

2EX

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT : Mines et Metallurgie



PROJET DE FIN D'ETUDES

S U J E T

Elaboration de la technologie de

Construction D'ouvrage Minier

Proposé Par :

ANTONOVICH

Etudié par :

BERGHEUL SAID  
BENKHENNOUF  
MUSTAPHA

Dirigé par :

ANTONOVICH

PROMOTION :

FEVRIER 1987



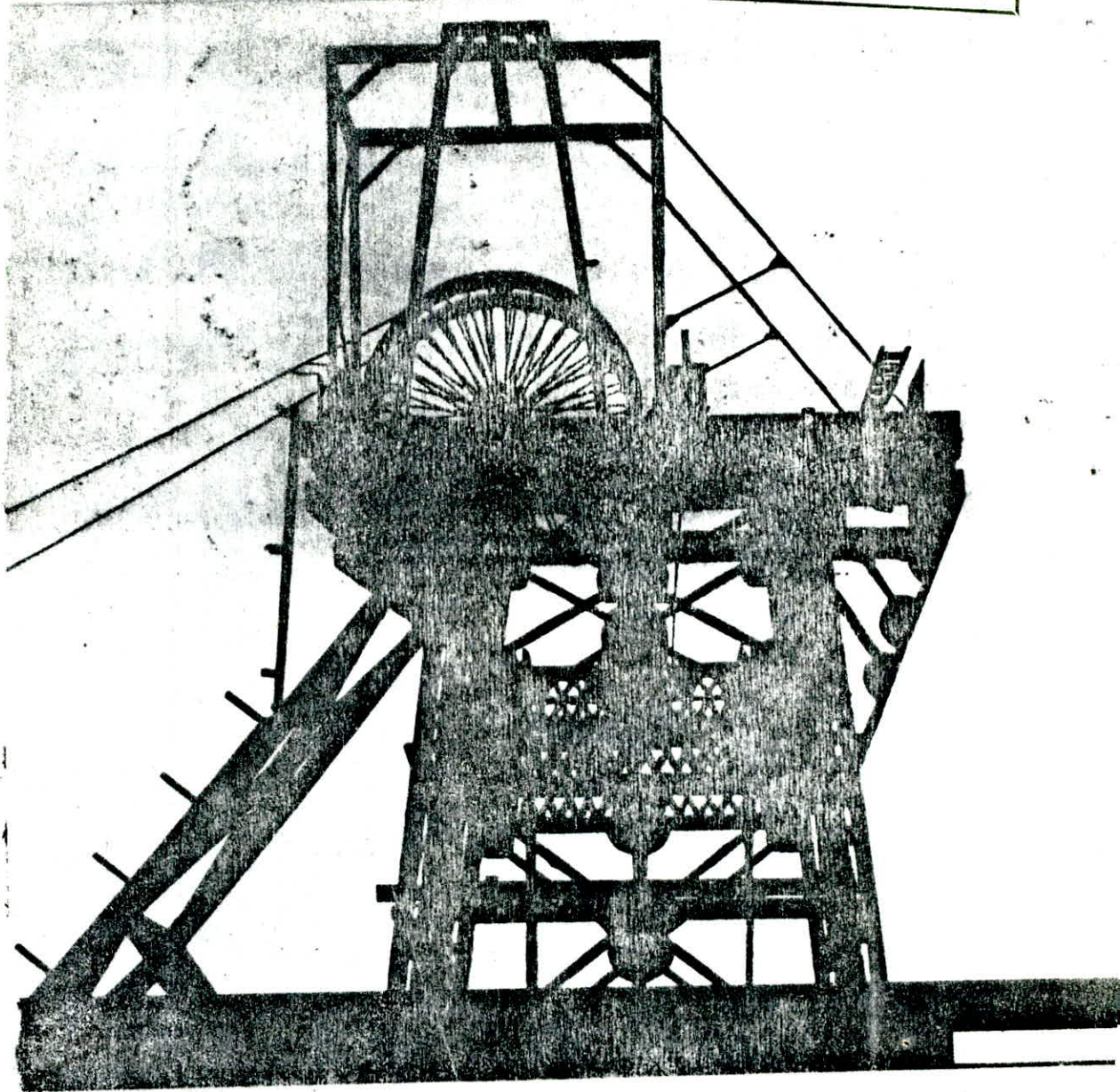
بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique



سَدَقَ اللَّهُ الْعَظِيمُ

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات  
BIBLIOTHEQUE — المكتبة  
Ecole Nationale Polytechnique



# Remerciements

✓ Nous remercions sincèrement Monsieur ANTONOVICH pour son aide tout au long de l'élaboration de ce mémoire.

