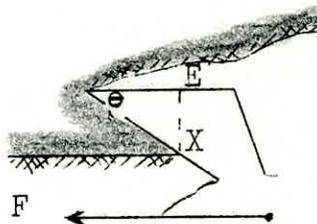
On en déduit qu'il ne peut y avoir d'auto-chute de charbon, par conséquent on aura à raboter une partie de la veine. La valeur de 1,22 m est un peu exagérée, on aurait dû tenir compte des pressions de terrains qui s'exercent au point d'encastrement comme effort tranchant supplémentaire.

2° Calcul théorique de l'installation de rabotage .

La hauteur minimum du rabot sans recul de la firme Westfalia Lünen pouvant prendre le mur et la veine est de 510 mm. Les couteaux sont au nombre de 5. Le front de taille se présentera alors comme suit:

- 15 cm de mur et 50 cm de charbon soit une ouverture de 60 à 65 cm

- On aura alors 3 couteaux au mur et 2 au charbon.



Position d'un couteau mordant le massif

Considérons un couteau mordant au massif suivant la figure 2 , la force "f" peut s'écrire :

$$f = XE \times t \times q \times \text{Sn } \theta \times k$$

t : épaisseur du couteau

XE : largeur du couteau

θ : angle d'affûtage

q : résistance du charbon à la rupture par compression

k : coefficient tenant compte de l'effet des couteaux

Si "I" est le nombre de couteaux, on aura à la rupture une force totale de :

$$F = I \times f = I \times XE \times t \times q \times \text{Sn } \theta \times k$$

A cela il nous faut ajouter les forces de frottement des chaînes et du rabot sur blindé, et celles de la mise en mouvement de l'ensemble chaîne-rabot.

Poids de la chaîne pour une seule longueur de blindé :

$$P_1 = \gamma \times L$$

Si β est le pendage de la taille on aura comme effort pour la mise en mouvement de la chaîne :

1°- Brin tendu

$$F_{bt} = P_1 (\cos \beta \cdot f + \sin \beta)$$

2°- Brin mou

$$f_{bm} = P_1 (\cos \beta \cdot f + \sin \beta)$$

3°- Force totale pour la mise en mouvement

$$f_{bt} + f_{bm} = 2P_1 \cdot f \cdot \cos \beta$$

4°- Effort sur rabot

Soit P_r le poids du rabot on aura au cours de la montée :

$$F_r = P_r (f_r \cos \beta + \sin \beta)$$

où f_r désigne le coefficient de frottement du rabot sur son blindé.

5°- Effort total nécessaire au rabotage

$$F = I \cdot XEt \cdot q \cdot \sin \theta \cdot K + 2P_1 \cdot f \cdot \cos \beta + P_r (f_r \cos \beta + \sin \beta)$$

6°-Calcul numérique :

a-Rabot

Poids : 425 kg
 Hauteur : 510 mm
 2 têtes rabotantes

b-Couteaux

Efficacité des couteaux : $K = 0,9$
 Nombre des couteaux : $I = 5$
 XE : 850 mm
 t : 30 mm
 θ : 43°
 Sn 43° : 0,681

La profondeur de coupe est donnée par :

$$XE \text{ Sn}43^\circ = 0,085 \cdot 0,681 = 0,058 \text{ m}$$

On avait dit que le rabot travaillerait avec 3 couteaux
 au mur et 2 au charbon.

c-Effort de coupe

$$\begin{aligned} \text{Charbon } F_1 &= I \cdot XE \cdot t \cdot q \cdot \text{Sn}43^\circ \cdot k \\ &= 2 \cdot 0,085 \cdot 0,03 \cdot 2150 \cdot 0,681 \cdot 0,9 = 16,748 \text{ T} \end{aligned}$$

$$\begin{aligned} \text{Mur } F_2 &= I \cdot XE \cdot t \cdot q \cdot \text{Sn}43^\circ \cdot k \\ &= 3 \cdot 0,085 \cdot 0,03 \cdot 1730 \cdot 0,681 \cdot 0,9 = 8,10 \text{ T} \end{aligned}$$

$$\text{Effort total} \dots \dots = 14,84 \text{ T}$$

d-Effort de traction sur la chaine

Longueur de taille

$$\text{Pendage } 12^\circ \text{ Sn}12^\circ = 0,208 \quad \text{Cos}12^\circ = 0,977$$

Poids linéaire de la chaine : 18,5 kg/m

Longueur de la chaine : 2 x 200 m

Poids total de la chaine : 7,4 T

Coefficient de frottement

Chaine-toile : $f = 0,55$

rabot-toile : $f = 0,55$

$$F_{ch} = 7,4 \cdot \text{Cos} \cdot f = 7,4 \cdot 0,977 \cdot 0,55 = 4,09 \text{ T}$$

e-Effort de traction nécessaire au rabot

$$F_r = P_r (f_r \cdot \text{Cos}12^\circ + \text{Sn}12^\circ)$$

$$= 0,425 (0,55 \cdot 0,977 + 0,208) = 0,315 \text{ T}$$

f-Effort total pour rabotage

$$14,84 + 4,09 + 0,315 = 19,245 \text{ T}$$

On se fixe une vitesse de rabotage constante et égale à 40/m/s ce qui implique une installation de :

avec un rendement de 0,75

$$N = \frac{19,245 \cdot 0,40}{102 \cdot 0,75} = 100 \text{ Kw}$$

Soit une installation de rabotage à 2 tête motrice de

$$N = 2 \times 50 \text{ kw}$$

IV - Calcul pratique de l'installation de rabotage

L'effort total nécessaire au rabotage est donné par l'expression suivante :

$$F = (F_{\max} \cdot i + P_0) K$$

F_{\max} : Effort de coupe maximum d'après les essais

i : nombre de couteaux

P_0 : Poids des éléments de rabot en déplacement

K : Efficacité des couteaux

(en réalité cette formule n'est valable qu'aux Scraper -
-rabot)

Les essais de rabotage nous ont donné comme nous l'avons déjà vu le tableau suivant :

Résistance de coupe Couteau 5(5)	Mesure de rabotabilité	
	Charbon	Mur
F_{\max}	3 098	1 470

En remplaçant dans la formule du haut les lettres par leur valeur, nous obtenons :

$$F_{ch} = (3\ 098 \cdot 2 + 0,425) 0,9$$

$$F_m = (1\ 470 \cdot 3 + 0,425) 0,9$$

Force totale nécessaire au rabotage

$$F_t = F_{ch} + F_m = 11,546 \text{ T}$$

Ajoutons l'effort pour le déplacement de la chaîne que d'ailleurs nous avons déjà calculé, soit alors un effort globale de :

$$11,546 + 4,090 = 15,546 \text{ Tonnes}$$

Nous en déduisons la puissance qu'il nous faut installer :

$$N = \frac{15,596 \cdot 0,40}{102 \cdot 0,75} = 81 \text{ Kw}$$

Nous ne retenons que 80 Kw, soient 2 têtes motrices de 40 Kw.

V - Calcul théorique du Blindé lié au Rabot

Pour le calcul du convoyeur, il sera tenu compte du matériel provenant de la voie de tête)

1° Blindé desservant uniquement le matériel de taille

Le débit de rabotage est donné, si la machine d'abatage circule le long du front à une vitesse constante "Vr" et si la profondeur de coupe reste constante dans les deux cas de sens de marche, par la formule suivante :

$$Q_r = h \cdot m \cdot \varphi \cdot V_r \quad \text{m}^3/\text{s}$$

φ : Coefficient tenant compte de l'auto-chute du charbon

h : Profondeur de la saignée

m : Puissance de la couche

Cherchons le débit du convoyeur en taille en fonction du débit de rabotage .

Si Q_r est le débit de rabotage, l'on voit que celui-ci tombe sur une longueur de convoyeur de $V_c \pm V_r$, respectivement en sens et en sens contraire Rabot-Blindé et si V_c est la vitesse du convoyeur.

La section du tas est alors de :

$$\frac{Q_r}{V_c \pm V_r}$$

Le débit du convoyeur sera :

$$Q_c = S_c \cdot V_c = \frac{Q_r}{V_c \pm V_r} \cdot V_c \quad \text{m}^3/\text{s}$$

Nous remarquons comme d'ailleurs il est vraie que S_c n'est pas constante et varie suivant le sens de marche. Le meilleur rendement du convoyeur est obtenu quant son débit est constant quelque soit le sens de marche ; soit alors l'égalité de :

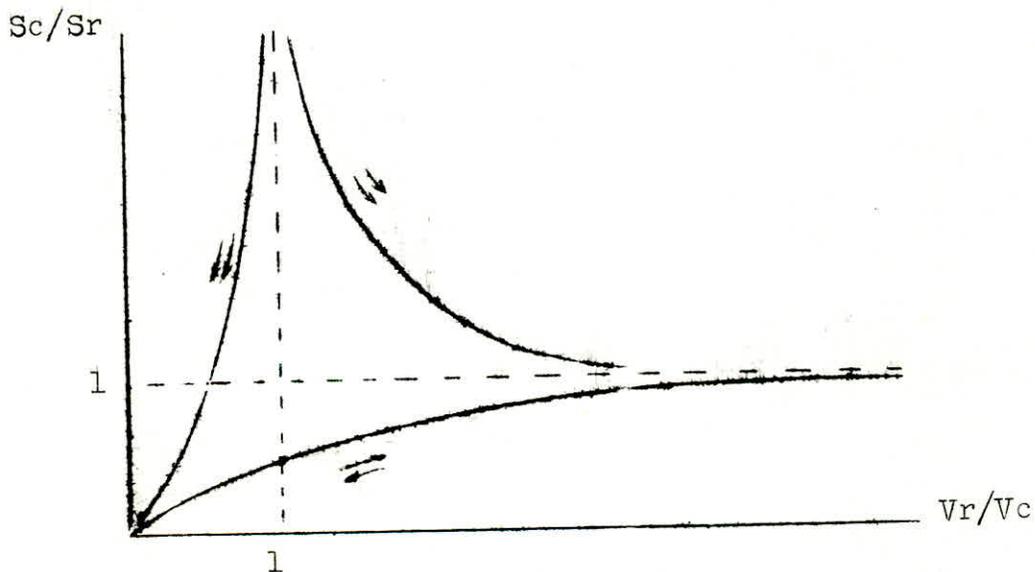
$$\frac{V_r}{V_c + V_r} = \frac{V_r}{V_c - V_r}$$

Nous en déduisons le rapport :

$$K = \frac{S_c}{S_r} = \frac{V_r/V_c}{1 \pm V_r/V_c}$$

S_c : Section de couche abattue par rabotage

Nous obtenons le graphe suivant :



Connaissant le tas maximum correspondant à l'ouverture de taille, nous en déduisons d'après ce graphe la vitesse de marche du convoyeur.

Pour ce faire déterminons l'aire maximum susceptible d'être au déblocage.

L'avancement journalier étant fixé à 1,25 m (voir en page 157 sa détermination), nous aurons pour des raisons de facilité et d'harmonie de travail un

espace util de $1,25/2 = 0,625$ m dont 10 cm au moins prévus entre première ligne d'étauçons et rehausse :
soit un espace libre au convoyeur de

$$0,625 \text{ m} - 0,10 \text{ m} = 0,525 \text{ m}$$

En considérant le cas maximum où la tranche abattue par rabotage ne foisonne qu'à sa section, ce qui implique :

$$S_r = 70 \cdot 5 \cdot 1,5 = 525 \text{ cm}^2$$

1,5 : foisonnement moyen du mixte charbon-stéril .

70 : ouverture maximum de la taille

il nous faut maintenant tenir compte du matériel provenant de la voie de tête :

Surface de creusement : $7,25 \text{ m}^2$

Largeur de la galerie : $3,60 \text{ m}$

La largeur de la couche de charbon est de $\frac{3,60}{\cos 12^\circ} = \dots 4 \text{ m}$

Volume de charbon foisonné au cours du tir.

La galerie de tête pourrait travailler indépendamment de la taille et réaliser un avancement double, le volume de charbon abattu lors du tir est alors de :

$$4 \cdot 0,5 \cdot 2 (1,25) \cdot 1,3 = 6,50 \text{ m}^3$$

Volume de stéril abattu lors du tir :

$$(7,25 - 2) \cdot 2(1,25) \cdot 1,8 = 23,60 \text{ m}^3$$

Volume total abattu par tir..... = $30,10 \text{ m}^3$

Ce matériel pourrait être déblocé en un temps minimum de 30', c-à-d que l'on fore et tire 2,5 m d'un seul coup pendant un temps normal réservé à cet effet, mais seul le déblocage pourrait être effectué en un temps minimum de 30'.

D'où le débit volume.

$$\frac{30,1 \text{ m}^3}{30' \cdot 60''} = 1,675 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$$

et la surface à ajouter sur convoyeur :

$$1,675 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s} / V_c$$

le volume foisonné Q_r provenant du rabotage :

$$0,05 \text{ m} \cdot 0,4 \text{ m/s} (0,5 \text{ m} \cdot 1,3 \text{ t/m}^3 + 0,2 \text{ m} \cdot 1,8 \text{ t/m}^3) \\ = 0,02 \text{ m}^3/\text{s}$$

la section sur convoyeur :

$$0,02 \text{ m}^3/\text{s} / V_c$$

On a d'après le graphe le cas optimum sur la courbe :

$$\frac{S_c}{S_r} = \frac{V_r}{V_c - V_r}$$

Soit alors l'égalité :

$$\frac{(1,675 \cdot 10^{-2} + 0,02) / V_c}{S_r} = \frac{V_r}{V_c - V_r}$$

En remplaçant les lettres connues par leur valeur, on obtient V_c égale à :

$$V_c = 0,835 \text{ m/s}$$

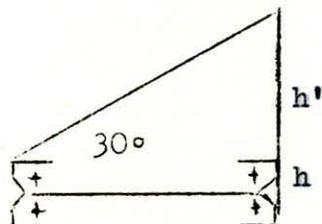
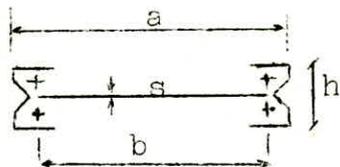
Nous jugeons cette vitesse comme assez forte ; nous la réduisons à 0,65 m/s, vitesse habituellement par les charbonnages allemands lorsque la vitesse du rabot est de 0,40 m/s d'où la section sur convoyeur est de :

$$S_c = S_r \cdot V_r / (V_c - V_r)$$

$$S_c = 0,05 \text{ m}^2 \cdot 0,40 \text{ m/s} / (0,65 - 0,40) \text{ m/s} = 0,08 \text{ m}^2$$

La firme Westfalia Lünen nous offre la gamme suivante de blindé :

Type	a	b	h	s	Poids	Chaine	Section
PF 00	426	350	135	6	80	I4x50	420 cm ²
PF 0	517	400	160	8	120	I6x64	870 -
PF I	522	400	180	10/12	120/184	I9x75	870 -
M IV	532	400	189	14	200	I8x64	870 -



Rehausse

$$h' = 522 \times \text{tg } 30^\circ = 301 \text{ mm}$$

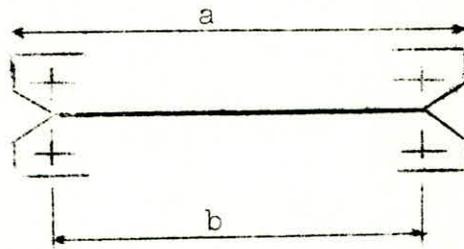
$$h' + h = 301 + 180 = 481 \text{ mm}$$

Nous choisirons alors le convoyeur de section utile de chargement égale à 870 cm^2 .

Le blindé lié au rabot sera donc :
 en tenant compte que la largeur maximum du blindé doit être de 525 cm.

Le PF 1 avec :

a	b	h	s	Poids	Chaine
522	400	180	10/12	120/184	19x75 ou 18x64



2° Calcul de la puissance du blindé

Si Q_c est le débit poids total du **convoyeur**, nous aurons le poids linéaire du matériel :

$$\underline{\varnothing} = \frac{Q_c}{V_c} \text{ Kg/m}$$

Effort nécessaire pour le transport du matériel sur convoyeur en taille

a- Effort sur brin tendu

$$F_t = L \left[(\underline{\varnothing}_b f_b + \underline{\varnothing}_m f_m) \cos \varphi \pm (\underline{\varnothing}_b + \underline{\varnothing}_m) \sin \varphi \right]$$

$\underline{\varnothing}_b$: poids unitaire du brin

$\underline{\varnothing}_m$: poids linéaire du matériel

f_b ; f_m : coefficient de frottement : brin, matériel-tôle

φ : pendage du chantier

L : Longueur de la chaîne à raclettes

b-Effort sur brin inférieur ou mou

$$F_m = (f_b \cos \varphi + S_n) \cdot \varnothing_b L$$

Calcul numérique

Détermination de :

\varnothing_m : Le débit du matériel du matériel provenant de la voie de tête est de :

On avait trouvé comme volume foisonné de :

6,50 m³ pour le charbon et 23,60 m³ pour le stéril,

soient les tonnages respectifs de :

$$\frac{6,50 \text{ m}^3}{1,3 \text{ t/m}^3} = 5 \text{ T} \quad \text{et} \quad \frac{23,60 \text{ m}^3}{1,8 \text{ t/m}^3} = 13,10 \text{ T}$$

Soit un tonnage total de :

$$5 + 13,10 = 18,10 \text{ T}$$

le débit est alors de :

$$\frac{18,10 \text{ T}}{30' . 60''} = \dots 0,01 \text{ T/s}$$

le débit extrait par rabotage :

$$Q_r = (0,50 \text{ m} \cdot 0,05 \text{ m} \cdot 1,35 \text{ t/m}^3 \\ + 0,20 \cdot 0,05 \cdot 2,70) \cdot 0,40 \cdot 10^3$$

$$Q_r = 24,30 \text{ kg/s}$$

Le débit du convoyeur est donné par :

$$Q_c = Q_r \cdot \frac{V_c}{V_c - V_r}$$

$$Q_c = 24,30 \text{ Kg/s} \cdot \frac{0,65 \text{ m/s}}{0,65 - 0,40 \text{ m/s}} = \dots 63 \text{ kg/s}$$

mais ce débit n'est pas présent sur toute la longueur du blindé, il n'est que sur une certaine partie et particulièrement sur la longueur $L(1 - 0,615)$. d'où le débit apparemment uniforme sur toute la longueur du blindé est de :

$$63 \cdot (1 - 0,615) + 10 = 34,20 \text{ Kg/s}$$

d'où le poids linéaire du matériel $\underline{\varnothing}_m$:

$$\underline{\varnothing}_m = \frac{34,20 \text{ Kg/s}}{0,65 \text{ m/s}} = 52,60 \text{ Kg/m}$$

Les autres données numériques sont :

$$\underline{\varnothing}_b : 18 \text{ Kg/m}$$

$$f_b : 0,35$$

$$f_m : 0,60$$

$$\psi : 12^\circ \quad \text{Sn } 12^\circ = 0,208 \quad \text{Cos } 12^\circ = 0,918$$

En remplaçant les lettres par leur valeur dans les formules données, on trouve :

$$\text{Effort sur brin tendu : } F_t = 6\ 680 \text{ Kg}$$

$$\text{Effort sur brin mou : } F_m = 2\ 070 \text{ Kg}$$

Effort total sur les deux brins

$$F_T = F_t + F_m = 6\ 680 + 2\ 070 = 8\ 750\ \text{Kg}$$

La puissance du convoyeur à installer est de :

$$N = \frac{8\ 750\ \text{Kg} \cdot 0,65\ \text{m/s}}{102 \cdot 0,75} = 75\ \text{Kw}$$

comptée 80 Kw = 2x40 Kw

VI- Indices techniques de l'installation de rabotageAvancement par poste

Temps de parcours du rabot le long du front de taille :

En tenant compte des deux niches, la longueur effective au rabotage se réduit à : $200 - 2 \cdot 3,5 = 193\ \text{m}$

$$\frac{193}{0,4\ \text{m/s}} = \dots\ 480''$$

Les pertes de temps au démarrage et aux reprises de marche sont évaluées à 10'', soit un temps de passe de : 490''.

Pendant un poste, le rabot peut travailler sans arrêt durant 4 heures (dans une taille normale en Allemagne et chronométrée, le rabot travaillait pendant 5h avec certains arrêts accidentels).

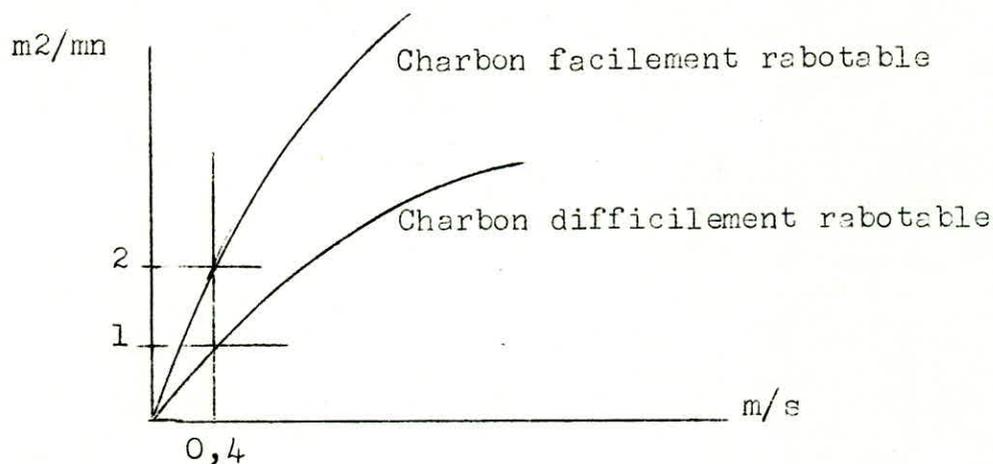
Nous avons donc un nombre de passes par poste :

$$\frac{4 \text{ heures} \cdot 3\,600''}{490} = 29,4 \dots 30$$

Soit au cours d'un poste on aura un avancement :

$$30 \cdot 5 \text{ cm} = 150 \text{ cm} \dots 1,50 \text{ m}$$

Cet avancement n'est que purement théorique, mais pour mieux s'en assurer nous ferons le calcul d'après les graphes donnés selon l'expérience. Pour cela, on a deux graphes liant la surface déhouillée à la vitesse du rabot ce que nous obtenons pour une vitesse de 0,40 m/s, une surface déhouillée de $1 \text{ m}^2/\text{mn}$.



Théoriquement on obtenait :

$$0,05 \text{ m} \cdot \frac{30 \cdot 196,5 \text{ m}}{4 \cdot 60'} = 1,2 \text{ m}^2/\text{mn}$$

Nous aurons alors un avancement par poste d'après le graphique :

$$\frac{4 \text{ h/p. } 60' \cdot 1 \text{ m}^2}{196,5 \text{ m.}} = 1,22 \dots 1,25 \text{ m/p}$$

VII- Répartition du soutènement en taille

Pour le calcul de la répartition du soutènement en taille, on utilisera des formules pratiques des charbonnages allemands. Ces formules disent que les pressions de terrains par m^2 de taille sont au moins égales à la valeur de $8M$ pour les pendages compris entre 0 et 20 gr et égales à $(5 + 0,15 E) M$ pour les pendages supérieures à 20 gr.

Le nombre 8 précédent vient du produit du poids spécifique $2,5$ des terrains et d'un coefficient de sécurité égal à $1,6$ par le double de la puissance d'ouverture.

$$8 = 2,5 \cdot 2 \cdot 1,6$$

Pour ce qui est de notre cas à MENNOUNA, on a nos roches à $2,7 \text{ t/m}^3$, la pression des terrains par m^2 de taille est de

$$A_{wg} = 2,7 \cdot 1,6 \cdot 2 \cdot 0,70 = 6,05 \text{ t/m}^2$$

M : Ouverture de la taille

E : Facteur délimitant l'utilisation du foudroyage en grand pendage

$$E = 25 (3,5 - M)$$

A_{wg} : Grundwerte für den Ausbawiderstand
Valeur moyenne des pression des terrains

La densité d'étauçons correspondante est alors de :

$$d_e = \frac{A_{wm}}{K}$$

K : Coefficient tenant compte de la qualité des étauçons.

La distance entre deux lignes d'étauçons est de :

$$\frac{\text{Nombre d'étauçons en } x \text{ lignes}}{\text{Largeur de la taille} \cdot d_e \cdot x}$$

Application numérique

Répartition du soutènement dans la taille

La pression maximum des terrains en considérant que le banc de grés se décolle ^{au} fur-et-à mesure de l'exploitation, est de: 16 tonnes/m².

K : étant un coefficient tenant compte de la qualité des étauçons et particulièrement admettant 50 mm de glissement.

Nous choisirons des étauçons Hydrauliques à 40 tonnes de serrage et admettant alors que 50 mm de coulissement : soit un coefficient de serrage de 0,8.

La densité d'étauçons est alors de :

$$d_e = \frac{16}{0,8 \cdot 40} = 0,5 \text{ Et/m}^2$$

On comptera selon la pratique et pour sécurité 0,7 Et/m².

Distance entre deux lignes

En coupe transversale de la taille nous aurons 3 étançons soient en deux lignes immédiates 6 étançons ; la distance maximum entre front de taille et ligne de foudroyage est égale au moins à 4 chapeaux, soit une longueur de :

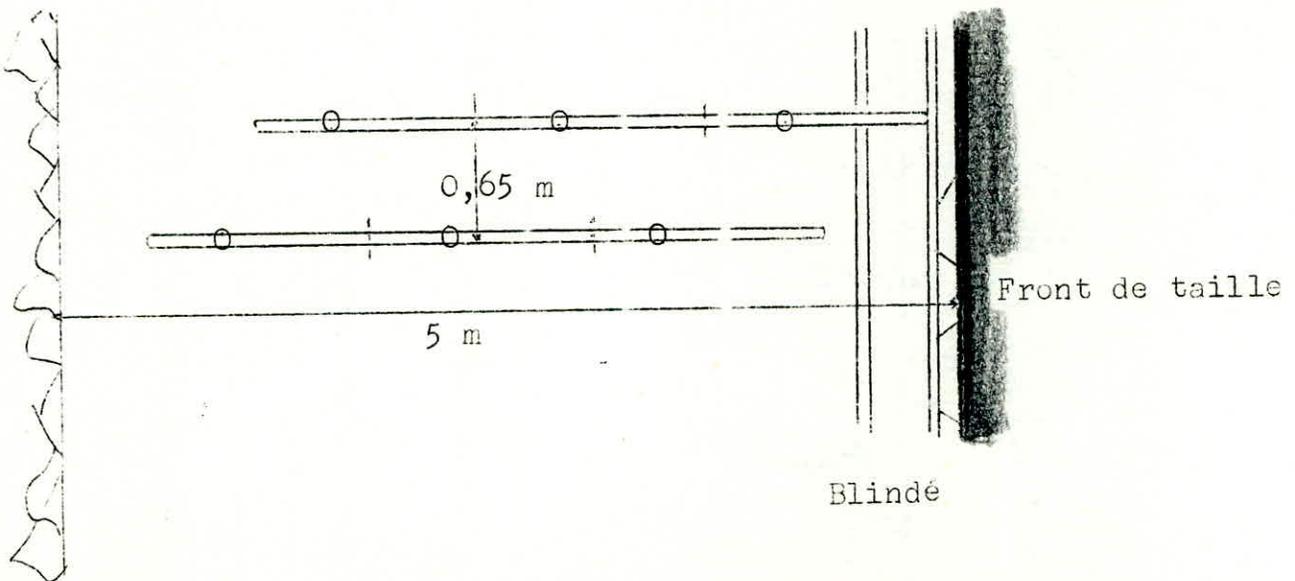
$$4 \times 1,25 \text{ m} = 5 \text{ m}$$

d'où la distance entre 2 lignes ou 2 cadres :

$$d = \frac{\text{Nombre d'étançons en 2 lignes}}{\text{Largeur de la taille} \cdot \text{Densité} \cdot 2}$$

$$d = \frac{6}{5 \text{ m} \cdot 0,7 \cdot 2} = 0,86 \text{ m}$$

On ne comptera pour des raisons de sécurité que 0,65 m.



Nombre d'étauçons en taille:

$$\frac{196,5}{0,65} \cdot 3 = 910$$

Répartition du soutènement dans les niches

Géométrie des niches: Les niches seront rectangulaires d'une profondeur égale à la largeur de taille soit :

$$3 \cdot 1,25 = 3,75 \text{ m}$$

la largeur a été déjà choisie à 3,5 m .

le nombre de lignes d'étauçons est alors de :

$$\frac{3,50 \text{ m}}{0,65 \text{ m}} = \dots 6$$

Niche de pied

Dimensions : 3,5 m x 9 m

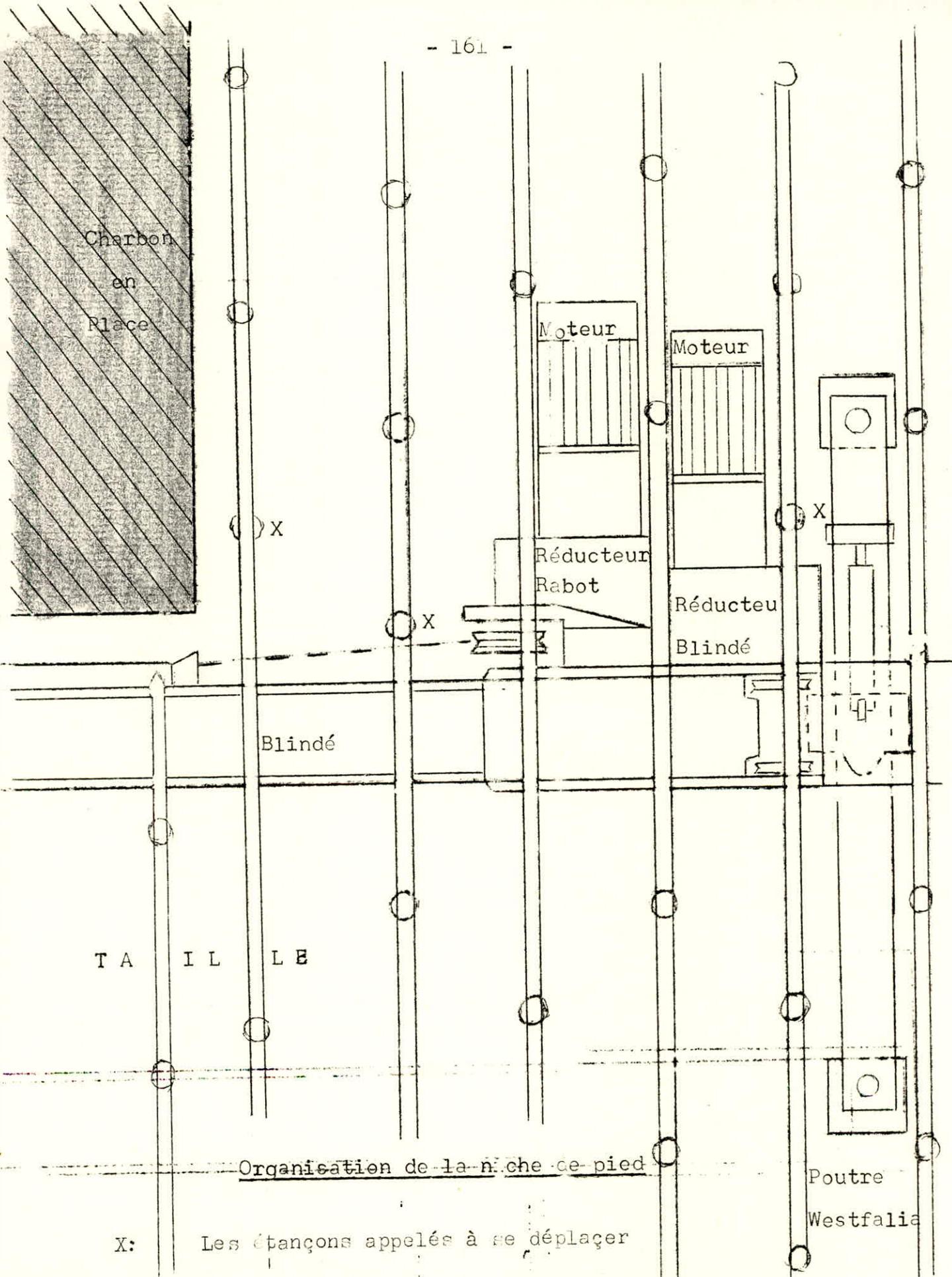
Nombre d'étauçons : 28

Nombre d'étauçons qui se déplaceront au cours de l'avancement : 3 .

Soient $28 - 3 = 25$ étauçons resteront constamment fixes.

La densité du soutènement est alors de :

$$\frac{3,5 \text{ m} \times 9 \text{ m}}{25} = 1,26 \text{ Et/m}^2$$



Organisation de la niche de pied

X: Les étançons appelés à se déplacer

Poutre Westfalia

Niche de tête

Etant donné que les têtes motrices de tête seront place
dans la voie, la niche de tête sera de dimensions réduites

Profondeur : 3 lignes d'étaçons

Largeur : 1 m

Nombre

d'étaçons : 10 dont 2 mobiles

(Voir page suivante le schéma de la niche)

VOIE de TETE

TAILLE

Blindé

PF 1

Réducteur

Blindé

Réducteur

Raprot

Moteur

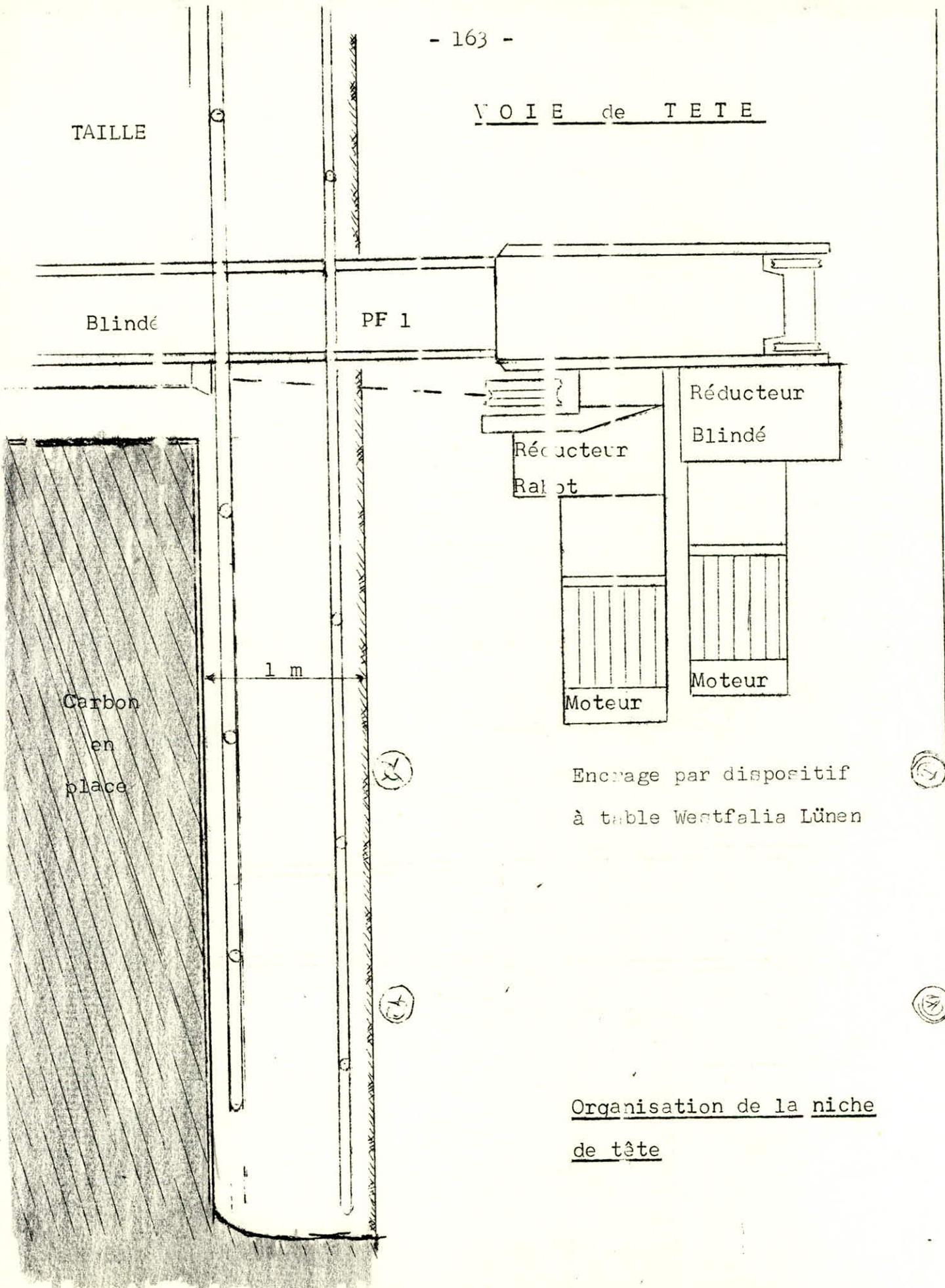
Moteur

1 m

Carbon
en
place

Enrage par dispositif
à table Westfalia Lünen

Organisation de la niche
de tête



VIII- Perspectives sur la méthode d'exploitation

Puissance de la veine	: 0,50 m
Longueur de taille	: 200 m
Traitement arrière taille	: Foudroyage
Boisage en taille	: Etaçons à frein
Abattage et extraction	: Rabot - Blindé
pendage moyen	: 12°

1° Les données géologiques et les conditions d'assises

Les conditions d'assises à MENNOUNA 2 peuvent être considérées comme tranquilles. Leur pendage maximum est de 12° et ne sont affectées ni par des tectoniques de cassures ni par des tectoniques de plis.

La puissance de la veine dans le champ d'exploitation est en moyenne de 0,41 à 0,47 m. La veine s'étrangle à 91 m de la surface et s'amincit de 4 cm et continue dans ce développement jusqu'au jour.

La veine est dans tout le champ d'exploitation à l'exception de la section où elle présente un développement non balancé, accompagnée par deux passés minces de charbon d'une puissance de 0,04 à 0,07 m, dont la distance à partir du toit de la veine est de 0,36 à 0,52 m. Elle est encore localement affectée par des passés minces de puissance de 2 - 5 mm de caractère argileux ; ces passés s'étrangent puis reviennent de nouveau.

La minéralisation de la veine se manifeste surtout dans les joints fissurés. Ce sont surtout les sulfures

et les carbonates, représentés par la pyrite FeS_2 et par la calcite CaCO_3 . Cette minéralisation provient de la circulation des eaux souterraines par précipitation sur les surfaces de discontinuité où cristallisaient en même **place** les solutions aqueuses hydrothermales. Il faut remarquer que cette minéralisation n'existe pas sur les plans de stratification.

Le toit. Il est nécessaire de classer le toit immédiat de la veine comme assise d'argilite schisteuse, très friable et relativement peu résistante (E), dont la puissance varie de 0,36 à 0,52 m.

Le contact de la veine avec le toit n'est pas absolument net. L'argilite du toit est caractérisée par des formations syngénétiques dont la présence est une caractéristique défavorable et donne au cours des travaux des écaillage des couches du toit.

Quant au contrôle du toit au cours d'exploitation par foudroyage, il faut s'attendre aux difficultés de son étaonnement correct ; il s'agit à savoir d'une roche dont la cohésion mécanique est considérablement réduite.

Sur ce toit immédiat, s'appuient les deux passés de charbon (assises B et D), séparés l'un de l'autre par un interval d'argilite grise résistante (C).

Au-dessus de ces passés, les forages ont prouvé l'existence d'un banc compact d'une puissance de presque 5 m constitué par de l'argilite grise.

Ce haut toit n'appartient pas au type de roche dangereux donnant un toit "lourd"; l'argilite moyennement stratifiée est dans un développement monotone et complexe qui s'éboule convenablement au cours des méthodes d'exploitation par longues tailles foudroyées.

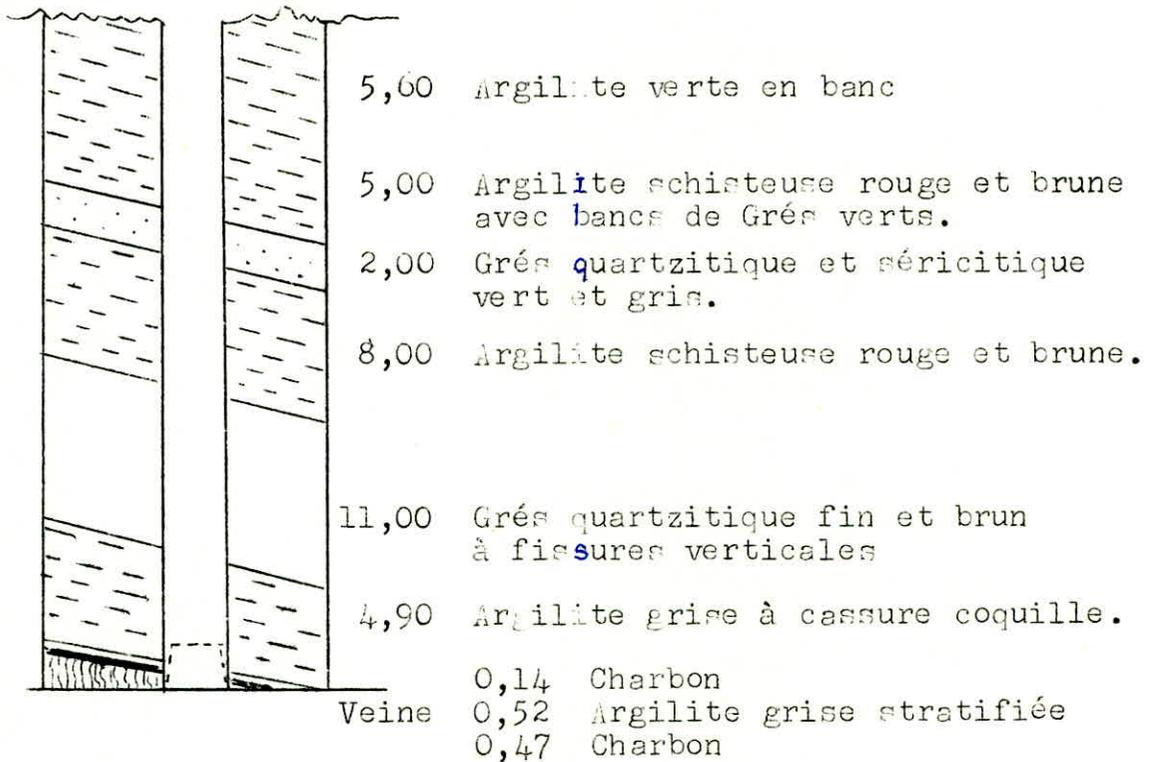
Au cours du forage, il n'y avait pas dans les trous de sondes des infiltrations d'eau de gisement ou de surface. la perméabilité de la masse surjacente peut être considérée comme très faible .

Le mur. Le mur de la veine consiste en un sol à stigmaria, de caractère argileux, ayant une capacité portante relativement faible. Le présence de stigmaria diminue en profondeur et la roche passe après 2 ou 3 m à l'état d'argilite pure.

Les conditions tectoniques

On a constaté aucunes manifestations tectoniques, mais par contre des micro-tectoniques dans le toit et dans la veine dont il faut en tenir compte pour l'exploitation par rabot, car la présence de ces discontinuité parait souvent favorable à l'orientation de la taille et surtout à la bonne pénétration des outils de coupe .

Coupe géologique du Bassin de MENNOUNA 2



<u>Assise</u>		<u>Résistance à la compression uniaxiale.</u>	
A	Argilite	519	Kp/cm ²
B	Charbon barré	220	
C	Argilite	519	
D	Charbon barré	220	
E	Argilite	156	
F	Schiste	179	
G	Charbon brillant	215	
H	Sol à Stigmaria	173	

2° Equipement en taille

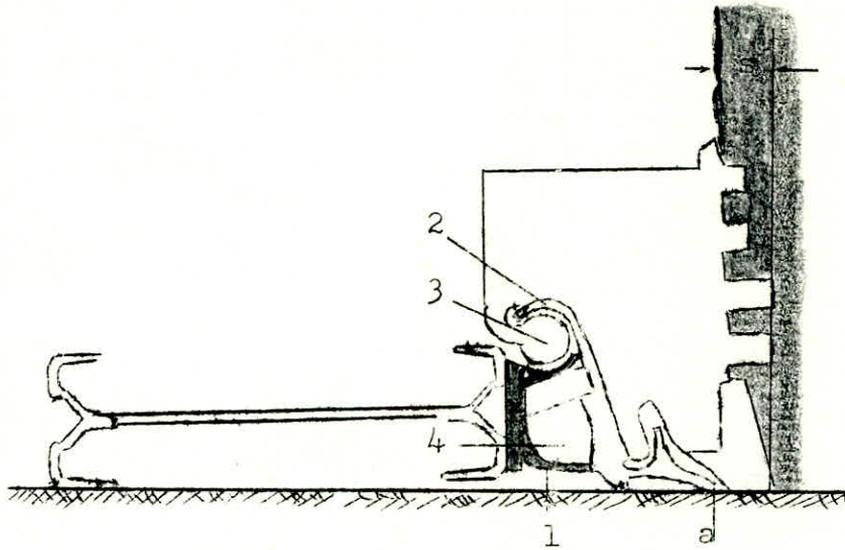
a- Engin d'abattage : Rabot sans recul Westfalia

Le rabot-sans -recul est un nouveau type de rabot. Il permet d'étendre le rabotage aux charbons très durs, non susceptibles d'être rabotés jusqu'à présent. La pression du blindé contre le massif et la nécessité de laisser " respirer " le blindé au passage du rabot, limitaient le champ d'action des précédents types de rabot. Pour abattre des charbons très durs, il est en effet nécessaire d'exercer une poussée importante sur le blindé contre le front. Le rabot doit vaincre cette poussée pour repousser le convoyeur de la largeur du rabot au passage de l'outil. Il consomme pour ce faire, une grande partie de la puissance installée, et cette puissance est relativement perdue pour le rabotage.

La faible largeur du rabot - ancre permettait déjà de réduire les pertes d'énergie. Mais le rabotage de charbons très durs peut s'envisager seulement si le rabot est entièrement dégagé du travail de refoulement du blindé. Le rabot-sans-recul résoud ce problème et ouvre ainsi de nouvelles perspectives à l'abattage du charbon.

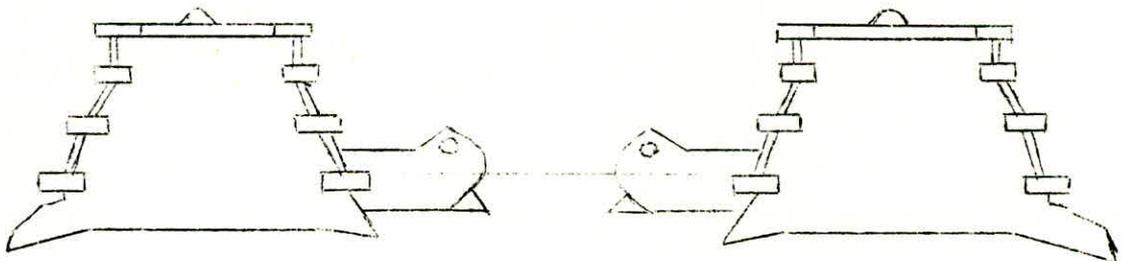
Le rabot se déplace le long d'un guidage dont la largeur correspond à la largeur de construction du corps du rabot. L'arrête avancée du guidage est appliquée contre le massif grâce à des cylindres de ripage hydrauliques permettant pratiquement aucun recul du blindé. Le rabot travaille sans patin, de sorte que le blindé n'est pas soulevé au passage de l'outil. Les couteaux débordent l'arrête avancée du guidage ; la distance entre la pointe du couteau et l'arrête détermine la profondeur de coupe. La position des couteaux est réglée à partir de l'allée de circulation. Ce réglage permet d'éviter au rabot de monter sur le charbon ou de pendre du mur.

Guidage: Les chaînes du rabot sont logées dans les canaux du guidage. Le canal supérieur reçoit le brin actif de la chaîne. Il est ouvert vers le convoyeur. Le brin actif est visible sur toute la longueur du convoyeur du côté remblai. Les doigts de guidage du socle de rabot sont en prise avec le canal de chaîne supérieur. Le brin de retour passe dans le canal inférieur. Les deux brins sont découverts par enlèvement du capot de guidage. Le bord avant du guidage repose directement sur le mur et empêche les fines de charbon de passer sous le guidage et le convoyeur.



Disposition du Rabot sur le guidage

- 1 Guidage inférieur avec bord d'attaque pour le chargement a
- 2 Capot de guidage
- 3 Canal de chaine supérieur avec doigt de guidage
- 4 Canal de chaine inférieur
- s Profondeur de coupe



Rabot-sans-recul en exécution standard

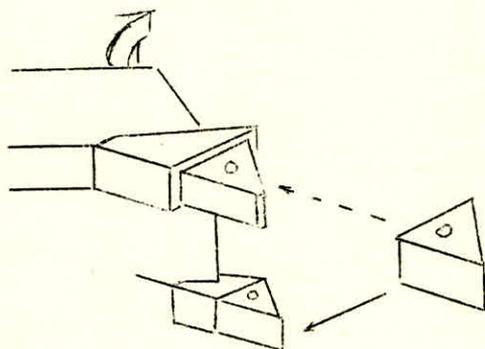
Hauteur : 420 mm

Longueur 2 500 mm

Largeur 330 mm

Outils de rabotage

On règle la profondeur de coupe en choisissant les couteaux de demi-daigne de longueur désirée. Les couteaux sont recouverts d'une coiffe tranchante fixée par goupille. Les coiffes sont en acier au chrome, elles ont un faible poids et peuvent être remplacées et meulées facilement.

Montage des coiffesAvantages du rabot-sans-recul

Grande efficacité, rendement élevé

Encombrement réduit du rabot

Porte-à-faux réduit

Suppression du recul du blindé

Boisage directement derrière le convoyeur

Articulation du rabot

Réglage facile des couteaux à partir de l'allée de circulation, recouvrement des chaînes du rabot et suppression des fines.

Répartition du matériel d'équipement dans les différents points du chantier

Voie de tête : Dispositif d'encrage Westfalia pour la tête motrice principale prévue pour encrage à poutre.

Une tête motrice principale de 40 Kw T.K 170S

Un réducteur de 40 Kw T.V.1 422 avec rapport de réduction de 65:1 à têtes de cisaillement

Une tête motrice pour convoyeur blindé de 40 Kw

Un réducteur de 40 Kw K.S.T.III. avec rapport de réduction de 40 :1

Un couloir de raccordement pour convoyeur.

Niche de tête: 10 étançons hydrauliques Klockener - ferromatick S.S 41 avec pompe du type H.P.30.E.30 ou H.P.80.E.35 à 40 tonnes de serrage.

10 chapeaux GHH -AIU- Kappen TZG 120 LFD N°42

Taille : Rabot sans recul Westfalia à 2 têtes rabotantes de dimensions :

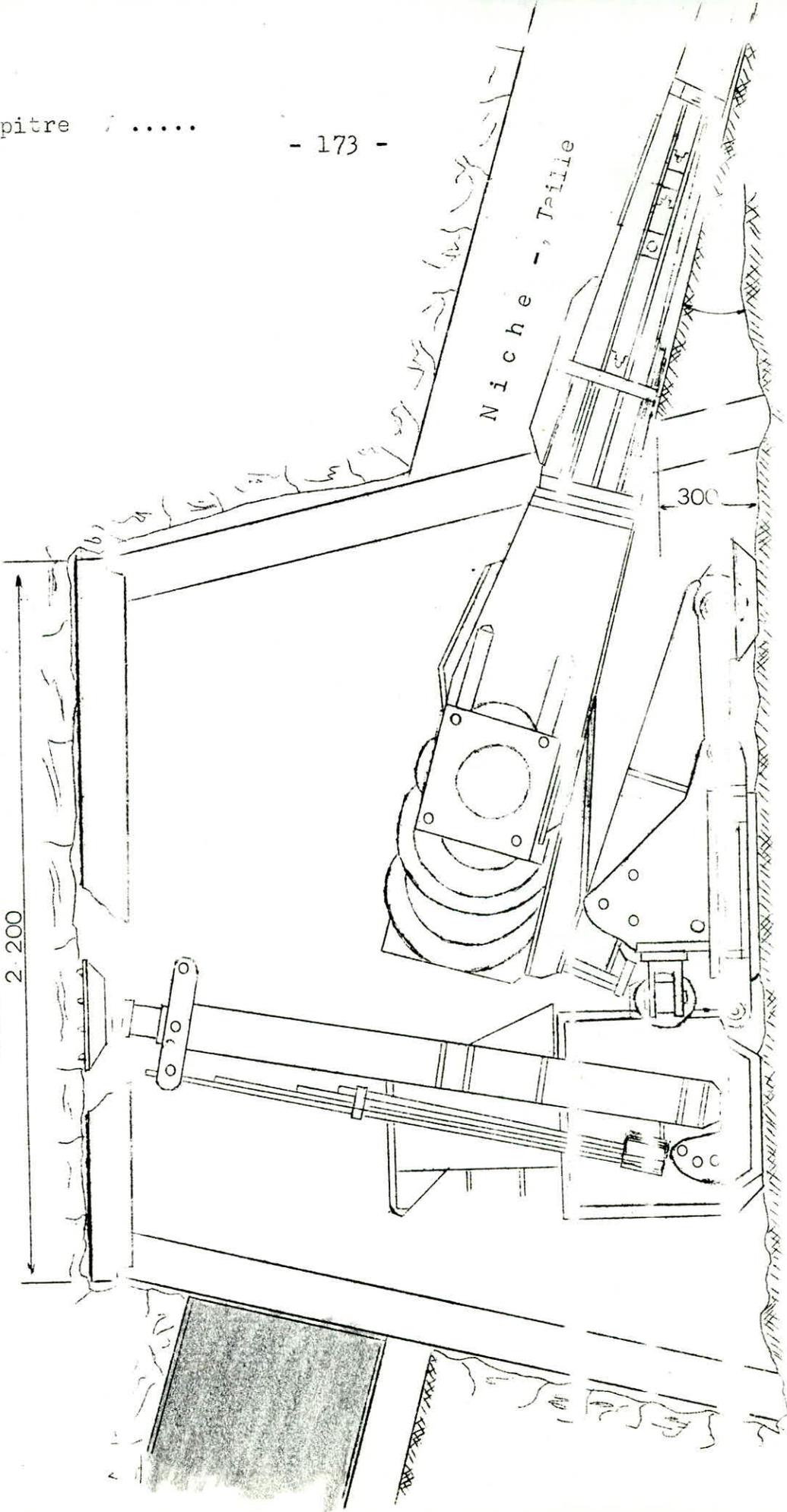
Hauteur : 420 mm

Longueur: 2 500 mm

Largeur : 330 mm

Convoyeur blindé Westfalia, PF1 de 200 m de long avec 130 éléments de glissement et guidage côté remblai.

VOIE de TETE Dispositif d'Encrage "Westfalia"



2.200

Niche - Taille

300

11 - 14°

3 200

: 45 éléments de ripage ou pousseurs pneumatique du type H.R.Z.750 d'une poussée de 2 T 890 étançons à friction du type Reibungs-- Stempel Weimann.

220 m de tuyauterie pour air comprimé

220 m de tuyauterie pour eau

220 m de câble électrique (fil téléphonique ect...)

Rampe d'éclairage avec système de signalisation tout les 10 m.

La taille peut être éventuellement équipée, en cas de non bonne adaptation du soutènement à friction, par un soutènement marchant composé de :

135 éléments hydrauliques à double cadre.

Le cadre de base se composant de :

4 étançons à double télescope 27/40 MP.

2 ensembles de rallonge avec boucliers contre l'envahissement des terres du foudroyage

Dispositif de redressement hydrauliques

Organe de commande hydraulique avec conduite dans l'éléments de soutènement.

2 groupe-pompes en voie pour tête motrice électrique

2 stations de réduction de pression avec pompe de retour et moteur électrique.

250 m de conduite d'alimentation de taille
conduite de pression de NW 25.
conduite de retour NW 25.

Niche de pied : Dispositif hydraulique à 4 étançons complet
pour la tête motrice auxiliaire, prévu com-
me encrage à poutre.

Un couloir de raccordement pour convoyeur
2 têtes motrices, une pour Rabot et l'autre
pour convoyeur, disposées en réducteurs
droits, de même puissance que celles de la
voie de tête.

28 étançons hydrauliques du même type que
ceux de la voie de tête.

Voie de base : Un convoyeur blindé répartiteur de 25 m de
long et de 23 KW de puissance monté sur
couloir du type PF 1.

Convoyeur à Bande de 650 mm de large (déjà
existant).

Tête broyeuse de 23 Kw montée sur PF 1 avec
réducteur K 25 PK 22 - 1.

Vérifions si le convoyeur à bande de base est suffisant.

Le débit maximum que déverse le répartiteur sur le convoyeur est de : $63 + 10 + 10 = 83 \text{ Kg/s}$.

Le bande capable de recevoir un tel débit est de largeur :

$$l = \sqrt{\frac{Q_p \text{ t/h}}{300 \cdot \text{t/m}^2 \cdot V \text{ m/s}}}$$

Q_p : débit poids extrait par heure

: poids spécifique du matériel extrait

V : vitesse d'extraction

$$Q_p = 83 \text{ Kg/s} \cdot 3600'' \cdot 10^{-3} = \dots 300 \text{ t/h}$$

$$V = 1,1 \text{ m/s}$$

$$= 1,5 \text{ t/m}^2 \text{ en moyenne}$$

Les calculs aboutissent à une largeur de 726 mm. Ici le convoyeur de base se revellera insuffisant ; par conséquent s'il nous faut garder la même infrastructure on est obligé de modifier la vitesse d'extraction. Pour un débit de 83 Kg/s et une largeur de 650 mm la vitesse correspondante est de 1,5 m/s et les puissances habituellement installées par les H.SO sont largement suffisante.

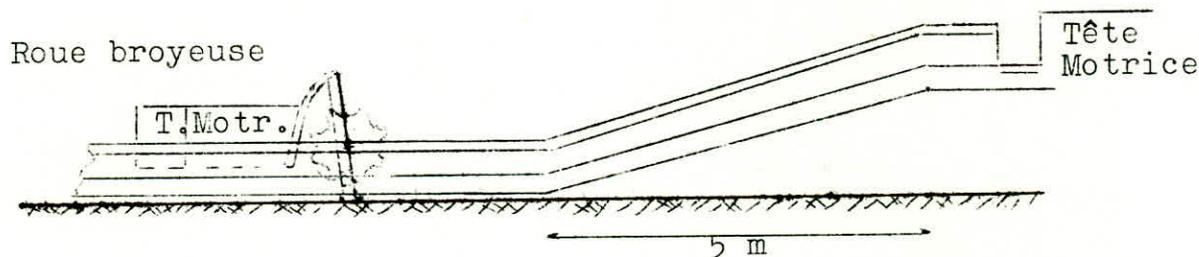
S'il nous faut garder encore la même vitesse d'extraction, l'avancement des deux voies de base et de tête se fera obligatoirement pendant le 4ème poste.

On aura par conséquent un débit sur répartiteur de :

$$Q = 63 \text{ Kg/s}$$

La largeur corespondante du convoyeur à bande est de 650 mm.

Disposition du Répartiteur en voie de base



IX - Indices techniques de la méthode d'exploitation

L'exploitation du charbon de MENNOUNA se fera en trois poste d'abattage au charbon et un poste d'entretien et d'avancement aux voies.

Il sera réalisé au cours de la journée un avancement :

$$3 \text{ p/j} \cdot 1,25 \text{ m/p} = 3,75 \text{ m/j}$$

Le tonnage extrait sera de :

$0,50 \text{ m} \cdot 3,75 \text{ m/j} \cdot 1,35 \text{ t/m}^3 \cdot 200 \text{ m} = 495 \text{ t/j}$ de Charbon

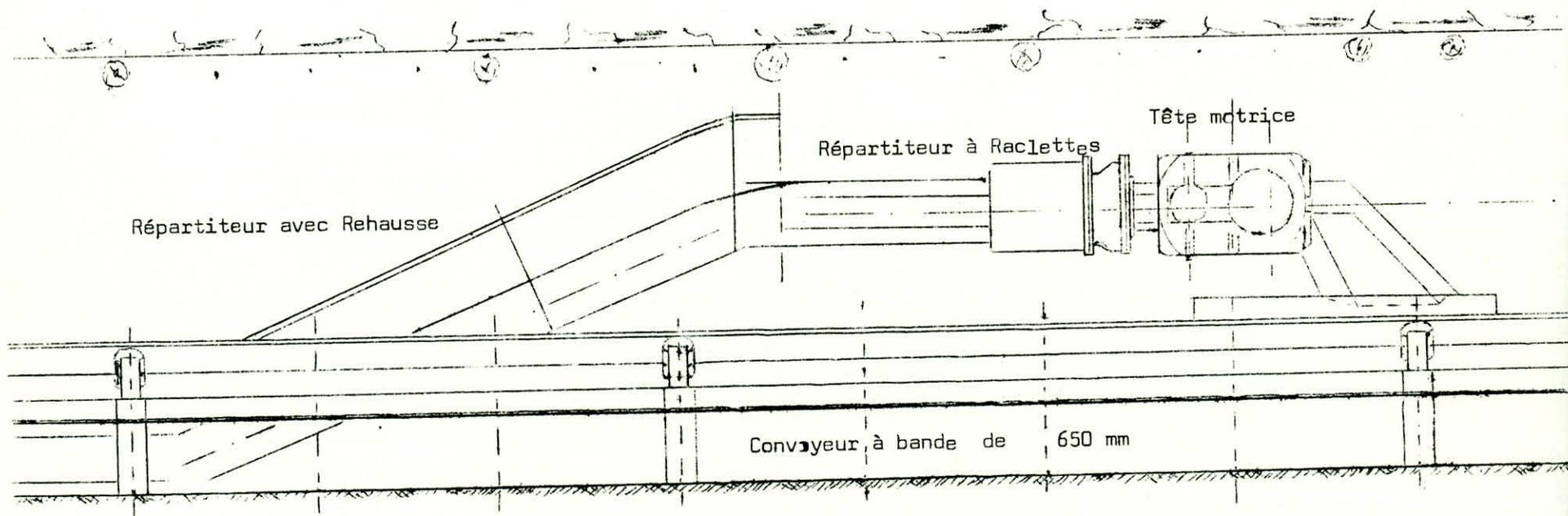
en 4 heures de rabotage par poste so ent 495 tonnes de charbon en 12 heures de rabotage par jour.

Au cours de la journée on réalise ég lement un tonnage en stéril de :

$0,20 \text{ m} \cdot 3,75 \text{ m/j} \cdot 2,7 \text{ t/m}^3 \cdot 200 \text{ m} = 400 \text{ tonnes}$.

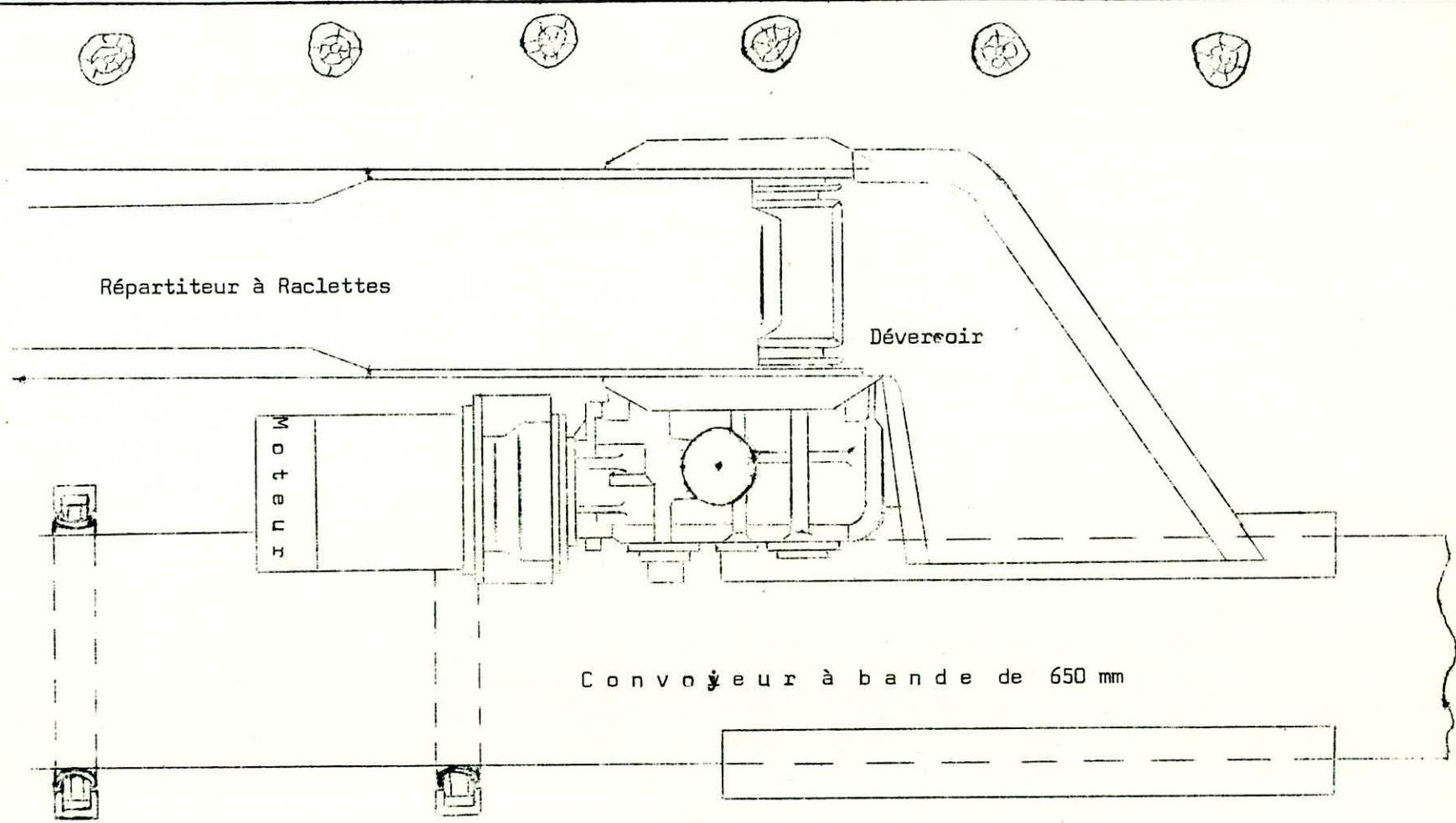
Le personnel en taille est réparti c mme le montre le tableau ci-dessous.

lieu	Poste 1 6h - 13h	Poste 2 12h-19	Poste 3 18h-01h	Poste 24h-07	Total
Agents-Maîtrise	3	3	3	1	10
Pose et foudroyage	20	20	20	-	60
Chef soutènement	1	1	1	-	3
Machiniste tête	1	1	1	-	3
Machiniste pied	1	1	1	-	3
Chef rabot	1	1	1	-	3
Voie de tête	1	1	1	-	3
Niche tête	1	1	1	-	3
Niche pied	2	2	2	-	6
Entretien	-	-	-	6	6
Total	31	31	31	7	100
Rendement taille : $495\text{t}/100 = 4,95 \text{ h.p}$					



Répartiteur à raclettes dans la voie de base.

Vieux
Travaux



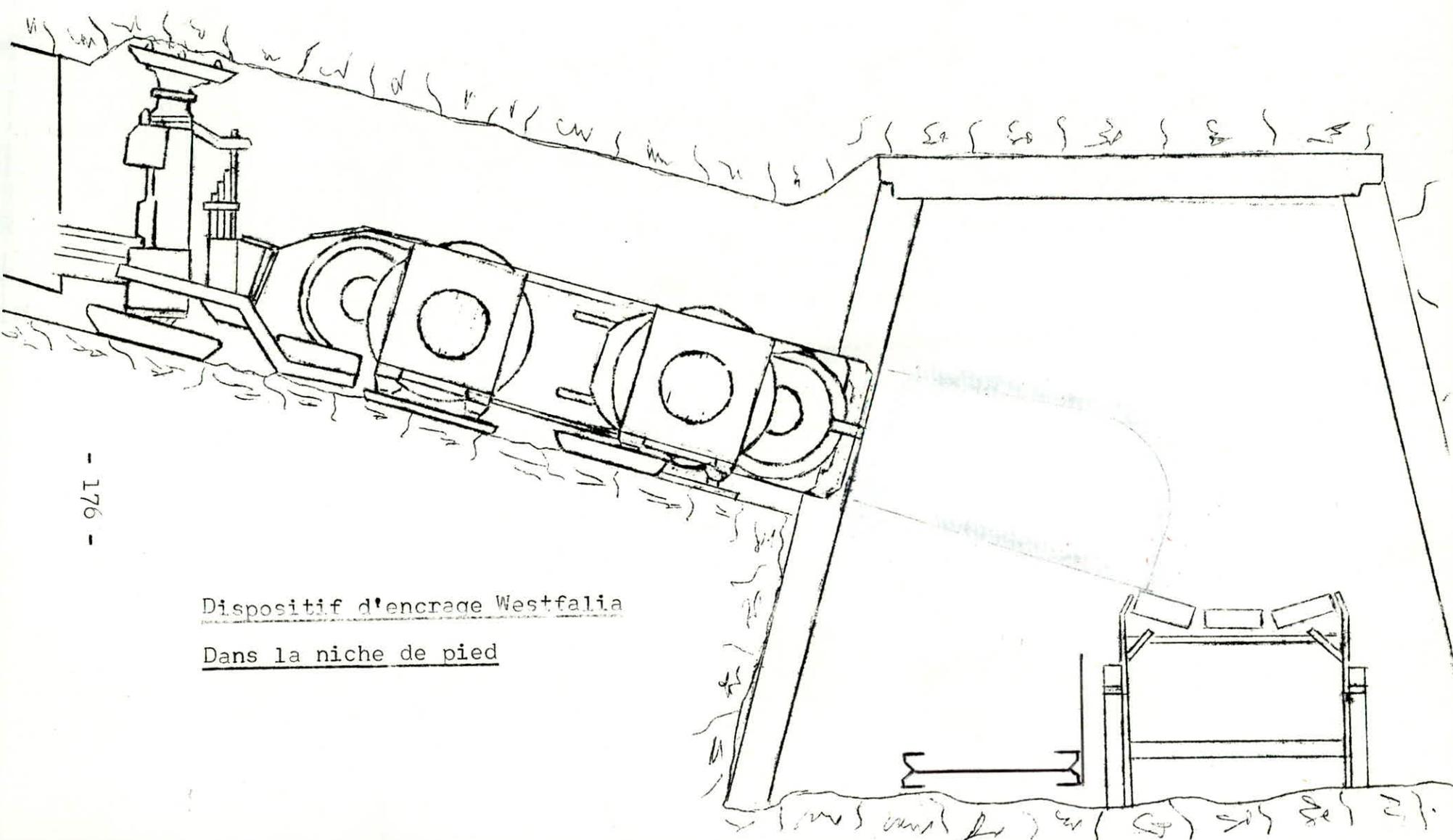
Répartiteur à Raclettes

Déversoir

Moteur

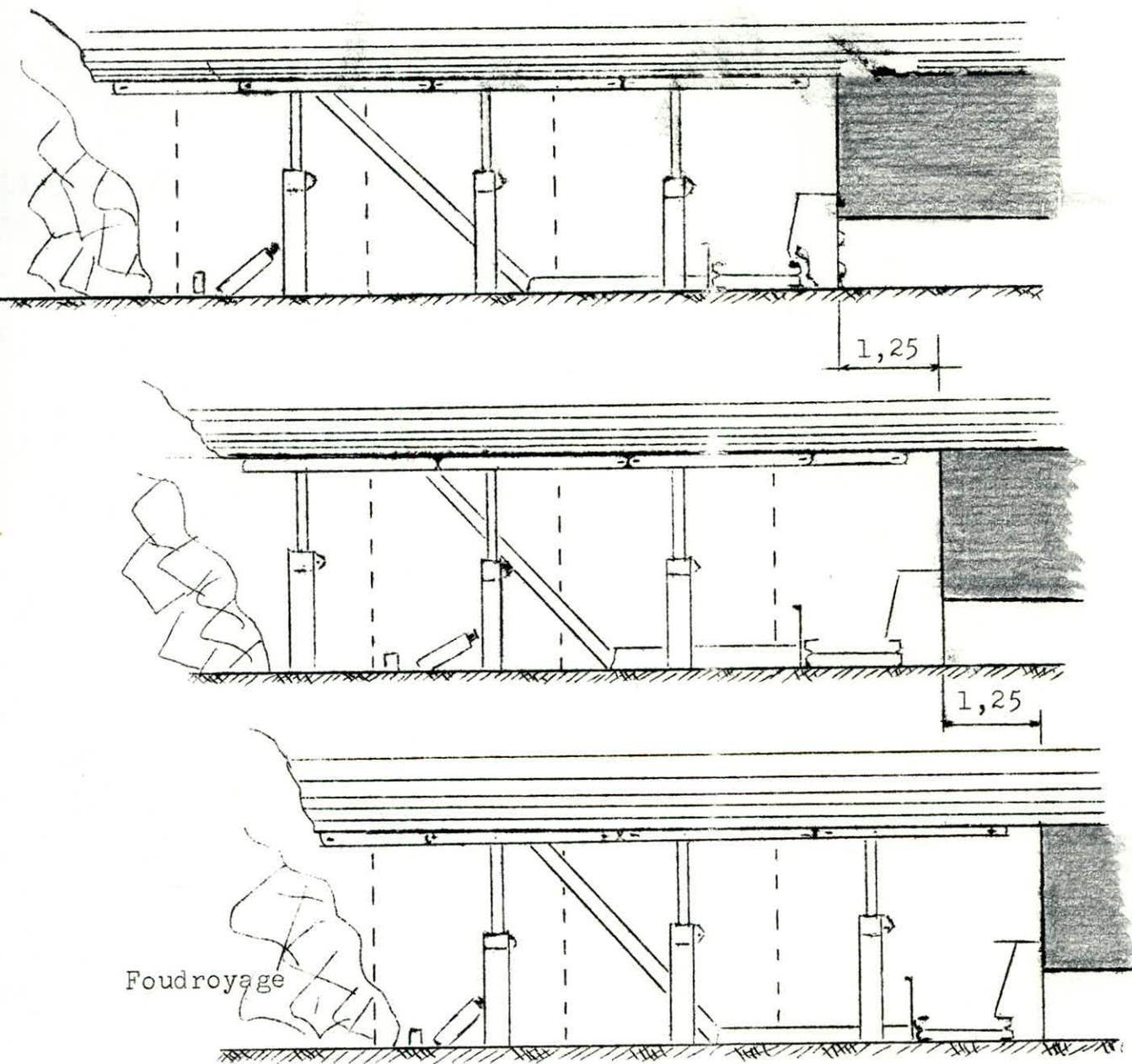
Convoieur à bande de 650 mm

Répartiteur à Raclettes dans la voie de base

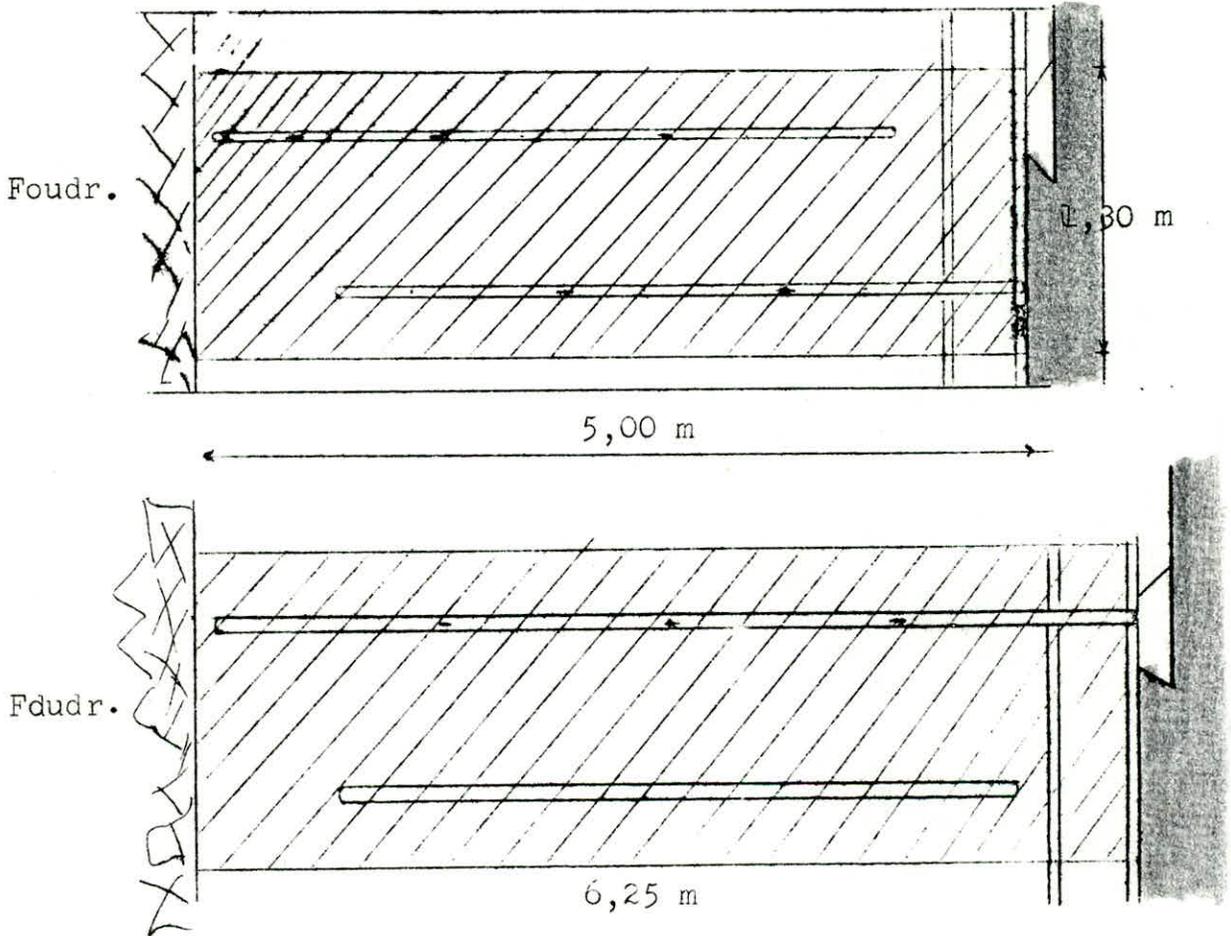


- 176 -

Dispositif d'encrage Westfalia
Dans la niche de pied



Cycle de travail d'un poste



Densité du soutènement

a- $6 / 5 \cdot 1,30 = 0,924 \text{ Et/m}^2$

b- $6 / (5 + 1,25) \cdot 1,30 = 0,74 \text{ Et/m}^2$

EXPLOITATION DE LA VEINE MENNOUNA PAR UNE HAVEUSEA TAMBOUR A BRAS VARIABLEI - Introduction

Nous avons discuté sur ce problème dans le paragraphe " Essai d'une pleine mécanisation dans le bassin de Bechar", et on a constaté que la couche de charbon 1160 pouvait être exploitée par une haveuse à tambour à bras variable, c'est ce que nous envisageons d'étudier dans ce chapitre

II- Point de vue de la méthode

On envisage d'exploiter la veine MENNOUNA en prenant une certaine partie du toit sans pour cela salir le charbon ; la sélectivité se fera par une haveuse à tambour que l'on définira plus loin.

Au cours d'une allée et retour de la haveuse, on aura alors une havée charbon et une stéril, et on aura donc à la desserte générale alternativement du stéril puis du charbon.

Un problème se pose, si à la galerie de base faut-il deux engins de transport ou pas ? nous répondons tout de suite que ce problème est vite écarté si l'on réalise la sélectivité au jour, on aura par suite à la desserte générale et sur le même convoyeur d'extraction alternativement du stéril puis du charbon.

Que se passera-t-il si deux tailles travail -
laient en même temps ? nous ne pouvons répondre tout de
suite puisque l'exploitation à deux taille simultanées n'a
pas encore été envisagée.

Il ne pourrait être fait cas de ce problème si l'on
remblayait l'arrière taille, mais ceci entraînerait un
personnel plus nombreux et ralentirait l'avancement du front
de taille ce qui est contraire à la politique des couches
minces de combler par des grands avancements journaliers la
faible quantité de charbon au m² de couche.

La méthode sera alors :

Front de taille : En deux natures; Stéril au toit et char -
bon au mur .

(Voir en page 164 la description de la
veine)

Longueur de taille: 150 m

Largeur: 3 lignes d'étaçons

Traitement arrière: Foudroyage

Abattage et charge-

ment : Haveuse Tambour à bras variable.

Déblocage: Convoyeur à raclettes

Boisage en taille : Etaçons à frein.

III- Calcul théorique de l'installation de havage

Nous essayerons de calculer la haveuse et son convoyeur en estimant certaines valeurs sans pour cela sortir de l'existence d'une telle machine.

1° Calcul de la haveuse

La machine sera du type Ranging-Drum-Schaerer de la firme Eikhoff .

a- Le tambour haveur

Nous estimons l'existence d'un tambour haveur de 0,60 m de diamètre (pics y compris).

Diamètre du tambour (+ pics)	: 0,60 m
Diamètre de l'estomac extérieur	: 0,32 m
Diamètre de l'estomac intérieur	: 0,30 m
Hauteur de l'Hélice	: 0,06 m
Longueur radiale des pics	: 0,05 m

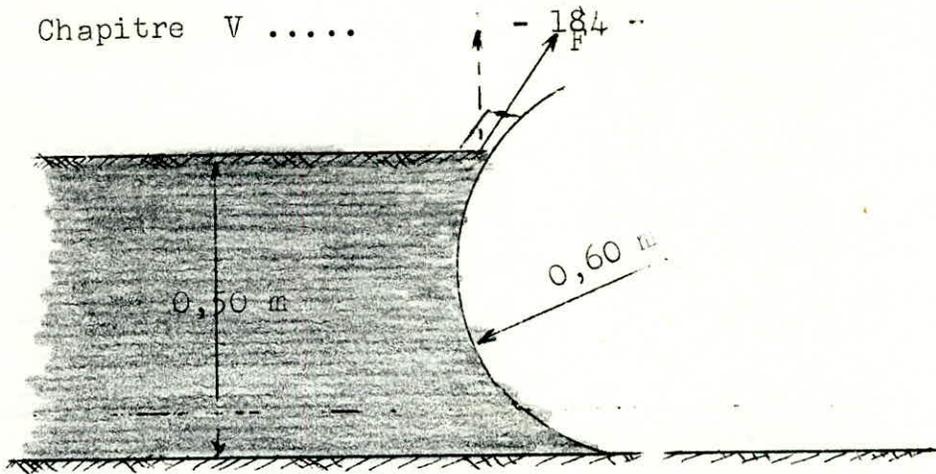
b- Caractéristiques des pics

Pics à gros avec taillant avancé à fixation par broche - ressort.

: Angle de dépouille = angle d'attaque = 50°

: Angle de dégagement = 30°

La largeur des pics est estimée à 2 cm, ce qui fait une surface d'attaque de $2 \text{ cm} \cdot 5 \text{ cm} = 10 \text{ cm}^2$.



c - Caractéristique du charbon

Les essais faits sur échantillons de charbon découverts ont donné une résistance de $27,5 \text{ kg/cm}^2$ à la rupture par compression .

d- Puissance de coupe de la machine

La force de coupe est :

$$F = \sigma \cdot \Omega$$

Considérons le cas d'un pic s'appêtant à mordre le massif :

La force de coupe est portée par la tangente au cercle passant par le milieu de la lame coupante ; soit :

$$F = \frac{\sigma \cdot \Omega}{\cos t}$$

Si S est la surface d'attaque du pic :

$$\Omega = S / \cos 40^\circ = 10 \text{ cm}^2 / 0,766 = 13 \text{ cm}^2$$

$$F = 27,5 \text{ kg/cm}^2 \cdot \frac{13 \text{ cm}^2}{0,745} = 480 \text{ kg}$$

Effet des couteaux : 0,8 d'où

$$F = 480 \text{ kg} \cdot 0,8 = 384 \text{ kg}$$

Vitesse linéaire au point coupant :

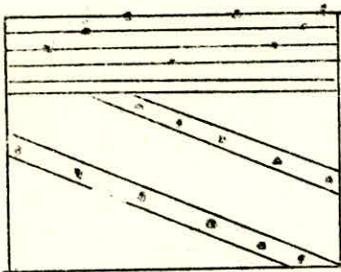
Le tambour tourne à 50 t/mn, soit une vitesse linéaire de:

$$V = \frac{50 \text{ t/mn}}{60} \cdot 2 \cdot 0,275 = 1,44 \text{ m/s}$$

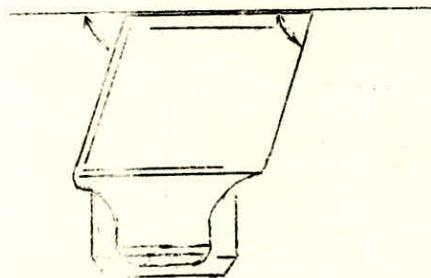
La surface latérale d'attaque du tambour haveur est vue sous un angle au centre de : $180^\circ - 49^\circ = 131^\circ$

D'après le schéma du tambour haveur que nous présentons ci-dessous, il n'y aura que 5 pics susceptibles de travailler ensemble.

Développement du Tambour
19 pics



Pic à gros taillant



La puissance de coupe est donc de :

$$P = \frac{384 \text{ kg} \cdot 1,44 \text{ m/s} \cdot 5 \text{ pics}}{102 \cdot 0,75} = 27,2 \text{ Kw}$$

e - Puissance de coupe en cisaillement et de chargement

On admet que l'hélice travaille en vis en serrage .

Surface cisailée :

$$131^\circ \cdot 0,3 \text{ m} \cdot 0,69 \text{ m} / 180^\circ = 0,41 \text{ m}^2$$

Résistance au cisaillement du charbon : nous l'admettons égale au 1/10 de la valeur de celle de la compression/

$$\sigma = 2,76 \text{ kg/cm}^2$$

La force de rupture est alors de :

$$F_s = 2,76 \text{ Kg/cm}^2 \cdot 10^4 \text{ kg} \cdot 0,411 \text{ m}^2 = 1,134 \cdot 10^4 \text{ kg}$$

Le couple qu'il faut donner au tambour est de :

$$C = F_s \text{ tg} (\alpha + \varphi) R_m$$

$\text{tg} \alpha = 0,292$ angle d'élevation de l'hélice

$\text{tg} \varphi = 0,400$ frottement entre charbon et tambour

$$\text{tg} (\alpha + \varphi) = \frac{\text{tg} \varphi + \text{tg} \alpha}{1 - \text{tg} \alpha \text{tg} \varphi} = \frac{0,400 + 0,292}{1 - 0,1162} = 0,785$$

Rayon moyen :

$$R_m = \frac{0,60 + 0,35}{4} = 0,2375 \text{ m}$$

$$\text{d'où } C = 1,134 \cdot 0,785 \cdot 0,2375 \cdot 10^4 = 0,209 \cdot 10^4 \text{ kgm}$$

La puissance au cisaillement est alors :

$$P_{cr} = C \omega = \frac{0,209 \cdot 10^4 \cdot 50 \text{ tr/mn} \cdot 2}{102 \cdot 60''} = 107,5 \text{ Kw}$$

Nous remarquons que l'effort au cisaillement absorbe un peu trop d'énergie qu'il ne le fait réellement . Au juste le tambour haveur ne travaille pas **en cisaillement sur toute sa surface latérale** mais rien que sur une faible partie, car lors du travail par compression le résistivité du

charbon au cisaillement se trouve réduite.

Nous estimons alors que seule la moitié de la puissance trouvée est nécessaire au cisaillement et au chargement effectif du charbon, d'où la puissance est de :

$$N = 107,5 \text{ Kw} / 2 = \dots 54 \text{ Kw}$$

Puissance nécessaire à l'entraînement du tambour :

On estime que le tambour est un cylindre de diamètre : 0,35 m extérieur et 0,30 m intérieur, sur lequel toute la masse est répartie régulièrement .

La puissance d'entraînement s'exprime par :

$$Pr = J w^3$$

J : moment d'inertie du tambour

w : vitesse de rotation .

$$J = \gamma \pi (Re^4 - Ri^4) / 2$$

γ : poids spécifique dutambour = 7,6 t/m³

$$w = 2 \pi \cdot 50 \text{ t/mn} / 60'' = 1,666 \pi .$$

$$Pr = \frac{.7,6 \text{ t/m}^3 \cdot (0,35 - 0,30 \cdot 1,666 \pi)}{2 \cdot 10^2} = 23,1 \text{ Kw}$$

Puissance nécessaire pour la traction de la machine

$$F_t = P (f \cos \alpha + \sin \alpha)$$

$f = 0,55$; frottement de la machine sur son convoyeur

$$\alpha = 12^\circ ; \cos 12^\circ = 0,978 ; \sin 12^\circ = 0,204$$

Le poids de la machine est de 6,5 tonnes

$$F = 6,5 (0,55 \cdot 0,978 + 0,204) = 4,85 \text{ tonnes}$$

La vitesse de déplacement de la haveuse est 2m/mn

la puissance du treuil de la machine :

$$P_t = \frac{4\,850 \text{ kg} \cdot 2 \text{ m/mn}}{102 \cdot 60''} = 1,585 \text{ Kw}$$

Puissance totale de la Haveuse

$$27,2 + 54 + 23,1 + 1,585 = 105,885 \text{ Kw}$$

en comptant un rendement de 0,85 nous aurons une puissance

$$\text{de :} \quad N = 105,885 / 0,85 = \dots 130 \text{ Kw}$$

2°- Calcul du convoyeur lié à la haveuse

La vitesse commerciale de la haveuse est estimée à 90% de sa valeur réelle, soit :

$$2 \cdot 0,90 = 1,80 \text{ m/mn}$$

La profondeur de la havée est 0,60 m .

Le débit est de :

$$h \cdot \frac{1,80 \text{ m/mn}}{60''} \cdot 0,60 \text{ m} = 1,8 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$$

où h désigne la hauteur de la havée et dépend du sens de havage : elle est de 0,50 m pour le charbon et de 0,60 m pour le stéril.

- Vitesse du convoyeur en taille

a - Cas du charbon (convoyeur et haveuse de même sens

Le débit de la haveuse est alors :

$$1,8 \cdot 10^{-2} \cdot 0,5 = 0,9 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$$

Section foisonnée du charbon abattu :

$$0,6 \text{ m} \cdot 0,5 \text{ m} \cdot 1,3 = 0,39 \text{ m}^2$$

la section du tas maximum du PF 1 est de 540 cm^2 , le rapport de déblocage K est de :

$$\frac{S_c}{S_h} = \frac{540 \text{ cm}^2}{3900 \text{ cm}^2} = 0,186$$

ce qui correspond à un rapport de vitesse de :

$$\frac{S_c}{S_h} = \frac{V_m}{V_c - V_h} \text{ d'où } V_c = 0,191 \text{ m/s}$$

b - Cas du stéril (convoyeur et haveuse de sens contraire)

Puisque l'on connaît les vitesses on peut en déduire la section du stéril abattu .

Le débit de la haveuse en passe stéril est de :

$$0,60 \text{ m} \cdot 1,80 \cdot 10^{-2} = 1,08 \cdot 10^{-2} \text{ m}^3/\text{s}$$

Section foisonnée du stéril abattu :

$$0,60 \text{ m} \cdot 0,60 \text{ m} \cdot 1,80 = 0,648 \text{ m}^2$$

nous avons l'égalité suivante :

$$\frac{S_c}{S_h} = \frac{V_h}{V_c + V_h}$$

de la quelle nous en déduisons :

$$S_c = 880 \text{ cm}^2$$

La haveuse montée à cheval sur le convoyeur à raclettes ne peut permettre un tel espace libre vu l'ouverture réduite de la taille et l'encombrement de la machine; d'où la nécessité d'augmenter la vitesse du blindé.

Soit par exemple une vitesse pratique de 0,40 m/s , il vient

en montant : passe au stéril

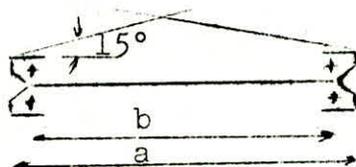
$$S_c = 6\,500 \cdot \frac{3 \cdot 10^{-2}}{0,4 + 0,03} = 454 \text{ cm}^2$$

en descendant : passe charbon

$$S_c = 3\,900 \cdot \frac{3 \cdot 10^{-2}}{0,4 - 0,03} = 316 \text{ cm}^2$$

De ce que nous venons de voir nous concluons que le PF 1 est largement suffisant, nous aurons un convoyeur d'infrastructure suivante :

a	b	h	S	Poids	Chaine
500	622	180	10/12	160/170	18x64



Puissance installée du convoyeur

Le débit sur convoyeur est maximum lors de la passe montante :

$$Q_c = \frac{V_c \cdot S_c \cdot 2,7 \cdot 10^3 \text{ kg/m}^3}{1,8} \text{ en kg/s}$$

$$Q_c = 27 \text{ Kg/s}$$

Ce débit peut être sur toute la longueur du blindé d'où le poids linéaire sur le convoyeur :

$$\varnothing_m = 27 \text{ Kg/s} / 0,4 \text{ m/s} = 67,5 \text{ Kg/m}$$

Effort sur brin tendu :

$$F_t = (\varnothing_{ch} f_{ch} + \varnothing_m f_m) \text{ Cos} \varphi - (\varnothing_{ch} + \varnothing_m) \text{ Sin} \varphi L$$

\varnothing_{ch} : poids linéaire de la chaîne 18,5 Kg

f_{ch} : frottement de la chaîne sur la toile = 0,55

\varnothing_m : poids linéaire du matériel abattu sur convoyeur =

f_m : frottement du matériel sur la toile = 0,6

φ : 12° pendage du chantier

$\cos 12^\circ = 0,978$; $\sin 12^\circ = 0,210$

Effort sur brin mou

$$F_m = (f_{ch} \cos \varphi + \sin \varphi) \varnothing_m L$$

L'application numérique donnerait un effort total de :

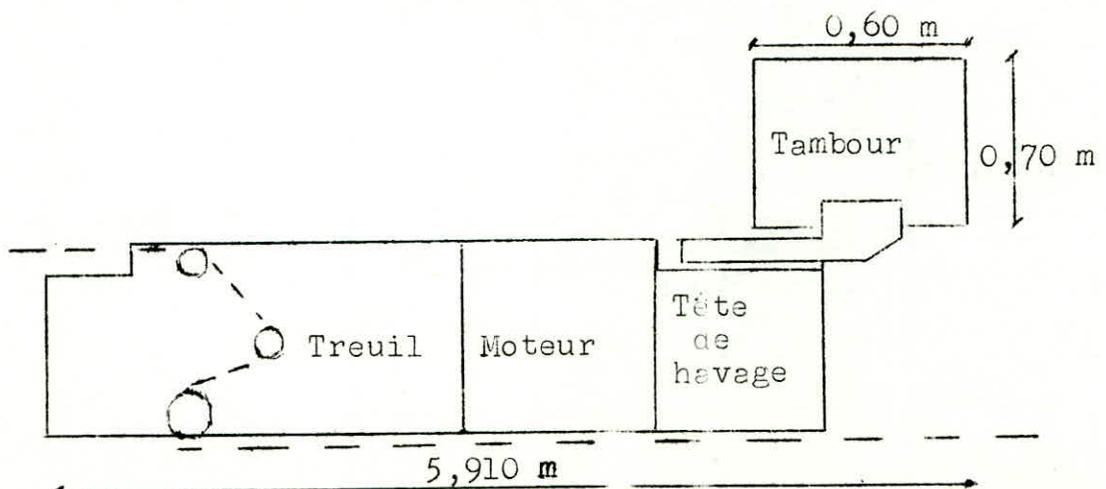
$$F_T = F_t + F_m = 4\,800 + 2\,045 = 6\,845 \text{ kg}$$

la puissance du convoyeur est alors de :

$$N = \frac{6\,845 \text{ Kg} \cdot 0,40 \text{ m/s}}{102 \cdot 0,75} = 35,6 \dots 36 \text{ Kw}$$

IV- Indices techniques de la méthode d'exploitation

1°- Encombrement de la machine



De la longueur de la haveuse, on prévoiera des niches de :
9 m de front pour celle de tête et 4,5 m de front pour
celle de pied ; la haveuse travaillera alors le corps
vers le haut de la taille.

2° - Durée d'un cycle de havage

la vitesse commerciale de la haveuse est de 1,80
m/s, soit alors la durée d'un aller :

$$\frac{150 - (9 + 4,5)}{1,8} = 76,0 \text{ mn}$$

On estime une perte de temps de 4 mn pour le redé-
marage de la machine en sens inverse :

soit la durée d'un aller : $76 + 4 = 80 \text{ mn}$

La machine mettra alors pour aller et revenir au
pied de taille, un temps de :

$$80 + 76 = 156 \text{ mn}$$

Pertes de temps au ribage au pied de taille : 20 mn
(chiffre emprunté au bassin de St.Fontaine) soit au total
pour un cycle en entier :

$$156 + 20 = 176 \text{ mn}$$

En un poste de 8 heures on pourrait faire 2 cycles
soient 2 extractions au charbon, il serait réservé à cet
effet un temps de : $2 \cdot 176 = 352 \text{ mn}$

Le tambour haveuse à une longueur de 0,70 m et l'avancement

par poste est selon la profondeur de havée : soit de 0,60 m soit de 0,70 m, nous garderons pour la suite de notre calcul la valeur minimum de 0,60 m.

Etant donnée la durée d'un cycle, nous aurons obligatoirement des postes de 8 heures.

L'exploitation et l'abattage se fera en 3 postes de 8 heures, l'entretien des machines et du chantier se fera dans un 4ème poste spécialisé au matin et réservé uniquement à cet effet.

Le chantier aura les caractéristiques suivantes :

Longueur de taille	:	150 m
Ouverture de taille	:	1,10 m (50cm de charbon)
Arrière taille	:	foudroyée
Vitesse de havage	:	1,80 m/mn
Nombre de cycle par poste	:	2
Nombre de postes par jour	:	3 + 1 entretien.

L'avancement journalier :

$$2 \text{ cycles} \cdot 0,60 \text{ m} \cdot 3 \text{ p/j} = 3,60 \text{ m/j}$$

Le tonnage de charbon abattu:

$$136,5 \text{ m} \cdot 0,50 \text{ m} \cdot 3,60 \text{ m/j} \cdot 1,35 \text{ t/m}^3 = 336 \text{ T}$$

Le tonnage de stéril abattu et extrait :

$$136,5 \text{ m} \cdot 0,60 \text{ m} \cdot 3,60 \text{ m/j} \cdot 2,70 \text{ t/m}^3 = 7795 \text{ T}$$

Le personnel en taille se réparti comme suit :

Personnel	Poste 1 6 - 14h	Poste 2 13-21h	Poste 3 20-04h	Poste 4 3 - 7h	Total
Chef de taille	1	1	1	1	4
Haveur	1	1	1	-	3
Aide haveur	1	1	1	-	3
Boiseurs	5	5	5	-	15
Niche de tête	2	2	2	-	6
Niche de pied	2	2	2	-	6
Tête motrice	1	1	1	-	3
Station retour	1	1	1	-	3
Entretien	-	-	-	5	5
Total	14	14	14	6	48

Personnel journalier : 48 hommes

Production journalière : 336 Tonnes

Rendement taille : $336 \text{ T} / 48 \text{ h.p} = 7 \text{ t/h.p}$

V - Equipement de la taille

a- Soutènement

La largeur de la taille est déterminée par 3 lignes d'étauçons.

La distance entre 2 cadres immédiat 0,65 m

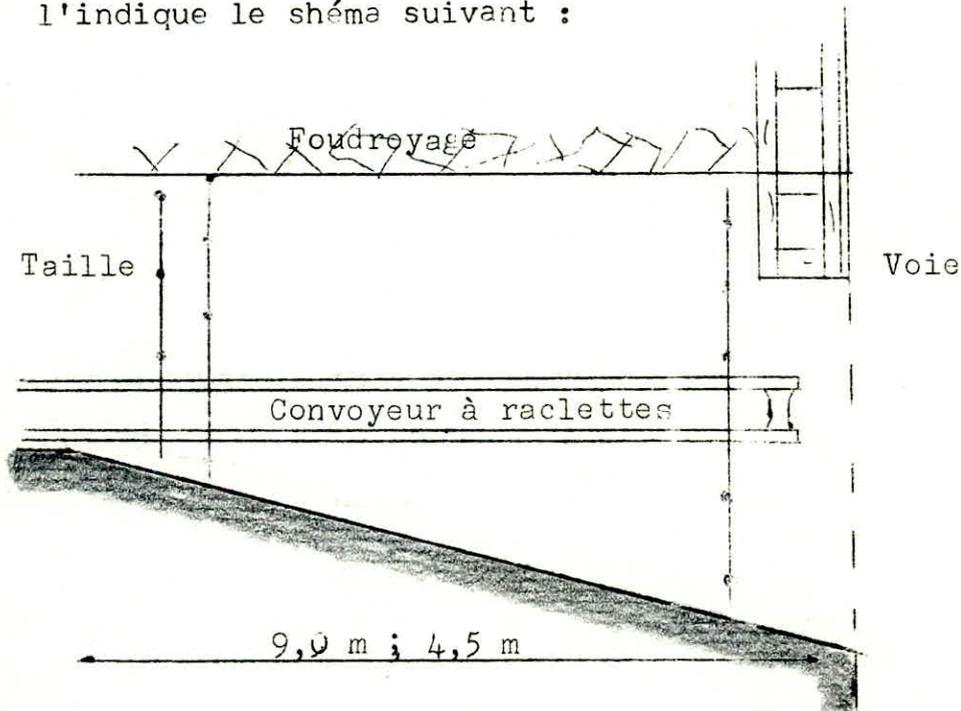
le nombre d'étauçons en taille est de

$$\frac{136,5}{0,65} \cdot (3 + 1 \text{ ligne de réserve}) = 840 \text{ Et}$$

Les **chapeaux** auront une longueur de 1,20 m et sront au même nombre que les étançons.

Soutènement dans les niches

Les niches auront la géométrie triangulaire comme l'indique le schéma suivant :



Le nombre d'étançons dans les 2 niches est de

46 Et dans la niche de tête + 23 dans la niche de pied
Soient $46 + 23 = 89$ Et

Le soutènement globale dans toute la taille est de :

$$840 + 89 = 929 \text{ Et}$$

b - Poussoires pneumatiques

Il sera considéré des poussoires pneumatiques du type 4.R.Z 750 d'une poussée de 2 t placés tous les 6 m, soit un nombre de poussoires de :

$$\frac{136,5}{6} = \dots 23$$

On considérera un autre poussoire dans la niche de pied pour le halage de la machine d'abattage.

Soient : $23 + 1 = 24$ poussoires pneumatiques

c- Marteaux piqueurs

Il sera considéré 1 marteau par groupe d'hommes et 2 par niche : soient un total de :

$$5 + 4 = 9 \text{ marteaux piqueurs}$$

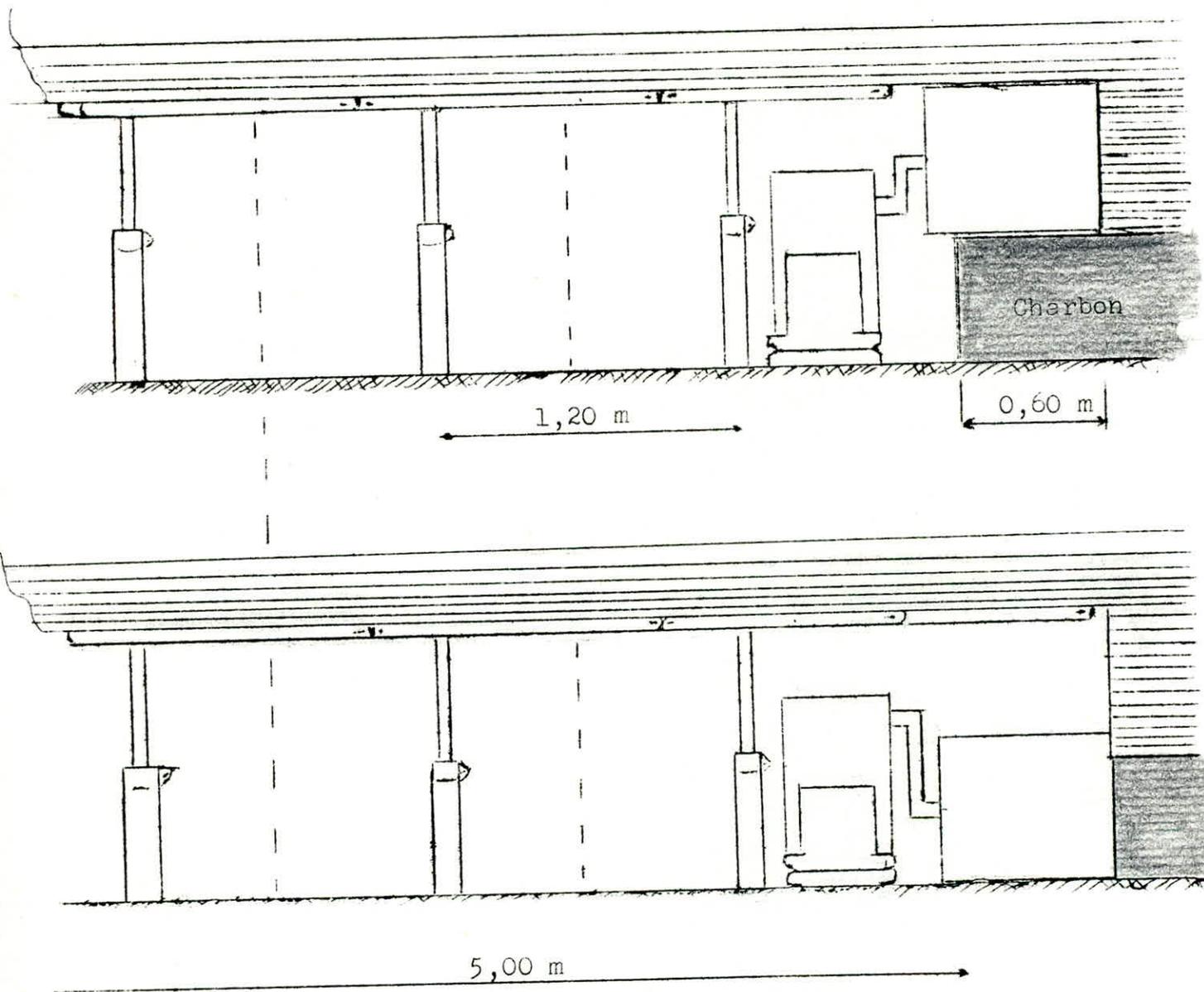
d- Matériel d'abattage et de chargement

Haveuse à tambour Eikhoff WL 130 Kw du type Rang-
ing-Drum-Schaerer.

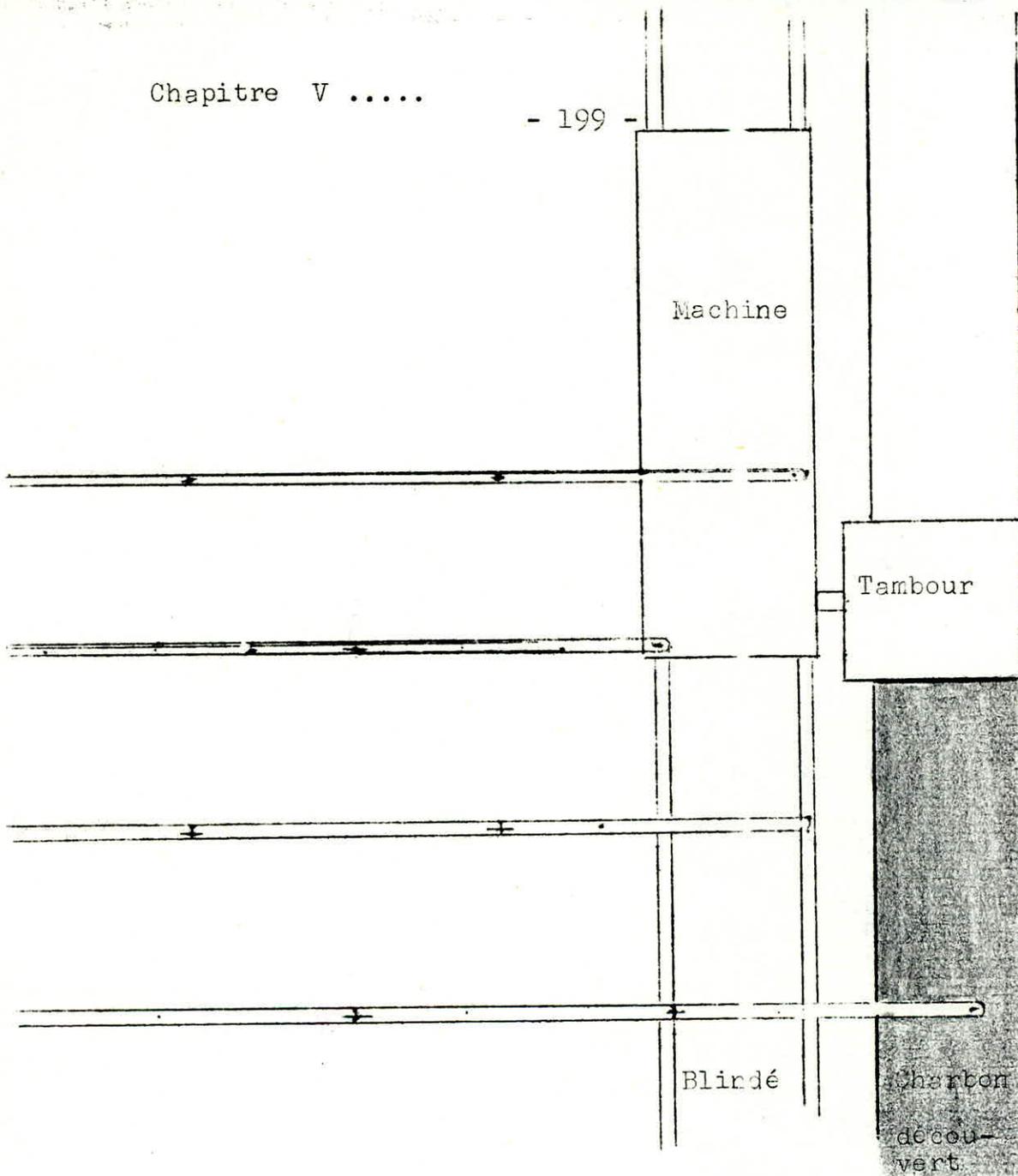
Déblocage par blindé PF 1 de 40 Kw.

(pour renseignements complémentaires voir tableau dans la partie économique)

---oooOooo---



Organisation du travail au cours d'un poste
Mise en porte à faux immédiatement après le
passage de la haveuse.



Vue en plan de la taille .

Mise en porte à faux immédiatement après passage de la haveuse.

CHAPITRE VI

PARTIE ECONOMIQUE

DETERMINATION DES RENTABILITES.

TABLEAU COMPARATIF.

I - Introduction

Dans tout ce qui suivra, l'étude comparative ne se fera qu'au niveau de la taille. La taille étalon sera pour nous celle de DIDI, pour ce faire tous les chantiers supposent garder la même morphologie de découpage et la même infrastructure du matériel en tout leur points autres que la taille. Il entrera en ligne de compte toutes modifications qui surviendront en conséquences d'une ou tel autre méthode.

Pour pouvoir comparer des méthodes d'exploitation entre elles, il est nécessaire d'affecter d'un même prix un matériel se répétant dans ces dites méthodes. Pour cela nous allons procéder à déterminer des prix standards à certains facteurs de production.

1° Prix standard sur la main d'œuvre.

Le personnel attaché à la taille dans le siège DIDI est au nombre de 70 hommes par jour dont 7 agents de maîtrise.

Salaire mensuel ouvrier : 495 DA

Salaire mensuel agent de maîtrise : 1 414 DA

avec 25 jours ouvrables dans le mois :

Le salaire moyen est de :

$$\frac{63 \cdot 495 + 7 \cdot 1\,414,04}{25 \cdot 70} = 23,26 \text{ DA/p}$$

A ce salaire il nous faut ajouter 30% de charges géné-

rales ; soit alors un salaire ouvrier par poste :

$$23,26 \text{ DA/p} \cdot 1,30 = 30 \text{ DA/p}$$

2° Prix standard sur le bois

La consommation du bois à DILI est selon ce tableau.

Désignation	Longueur m	Diamètre mm	Prix unitaire DA/m
Poteaux	2,00	200	4,3662
"	2,20	"	4,0452
"	2,50	"	5,1614
"	3,00	"	6,6628
"	3,50	"	5,9106
"	4,00	"	4,8637
"	4,50	"	4,7952

Prix unitaire moyen :

$$P = \sum \frac{P_i}{7} = 5,515 \text{ DA/m}$$

$$\text{ou encore le prix du m}^3 = \quad = 16,50 \text{ DA/m}^3$$

3° - Prix standard sur l'énergie électrique

Le prix du Kwh acheté par les H.S.O à la Sonnel-Gaz est de 0,20 DA et **lesera ainsi pour toutes les méthodes.**

4° - Equivalence entre le m³ d'air comprimé et le Kwh

Dans le cas de DIDI, on a 20 marteaux piqueurs marchant en plein poste, un marteau et une perforatrice dans les voies liées à la taille ne marchant que quelques heures sinon quelques fois les marteaux ne sont point utilisés. Nous considérons alors pour cela que la consommation d'air comprimé ne se fait que par les 20 marteaux en taille et tenant compte des temps de perte et d'arrêts, nous estimons qu'elle se fait en 7 heures pleines.

Soit alors la consommation d'air comprimé exprimée par :

$$V = \alpha K \sum q_i n_i$$

q_i : Consommation par marteau = 2,1 m³/mn

n_i : Le nombre de marteaux

α, K : Des coefficients tenant compte des fuites et la marche

α : 1,05 - 1,15

K : 0,75 - 0,85 pour 20 marteaux

$$V = 1,10 \cdot 0,80 \cdot 20 \cdot 2,1 = 37 \text{ m}^3/\text{mn}$$

Le compresseur installé à DIDI a une puissance de 360 Cv ou 265 Kw marchant pendant 8 h/p, soit une énergie consommée de :

$$265 \cdot 8 = 2120 \text{ Kwh}$$

On a donc l'équivalence entre Kwh et m³/h :

$$\frac{37 \text{ m}^3/\text{mn} \cdot 7 \text{ h} \cdot 60'}{2 \ 120 \text{ Kwh}} = 7,35 \text{ m}^3/\text{Kwh}$$

A titre de comparaison, pour une installation à la Houve, on a le prix unitaire du Kwh égal à 0,0515 F, le prix du m³ d'air comprimé égal à 0,0075 F.

Nous en déduisons l'équivalence :

$$\frac{0,0515}{0,0075} = 6,87 \text{ m}^3/\text{Kwh}$$

Nous adopterons dans tout ce qui suivra pour notre étude la valeur de :

$$7,35 \text{ m}^3 = 1 \text{ Kwh}$$

Méthode de Calcul

Définition du taux de rentabilité :

Lorsque la direction achète un équipement de taille, de prix égal à D, celui-ci étant utilisé avec une vitesse d'avancement donnée, procure une économie E au bout d'une année.

Le taux de rentabilité est défini comme étant la valeur que devrait **avoir** le taux du marché pour que le placement soit neutre, c'est-à-dire que les dépenses actuelles équilibrent les économie futures.

Si n est la durée des années de l'équipement, on versera chaque année D . 1/n comme amortissement

et $D \cdot i$ comme intérêt.

Les dépenses et économies s'équilibrent pour un taux d'intérêt tel que :

$$D \left(\frac{1}{n} + i \right) = E$$

Soit i_0 le taux du marché. L'investissement rapporte chaque année :

$$R = E - D \left(\frac{1}{n} + i_0 \right) = D (i - i_0)$$

D'autre part :

$$R = (PA - P) T$$

PA : Prix de revient de l'ancienne méthode

P : Prix de revient de la nouvelle méthode

T : Tonnage de la nouvelle méthode

(PA et P sont calculés en tenant compte des charges d'intérêt courant et de l'amortissement).

$$D (i - i_0) = (PA - P) T$$

d'où i :

$$i = i_0 + \frac{(PA - P) T}{D}$$

Pour notre étude de comparaison, on ne peut associer les méthodes dites de 2, 3, 4, 5, et de 6 allées appliquées au siège I de la Houve, à celle de **DIDI** et ce pour la simple raison que le **pui sans ardes couches** est différente. Il est évident que pour un même avancement les méthodes de la Houve s'avèreront plus rentables que celle de **DIDI** puisque Dans cette dernière le tonnage en charbon est plus faible.

L'étude de comparaison se fera comme suit :

Une comparaison entre les différentes méthodes appliquées dans le siège de la Houve avec comme Taille Etalon la méthode ancienne.

Une application directe entre les méthodes de :

Taille école en Allemagne de l'Ouest

Exploitation à MENNOUNA 2 par Rabet-sans-recul

Exploitation à MENNOUNA 2 par Haveuse Eikhoff **WL**.

avec comme Taille Etalon celle de **DIDI**.

---oooOooo---

PRIX DE REVIENT DE LA TONNE DE CHARBON

AU SIEGE DIDI

Production par poste et par jour : 97,250 Tonnes
 300 jours ouvrables dans l'année .
 Production annuelle . 29 875 Tonnes

1° - Prix de revient de la tonne sur la main d'oeuvre

Nombre d'ouvriers présents en taille par jour : 70

Salaires par poste : 30 DA

Prix de revient de la tonne de charbon

$$\frac{30 \text{ DA} \cdot 70 \text{ h}}{97,250 \text{ T}} = 21,60 \text{ DA/T}$$

2° - Bien de consommation

1°- Bois: Le boisage en taille se compose d'étauçons de 120 mm de \emptyset ; la consommation en mètre linéaire est de 2 594 m/mois à 1,6299 DA le mètre. Les chapeaux sont des perches fondues dont la consommation mensuelle est de 3 080,00 m à 1,1046 DA le mètre .

Les frais sur la consommation du bois est alors d
 de :

$$2\ 594,50 \cdot 1,6299 + 3\ 080 \cdot 1,1046 = 7\ 628,75 \text{ DA}$$

soit un coût à la tonne :(25 jours ouvrables par mois) :

$$7\ 628,75 / 25 \cdot 97,25 = 3,14 \text{ DA/T}$$

2° - Energie : Elle ne concerne que la consommation d'air comprimé des marteaux piqueurs travaillant pendant 7 h la journée en plein rendement :

Pour le premier poste : 20

" 2 ème " ;

d'où 25 marteaux travaillant au total, soit alors une consommation en air comprimé :

$$25 \cdot 7 \cdot 2,1 \text{ m}^3/\text{mn} \cdot 60' = 22\ 050 \text{ m}^3/\text{j}$$

On avait défini que 7,35 m³ d'air comprimé équivalaient une consommation d'énergie de 1 Kwh, d'où l'on a un wattage de :

$$22\ 050 / 7,35 = 3\ 000 \text{ Kwh/j}$$

à 0,20 DA le Kwh, le prix de revient sur l'énergie est alors de :

$$3\ 000 \text{ Kwh/j} \cdot 0,20 \text{ DA/Kwh} / 97,25 \text{ T/j} = 6,6 \text{ DA/j}$$

Total Biens de consommation:

Bois : 3,14 DA/T

Energie : 6,60 DA/T

TOTAL : 9,74 DA/T

C - Biens d'équipement

1° - Marteaux piqueurs

20 + 10 en réserve à 1 250 D l'un

Durée de vie : 5 ans

Intérêt du marché : 6%

Les réparations sont estimées à 50 DA par an et par marteau.

Immobilisation : $30 \cdot 1\ 250 = 37\ 500$ DA
 Amortissement : $37\ 500 : 5 = 7\ 500$ DA/an
 Intérêts : $37\ 500 \cdot 6\% = 2\ 250$ DA/an
 Réparations : $30 \cdot 50 = 1\ 500$ DA/an

TOTAL des frais sur marteaux = 11 850 DA/an

Prix de revient sur marteaux piqueurs :

$$\frac{11\ 850\ \text{DA/an}}{29\ 875\ \text{T/an}} = 0,396\ \text{DA/T}$$

2°- Tuyauterie d'air comprimé

1 + 1 tuyau de réserve de 80 m de long à 7 DA/m

Immobilisation : $2 \cdot 180 \cdot 7 = 2\ 520$ DA
 Amortissement : durée de vie 5 ans $2\ 520 : 5 = 504,00$ DA/an
 Intérêts : $2\ 520 \cdot 6\% = 151,2$ DA/an
 TOTAL des frais sur la tuyauterie = 651,2 DA/an

Prix de revient :

$$\frac{651,2\ \text{DA/an}}{29\ 875\ \text{T/an}} = 0,0218\ \text{DA/T}$$

Prix de revient total sur les biens d'équipement :

$$0,396 + 0,0218 = 0,4178\ \text{DA/T}$$

Le prix de revient de la tonne de charbon au siège DIDI se résume comme suit :

Main d'œuvre : 21,6000 DA,
Biens de consommation : 9,7400 DA/T
Biens d'équipement : 0,4178 DA/T

TOTAL prix de revient: 31,7578 DA/T

Il nous faut tenir compte de 20% supplémentaires pour autres frais divers de la taille :

Soit alors un prix de revient globale de :

$31,7578 \cdot 1,20 = 37,20 \text{ DA/T}$

---oooOooo---

Les tableaux qui suivent représentent le calcul économique des méthodes d'exploitation correspondantes, établis suivant le même calcul de base que celui de DIDI.

Méthode ancienne

Production : 411 T/j 123 000 T/an

Puissance de la couche : 1,00 m

DESIGNATION	Unité	Nbr d'Unité	Consmt par unité	Temps de marche h/j	Consommation
Main d'œuvre	H	129	-	-	129
Biens de consommation					
Bois	l/t	8,75	-	-	8,75
Energie Descendeur DEMAG	Kwh	1	32	2x4	256
Haveuses ANDERSONNS	Kwh	2	37	2	148
Perforateurs	Kwh	2	1,5	2	6
Air comprimé	Kwh	-	-	2	98
TOTAL		-	-		-
Explosif	g/t	100	-	-	100
Divers		-	-	-	-
TOTAL consommations		-	-	-	-
Biens d'équipement					
Etauçons		100	-	-	1400
Descendeur DEMAG		1	-	-	1
Haveuses ANDERSONNS		2	-	-	2
Perforateurs		2	-	-	2
Coffrets Descd. et Hav.		3	-	-	3
Coffrets Perfo.		2	-	-	2
TOTAL coffrets		-	-	-	-
Cables Haveuse	m	2	150	-	300
Cable Descendeur	m	1	50	-	50
TOTAL		-	-	-	350
Cables Perfo.	m	2	150	-	300
TOTAL		-	-	-	-
Haveuse HARDIAX		1	-	-	1
Transformateurs.		2	-	-	2
TOTAL équipement					-
PRIX DE REVIENT TOTAL	DA/t				-

Réser ves	Con- soma tion Totl	Prix Uni- taire DA	Immobi lisa tion DA	Inté- rêts DA	Du- rée de Vie	Amor- tisse ments DA/ an	Répa rat- ions Da/ Un les	Répa rat- ions tota les	Pert es %/an	TOTAL GENE RAL DA	PRIX de REVIENT DA/T
-	129	30	3870	-	-	-	-	-	-	3870	<u>9,4000</u>
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1420
-	8,75	16,3	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	256	0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-1/3	100	0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	98	0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	460	0,20	-	-	-	-	-	-	-	92	0,2230
-	100	4,00	-	-	-	-	-	-	-	-	0,4000
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	0,1500
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	<u>0,9150</u>
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
150	1550	150	233000	14000	3	17600	5	7000	21,4	143600	1,1675
-	1	60000	60000	3600	-	-	9000	9000	-	-	0,4250
-	2	47000	94000	5640	8	11700	500	500	-	22340	0,1830
1	3	1875	5625	337,5	3	1875	60	180	-	2392,50	0,0940
-	3	6450	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	2	3750	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	28050	1683	10	2805	-	-	-	4488	0,0364
-	1	55,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	55,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	55,5	-	-	-	-	-	-	-	-	-
1	3	10,0	-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	32220	1933	3	10740	-	530	-	13203	0,1075
-	1	3900	3900	234	5	780	-	220	-	1234	0,0100
-	2	37800	75600	4548	15	5050	-	40	-	9638	0,0780
-	-	-	527495	-	-	-	-	-	-	-	<u>2,0271</u>
20%	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	14,8000

NB. Le descendeur DEMAG est amorti sur 200 000 Tonnes.

L'air comprimé est de 6 m3/mn.

Méthode des 3 allées

Longueur de taille : 170 m
 Puissance de la veine : 0,975 m
 Production /j ; /an : 588 T ; 176 400 T

DESIGNATION	Unité	Nbr d'U	Con- soma tion par U sans	Tem ps de mar che h/j	Con- soma tion effe ctiv	Rése rves	Con- soma tion tota le.
<u>Main d'œuvre</u>	H	122	-	-	122	-	122
<u>Biens de consommation</u>	-	-	-	-	-	-	-
Bois	l/t	0,55	-	-	0,55	-	0,55
Energie Beien Universel	Kwh	2	32	1	1024	-1/2	512
Haveuses Anders	Kwh	2	37	4	296	-1/3	197
Perforatrices	Kwh	2	1,5	3	9	-	9
Haveuse Stos	Kwh	1	-	-	14	-	14
TOTAL Energie	Kwh	-	-	-	-	-	733
Explosif	g/t	-	-	-	84,7	-	84,7
TOTAL consommation	-	-	-	-	-	-	-
<u>Biens d'équipement</u>	-	-	-	-	-	-	-
Etauçons	-	1000	-	-	1000	100	1100
Chapeaux	-	1200	-	-	1200	120	1320
Descendeurs	-	1	-	-	1	-	1
Haveuses Anders.	-	2	-	-	2	-	2
Haveuse Stos	-	1	-	-	1	-	1
TOTAL Haveuses	-	-	-	-	-	-	-
Perforatrices	-	2	-	-	-	-	2
Coffrets	-	2	-	-	-	1	3
Cable, Haveuse	m	3	-	-	-	-	/
Descendeur	m	2	-	-	-	-	625
Perforatrices	m	1	-	-	-	1	600
TOTAL cables	m	-	-	-	-	-	-
Transformateur	-	2	150	-	2	-	2
TOTAL Biens d'équipement	-	-	-	-	-	-	-
PRIX DE REVIENT	DA/T-	-	-	-	-	20%	-

Prix Unitaire DA.	Immobilisations DA.	Intérêts à 6% DA.	Durée de Vie ans	Amortissements DA/an	Réparations /U DA	Réparations Totales DA	Pertes totales DA	TOTAL Général. DA.	PRIX DE REVIENT par TONNE DA/T
30	-	-	-	-	-	-	-	3660	6,2200
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
16,3	-	-	-	-	-	-	-	0,009	0,0090
0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
0,20	-	-	-	-	-	-	-	146;6	,2500
0,20	-	-	-	-	-	-	-	0,339	0,3390
4,00	-	-	-	-	-	-	-	-	0,5980
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
150	165000	8900	3	55000	5	5500	54000	124400	0,7050
90	118000	7140	3	39600	5	5600	42000	96140	0,5450
90000	90000	5400	-	0,3/t	-	16000	-	19400	0,4100
81000	162000	-	-	-	-	-	-	-	-
60000	60000	-	-	-	-	-	-	-	-
-	222000	13320	8	27800	-	15000	-	56120	0,3180
1880	5640	338,4	3	1880	90	270	-	2488,4	0,0140
6450	32250	1935	10	3225	40	40	-	5360	0,0320
55,5	/	-	-	-	-	-	-	-	-
55,5	34600	-	-	-	-	-	-	-	-
10	6000	-	-	-	-	-	-	-	-
-	40600	2436	2	20300	-	1000	-	23760	0,1345
37800	75600	4434	15	5020	-	234	-	9688	0,0500
-	749090	-	-	-	-	-	-	-	1,2585
-	-	-	-	-	-	-	-	-	10,830

NB. Le descendeur est amorti sur 300 000 Tonnes.

Les pertes par unité sont estimées à 30%/an.

Rentabilité de la méthode des 3 allées par rapport
à l'ancienne.

Ancienne méthode

Prix de revient : 14,8000 DA/T

Production : 123 000 T/an

Méthode des 3 allées

Prix de revient : 10,8300 DA/T

Production : 176400 T/an

Biens d'équipement : 748 890 D.

Rentabilité:

$$i = \frac{(14,8 - 10,83)}{748\ 890} \cdot 176\ 400 + 0,06 = 0,99$$

$$i = 99\%$$

Méthodes des 4 allées

Longueur de taille : 180 m
 Puissance de la veine: 0,9 m
 Production, jour ; an: 870 ; 201 000
 Avancement par jour : 4x0,9 m

	Uni	Nbr-	Con-	Tem	Con-	Rése	Con-
	té	d'U	soma	ps	soma	rves	soma
			tion	de	effe		tion
			/U	Ma	ctiv		Totl
			Puis	h/			
Main d'œuvre	H	185	-	-	185	-	185
<u>Biens de consommation</u>	-	-	-	-	-	-	-
<u>Bois</u>	l/t	1	-	-	1	-	1
Energie Beien	Kwh	2	32	18	-	-40%	691
Haveuses ANDrs	Kwh	2	37	2x	-	-1/3	222
Perforatrices	Kwh	2	1,5	2x	12	-	12
Haveuse STOS	Kwh	1	-	-	-	-	28
TOTAL Energie	Kwh	-	-	-	-	-	953
Explosif	g/t	-	-	-	-	-	100
TOTAL Biens Consomt.	-	-	-	-	-	-	-
<u>Biens d'équipement</u>	-	-	-	-	-	-	-
Etarçons	-	800	-	-	-	100	900
Chapeaux	-	1000	-	-	-	100	1100
Descendeurs	-	1	-	-	-	-	1
Haveuses ANDERSONNS	-	2	-	-	-	-	2
Haveuse STOS	-	1	-	-	-	-	1
Perforatrices	-	2	-	-	-	1	3
Coffrets	-	3	-	-	-	-	3
Cables Haveuses ANDrs	m	2	150	-	-	1	3
Descendeur	m	1	50	-	-	1	2
Hav. STOS	m	1	50	-	-	1	2
Transformateurs	-	2	-	-	-	-	2
TOTAL Biens d'équipemt.	-	-	-	-	-	-	-
PREX DE REVIENT	DA/T-	-	-	-	-	20%	-

Prix Unitaire DA	Immobilisations DA.	Intérêts à 6%/	Durée de Vie	Amortissements DA/an	Réparations /U DA	Réparations Totl DA.	Pertes Total. DA/an	TOTAL Général DA/an	PRIX DE REVIENT par NATURE DA/T
30	-	-	-	-	-	-	-	5550	6,3700
-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
16,3	-	-	-	-	-	-	-	-	0,0163
0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	-
0,20	-	-	-	-	-	-	-	-	0,2200
4,00	-	-	-	-	-	-	-	-	0,4000
-	-	-	-	-	-	-	-	-	<u>0,6363</u>
150	135000	8100	3	45000	5	4500	48600	106200	0,4060
90	99000	5940	3	33000	5	5500	36000	80440	0,3090
90000	90000	5400	-	0,3/T	-	18000	-	23400	0,3895
/	/	-	-	-	-	-	-	-	-
/	222000	133208	-	27800	-	15000	-	56120	0,2150
1880	5640	328,43	-	1880	90	270	-	2448,4	0,0094
6450	32250	1938	10	3225	40	200	-	5360	0,0206
/	-	-	-	-	-	-	-	-	-
/	-	-	-	-	-	-	-	-	-
/	47500	2850	2	23750	-	3000	-	29600	0,1134
37800	75600	4536	15	5020	120	240	-	9784	0,0375
-	<u>706990</u>	-	-	-	-	-	-	-	<u>1,5004</u>
-	-	-	-	-	-	-	-	-	10,200

NB. Le descendeur est amortisur 300 000 Tonnes.

Les pertes sont évaluées à 6%/an.

Rentabilité de la méthode des 4 allées

Ancienne méthode

Prix de revient: L4,8 DA/T

Méthode des 4 allées

Prix de revient : : 10,2000 DA/T

Production : 261 000 T/an

Biens d'équipement : 706 990 DA

i = 176%

Méthode des 5 allées

Longueur de taille : 120 m
 Puissance de la Veine : 0,95 m
 Production, jour ; an : 1100 ; 330000T

	Uni	Nbr	Temps de	Consom.	Prx	Immo	Intérêts
	té	d'U	marche	mation	U	bili	Durée de
			h/j	Totale		sati	Vie
			5;6 allées	5;6 al		ons	Amortis-
							sements.
Main d'œuvre	H	-	-	225;270			
<u>Biens de Consomt.</u>	-	-	-				
Bois	l/t	-	0,75;0,75	0,75			
Energie Beien	Kwh	1	11,7;12,6	749;810			
Hav.An	Kwh	2	3 ; 4,5	222;330			
Perfos.	Kwh	2	5 ; 6	15 ; 18			
Hav.STs.	Kwh	1	-	28 ; 41,5			
TOTAL Energie	Kwh	-	-	1014;1197			
Explosif	g/t	-	-	120 ; 110			
TOTAL Consomt.	-	-	-	- ; -			
<u>Biens d'équipemt.</u>	-	-	-				
Etançons	-	-	-				
Chapeaux	-	-	-				
Descendeur	-	-	-				
Hav.ANDERSONNS	-	-	-				
Hav.STOS	-	-	-				
Coffrets	-	-	-				
Cables	m	-	-				
Transformateurs	-	-	-				
TOTAL Biens d'Eq-	-	-	-				
PRIX DE REVIENT DA/T					20%		

V O I R M E T H O

Méthode des 6 allées

: 120 m
 : 0,95 m
 : 1360 ; 408000 T

Réparations Pertes	TOTAL GENE- RAL; 5 ; 6 allées	PRIX DE REVIENT par NATURE ; 6 allées. DA/T
	6750 ; 8100	<u>6,1300</u> ; <u>5,9600</u>
	-	-
	-	0,0125 ; 0,0125
	-	-
	-	-
	-	-
	202,4 ; 229,8	0,1800 ; 0,1750
	0,48 ; 0,44	0,4800 ; 0,4400
	-	<u>0,6725</u> ; <u>0,6275</u>
		0,3120 ; 0,2520
		0,2440 ; 0,1970
		0,3710 ; 0,3000
		0,1700 ; 0,1370
		0,0075 ; 0,0060
DES 4 ALLEES		0,0162 ; 0,0131
		0,0896 ; 0,0770
		0,2960 ; 0,2400
		<u>1,5155</u> ; <u>1,2221</u>
	-	9,9400 ; 9,3600

Rentabilité de la méthode des 5 allées ; 6 allées

Ancienne méthode

Prix de revient : 14,800 DA/T

Méthode des 5 allées

Prix de revient : 9,94 DA/T

Production : 330 000 T/an

Biens d'équipement : 706 000 DA

$$i = 233\%$$

Méthode des 6 allées

Prix de revient : 9,3600 DA/T

Production : 408 000 T/an

Biens d'équipement : 698 000 DA

$$i = 323\%$$

Taille Ecole LehrReviere

Longueur de taille : 120 m
 Puissance de la veine : 0,70m
 Avancement par jour : 0,45m
 Production, jour ; an : 50 ; 15 000 T

DESIGNATION	Uni té.	Nbr d'U	Con- soma /U Puis san.	Tem ps de Mar che h/j	Con- soma Effe ctiv	Rése rves	Con- soma Totl	Prix Uni- tair DA	Immó bili sati ons DA
<u>Main d'œuvre</u>	H	14	-	-	14	-	14	30	-
<u>Biens de Consomt.</u>	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bois	l/t	-	-	-	0,55	-	0,55	16,3	-
Energie Rabot	Kwh	2	30	2	120	-	120	0,20	-
Blindé	Kwh	3	30	4	360	-	360	0,20	-
Air .Comp.P+Mrt.	Kwh	-	-	4	137	-	137	0,20	-
TOTAL Energie	Kwh	-	-	-	-	-	617	0,20	-
<u>Biens d'équipement</u>	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Etançons	-	756	-	-	756	100	356	150	120850
Chapeaux	-	756	-	-	756	100	756	90	77000
Coffrets	-	2	-	-	2	-	2	6450	12900
Rabot et Blindé	-	1	-	-	1	-	1	300	000
Cable électriques	m	1	150	-	1	1	2	55,5	16650
Transformateurs	-	2	-	-	2	-	2	37800	075600
Marteaux	-	4	-	-	4	-	4	1250	5000
Poussoirs Pneum.	-	12	-	-	12	6	18	1425	25600
TOTAL Biens d'éq.	-	-	-	-	-	-	-	-	744000
<u>PRIX DE REVIENT</u>	DA/T-	-	-	-	-	20%	-	-	-

Rentabilité de la méthode LehrReviere par rapport à la taille de DIDI.

Méthode de DIDI

Prix de revient : 37,20 DA/T

Méthode LehrReviere

Prix de revient : 22,70 DA/T

Production : 15000 T/an

Equipement : 744000 Da

$$i = 35,18 \%$$

Taille Ecole LehrReviere Exploitation normale

Longueur de taille : 120 m
 Puissance de la veine : 0,95 m
 Avancement par jour : 3x0,90
 Production par jour ; par an : 300 ; 90 000 T

DESIGNATION	Unité	Nbr d'U	Con- soma tion /U Puis sanc	Tem ps de Mar che h/j	Con- soma tion Effe ctiv	Rése rves	Con- soma tion Totl	Prix Unit aire DA	Immo bili sati ons DA
<u>Main d'œuvre</u>	H	40	-	-	40	-	40	30	-
<u>Biens de Consomt.</u>	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Bois	l/t	3,3	-	-	3,3	-	3,3	16,3	-
Energie Rabet	Kwh	2	30	12	720	-	720	0,20	-
Blindé	Kwh	3	30	12	1080	-	1080	0,20	-
Air Comp. P+Mt.	Kwh	-	-	-	411	-	411	0,20	-
TOTAL Energie	Kwh	-	-	-	-	-	2211	0,20	-
TOTAL Biens Const	-	-	-	-	-	-	-	-	-
<u>Biens d'équipement</u>	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Etauçons	-	756	-	-	756	100	856	150	120850
Chapeaux	-	756	-	-	756	100	856	90	77000
Coffrets	-	2	-	-	2	-	2	6450	12900
Rabet et blindé	-	1	-	-	1	-	1	300000	-
Cables électriques	sm	2	150	-	2	-	2	55,5	16650
Transformateurs	-	2	-	-	2	-	2	37800	75600
Marteaux piqueurs	-	4	-	-	4	4	3	1250	10000
Poussoirs Pneumt.	-	12	-	-	12	6	18	1425	25600
TOTAL Equipement	-	-	-	-	-	-	-	-	749700
PRIX DE REVIENT	DA/T-	-	-	-	-	20%	-	-	-

Inté rêts 6%	Du- rée de Vie ans	Amor- tisse- ments DA/an	Répa- rati- ons /U DA	Répa- rati- ons Totl DA	TOTAL GENE- RAL DA/an	PRIX DE REVIENT par NATURE DA/T
-	-	-	-	-	1200	<u>7 0000</u>
-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	0,0900
-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	442,2	1,4700
-	-	-	-	-	-	<u>1,5600</u>
-	-	-	-	-	-	-
7760	3	43900	-	-	51600	0,5740
4620	3	25700	-	-	25700	0,2850
774	10	1290	40	80	2144	0,0238
18000	8	37500	5000	5000	56000	0,6220
					6360	0,0707
Voir	Taille	Simple			9660	0,1070
					12400	0,1375
					5380	0,0600
					-	<u>1,9100</u>
-	-	-	-	-	-	8,9500

Rentabilité de la taille normale Lehr Reviers

Méthode à DIDI

Prix de revient : 37,2 DA/T

Taille Lehr Reviers normale

Prix de revient : 8,95 DA/T

Production : 90 000 T

Equipement : 749 700 DA

$$i_0 = 345 \%$$

Exploitation à MENNOUNA 2 par le Rabet-sans-recul

Longueur de taille : 200 m
 Ouverture de taille : 0,70 m
 Fuaissance de la veine : 0,50 m
 Extraction : Mixte
 Avancement par jour : 3 x 1,5 m
 Production, par jour ; en: 490 ; 147 000 T

	Uni té	Nbr d' U	Con- soma tion /U Nbr Kw	Temps de March h/j	Con- soma tion Effe ctiv	Rése rves	Cons oma tion Totl	Prix Unit aire DA
<u>Main d'oeuvre</u>	H	100	-	-	100	-	100	30
<u>Biens de Consomt.</u>	-	-	-	-	-	-	-	-
Bois	l/t	8,7	-	-	8,7	-	8,7	16,3
Energie Rabet	Kwh	2	40	12	960	-	960	0,20
Blindé	Kwh	2	40	18	1440	-	1440	0,20
Répart.	Kwh	1	23	18	414	-	414	0,20
Tête.Br.	Kwh	1	23	18	414	-	414	0,20
Air.Comp.Mrt.Pq	Kwh	2	2,1	4	410	-	410	0,20
TOTAL Biens Consmt	-	-	-	-	-	-	-	-
<u>Biens d'équipement</u>	-	-	-	-	-	-	-	-
Etançons	-	1264	-	-	1264	236	1400	150
Chapeaux	-	1264	-	-	1264	236	1400	90
Poussoires Pneumt	-	45	-	-	45	5	50	1425
Rabet et Blindé	-	1	-	-	1	-	1	496000
Station Ancrage T	-	1	-	-	1	-	1	43750
St.Ancr. Pied	-	1	-	-	1	-	1	30000
Répartiteur base	-	1	-	-	1	-	1	/
Tête broyeuse	-	1	-	-	1	-	1	50000
Coffrets	-	2	-	-	2	-	2	6450
Cables	m	1	250	-	1	1	2	55,5
Transformateurs	-	2	-	-	2	-	2	37800
TOTAL Biens Eqmt.	-	-	-	-	-	-	-	-
<u>PRIX DE REVIENT</u>	DA/T-	-	-	-	-	20%	-	-

Immobilisations DA	Intérêts 6% /an	Durée de Vie	Amortissements DA/an	Réparations Totl DA/U an	Réparations Totl DA/ an	Pertes Totl. 21,4%	TOTAL GENÉRAL DA	PRIX DE REVIENT par NATURE DA/T
-	-	-	-	-	-	-	3000	6,1200
-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	0,1420
-	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	-	-	-
-b	-	-	-	-	-	-	-	-
-	-	-	-	-	-	TOTAL	Energie	1,4820
-	-	-	-	-	-	-	-	1,6240
-	-	-	-	-	-	-	-	-
210000	12600	3	70000	5	6320	40600	129520	0,8800
126000	7500	3	42000	5	6320	24400	60280	0,4100
71250	4275	5	14250	10	450	-	19075	0,1298
496000	27540	8	58500	5000	5000	-	91040	0,6190
43750	2625	8	5470	2500	2500	-	10595	0,0720
30000	1800	8	3750	-	2000	-	7550	0,0514
/	/	/	/	/	/	/	/	/
50000	3000	8	6250	5000	5000	-	14250	0,0970
12900	774	10	1290	-	-	-	2064	0,0140
27800	1668	3	9260	-	360	-	11288	0,0760
75600	4536	15	5040	40	80	-	9656	0,0658
1116300	-	-	-	-	-	-	-	2,4150
-	-	-	-	-	-	-	-	12,200

NB. Les pertes et les réparations ont été calculées sur les éléments actifs du chantier.
Les prix unitaires, du Rabet, des stations d'encrage de tête et de pied, du répartiteur et de la tête broyeur nous ont été donnés par la firme Westfalia Lünen.

Rentabilité de la taille à Rabot

Taille DIDI

Prix de revient : 37,2 DA/T

Taille à Rabot-sans-recul à MENNOUNA

Etant donné que le charbon extrait est sale, pour rendre la comparaison plus légitime, nous devons ajouter les frais supplémentaires au lavoir.

Les Frais au lavoir relevés sur registre à KENADZA s'élèvent à 7,69 DA/T (Année 1958)

Prix de revient : $12,200 + 7,69 = 19,89$ DA/T
Production : 147000 T/an
Equipement : 1116300 DA

i = 234%

Exploitation à MENNOUNA par la Haveuse Ranging-Drum-Scheerer

Longueur de taille : 150 m
 Ouverture de taille : 1,10 m
 Puissance de la veine : 0,95 m
 Extraction : Sélective
 Avancement par jour : 6x0,6
 Production, jour ; an : 365 ; 109500 t

DESIGNATION	Uni	Nbr	Con-	Tem	Con-	Con-	Prix
	té	d'U	soma	ps	soma	tion	Unitaire
			parU	de	tion	Rése	DA
			N.Kw	mar	Effe	tion	Totl
			h/j	che	ctiv		
<u>Main d'œuvre</u>	H	48	-	-	48	45%	30
<u>Biens de Consom.</u>	-	-	-	-	-	-	-
Bois	l/t	1,3	-	-	1,3	-	16,3
Energie Haveuse	Kwh	1	130	15	1950	-	0,20
Blindé	Kwh	1	40	18	720	-	0,20
Air, Comprimé.	Kwh		même	con	410	-	somation
Total Energie	Kwh	-	-	-	3080	-	0,20
TOTAL Biens Csmt.	-	-	-	-	-	-	-
<u>Biens d'équipement</u>	-	-	-	-	-	-	-
Etançons	-	945	-	-	945	150	150
Chapeaux	-	945	-	-	945	150	90
Poussoires Pneumt.	-	24	-	-	24	6	1425
Haveuse et Blindé	-	1	-	-	1	-	700000
Coffrets	-	2	-	-	2	-	6450
Cable électrique	m	1	200	-	1	1	55,5
Transformateurs	-	2	-	-	2	-	37800
Stations d'encrage	-	-	-	-	-	-	/
pied et tête	-	2	1	-	2	-	30000
TOTAL Equipement	-	-	-	-	-	-	-
PRIX DE REVIENT	DA/T-	-	-	-	-	20%	-

Rentabilité de la taille à Haveuse

Taille à DIDI

Prix de revient : 37,2 DA/T

Taille à Haveuse à MENNOUMA

Prix de revient : 12,780 DA/T

Production : 109500 T/an

Equipement : 1 176 650 DA

$$i_0 = 224\%$$

TABLEAU RECAPITULATIF ET COMPARATIF

METHODES D'EXPLOITATION	Lon- gue- ur de m	Lar- geur de T	Traitmt Arrière A	Soutmt en L	Ouver- ture de m	Puissance de la Veiene m
Exploitation par Rabot-Scra- per GUSTO	200	-	Fausses Voies	Piquets de bois	0,50	0,50
Siège de la HOUBE						
Ancienne méthode	120	5 ⁺	Fausses Voies	Et.Ch Ch.Bois	1,00	1,00
Méthode des						
3 allées	170	5 ^{''}	"	Et.Rl.	1,00	1,00
4 "	180	4 ^{''}	"	"	1,00	1,00
5 "	120	3 ^{''}	"	"	0,95	0,95
6 "	120	3 ^{''}	"	"	0,95	0,95
Méthode de la Taille école	120	3	Foudr.	"	0,70	0,60/0,70
Taille école Normale	"	"	"	"	"	"
Siège DIDI	160	2,2 ⁺	Rembl.	Piqts. Bois	0,90	0,50
Siège MENNOUNA 2						
Rabot sans recul Westfalia	200	3	Foudr.	Et.Rl. artl.	0,70	0,50
Haveuse à tambour	150	3	Foudr.	Et.Rl. artl.	1,10	0,50

+ Chiffre en m ; les autres en Nbr d'Et/rangée ; " Chiffres en allées

Nbr de postes d'ext. /j	Nbr- Ouvriers /j	avan- cement. m/j	Ton- nage T/j	Rendt. T/H.p	Immob- ilisa- tions DA	Prix de Revient DA/T	Taux de Rentabilité %
-	-	1,5 ⁺⁺	175 ⁺⁺	3 ⁺	10 ³	-	-
3	129	2,00	411	3,26	527,5	14,80	-
3	122	2,40	588	4,81	749,0	10,83	99 /ancn.
3	185	3,60	870	4,70	706,9	10,20	176
3	225	4,50	1100	4,88	706,9	9,94	233
3	270	5,40	1360	5,03	698,0	9,36	323
1	14	0,45	50	3,57	744,0	22,75	35,18/DIDI
3	40	2,70	300	7,50	749,0	8,95	345
1	70	1,00	97,2	1,39	-	37,20	-
3	100	3,75	490	4,90	1066,0	12,80 Lavoir 7,69 Total 19,89	284
3	48	3,60	365	7,61	1176,6	12,78	224

++ Chiffres /p + rendemt rendu au roulage général.

CONCLUSION

En premier lieu nous dirons qu'il est beaucoup plus rentable de faire des petits avancements répétés plusieurs fois dans la journée, que de faire un seul et unique avancement de 2,00 par jour dans la méthode ancienne. - voir la méthode des 6 allées qui s'affirme par un taux de rentabilité de 323%.

Il est à noter que l'avancement rapide par petits bonds successifs assure beaucoup plus de sécurité au personnel de taille, dans le fait qu'il réduit la portée du toit et retarde la détente des roches au dessus des travaux en cours; à cela s'ajoute malheureusement une difficile synchronisation entre l'arrière et le front de taille et exige au personnel un acharnement et beaucoup de prudences à la tâche à savoir que l'on fore et l'on tire au même moment.

Cette rentabilité n'est pas une conséquence immédiate de la mécanisation, mais bien de cette idée d'avancement rapide, en effet dans les méthodes des 3,4,5 et 6 allées où les biens d'équipement sont pratiquement les mêmes, la rentabilité augmente avec le nombre d'allées et elle est particulièrement de 92% entre la méthode des 3 et 6 allées.

Nous n'avons pas pratiqué cette même politique au bassin de Bechar, nous avons préféré vu la difficulté du gisement et la puissance de nos couches, l'application d'une pleine mécanisation aussi bien dans l'abattage et le chargement que dans le soutènement, le traitement du vide et dans

tout le chantier en général. Nous obtenons comme nous pouvons le remarquer des taux de rentabilité forts appréciables mais malheureusement jusque là purement théoriques .

La taille rabotée comparée à celle de DIDI mis à part sa rentabilité indiscutable, nous satisfait aussi bien sur le point de vue social que sur le point de vue technique, et il s'en dégage :

- Une main d'œuvre abondante et plus importante encore s'il nous faut compter le personnel au lavoir.

- Conditions de travail beaucoup plus aisées par une meilleure respiration de la taille : 3 allées dont une celle du milieu, entièrement libre sinon quelque peu encombrée par endroits par des poussoires pneumatiques, constitue l'allée de circulation du personnel en taille, jusqu'à quasiment inexistante au siège DIDI.

- Seul un inconvénient, fort heureusement surmontable celui du foudroyage au quel nos ouvriers ne sont pas habitués.

Le travail du mineur est encore plus amélioré dans la taille à haveuse, qui possède les mêmes 3 allées que celles de la taille précédente, mais avec une ouverture de 1,10 m contre 0,70 m . Vis à vis de la taille à rabot cette dernière méthode est moins rentable pour la bonne raison que l'on investit plus et que l'on produit moins ; cela sera bien vite et largement compensé, si l'on conçoit une même machine mais à 2 tambours cette fois travaillant toit et couche en même temps, donc réalisant un avancement et par conséquent un tonnage double dans la journée. Une telle machine nécessitera obligatoi-

rement 2 convoyeurs en taille et 1 "mini - convoyeur " lié au tambour supérieur incorporé sur la machine même . Imaginez l'ampleur du chantier - nous dirons perspective à suivre.

Nous terminerons en ajoutant :

Pour l'élaboration de cette étude, il nous a été particulièrement difficile de réunir toute la documentation objective concernant la partie comparative, et c'est pourquoi nous nous sommes penchés et contentés de présenter quelques cas de couches extra - minces, et avons surtout insisté sur la partie application au bassin de Bechar.

-----ooo0000ooo ----