✓ Nous tenons à lui exprimer toute notre gratitude, sans oublier aussi Mourad qui a contribué pour la mise en forme et le tirage.

✓ Nous remercions également Monsieur SAAD ainsi que tous les professeurs qui ont contribué à notre formation.

# — Dédicaces —

A mes parents.

A ma grand-mère.

Je dédie ce modeste travail.

Bergheul Said.

---

---

---

---

---



# Sommaire

## CHAPITRE 1

Aperçu sur le développement d'une mine et creusement d'excavations.

## CHAPITRE 2

Breve presentation du gisement de Boukhaoua

2.1 Aperçu géologique.

2.2 Principaux ouvrages de la 1<sup>re</sup> tranche de la mine.

## CHAPITRE 3

But de la présente étude et résolution technologique.

3.4 Propriétés mécanophysiques des roches

3.5 Résolution technologique du creusement de trancas-banc.

### 1

Forme et dimensions transversales de l'excavation.

1.1 choix de la forme de la section transversale

1.2 Détermination de la section transversale.

### 2

Soutènement d'excavation.

2.1 Choix des matériaux pour le soutènement.

2.2 Calcul de la pression des terrains.

2.3 Détermination des dimensions du soutènement



3 Dimensions des excavations à terre  
nue et au creusement -

4 Travaux de Tir et de Forage.

4.1 Choix de la machine de foration.

4.2 longueur des trous -

4.3 longueur d'avancement de la taille de l'excavation.

4.4 Nombre de trous.

4.5 Caractéristiques Générales des explosifs -

4.6 Choix du type d'explosifs et les moyens de mise  
à feu -

4.7 Charge spécifique d'explosif -

4.8 charge totale d'explosif -

4.9 charge d'explosif dans chaque trou -

4.10 Nombre de cartouches dans chaque trou.

4.11 Consommation totale réelle de l'explosif -

4.12 Calcul du réseau électrique

4.13 disposition des trous, de la taille

## 5 Ventilation -

- 5.1 rôle de la ventilation et schéma approprié.
- 5.2 Calcul de la quantité d'air
- 5.3 Rendement du ventilateur.
- 5.4 La dépression du ventilateur.
- 5.5 choix du type de ventilateur.

## 6 Chargement et exécution des voches.

- 6.1 Choix de la méthode de chargement.
- 6.2 Rendement du chargement.
- 6.3 Calcul de la quantité totale des berlines.

## 7 Soutènement provisoire, Pose des voies, Aménagement de la rigole

### 7.1 Aménagement

## 8 Organisation des travaux de creusement et soutènement.

- 8.1 Détermination des volumes des travaux -
- 8.2 Détermination du nombre d'hommes postes pour exécuter chaque procédé d'un cycle -
- 8.3 Détermination du temps d'exécution de chaque poste

## 9 Partie économique.

- 9.1 Prix de revient d'après le salaire .
- 9.2 Prix de revient d'après le matériaux
- 9.3 Exemple du calcul du prix de revient  
d'après le matériaux .
- 9.4 Prix de revient d'après l'énergie .
- 9.5 Prix de revient d'après l'amortissement .

- I -

I APERCU SUR LE DEVELOPPEMENT  
§  
D'UNE MINE ET CREUSEMENT  
D' EXCAVATIONS.

L'exploitation minière souterraine signifie technique d'extraction des minéraux déposés au dessous de la surface de la terre. Dans ce but la mine nécessite un système d'excavations dans la roche pour avoir accès aux régions minéralisés.

La mine requiert une planification rigoureuse d'un réseau de telles excavations à fonctions bien définies, reconnues comme développant l'exploitation. Celles ci comprennent : le puit qui relie le sous-sol à la surface de la terre, les travers bancs qui vont du puit au corps minier, de la même manière les descenderies aux galeries (dans le minerai).

La figure (A) représente un tracé typique d'une exploitation souterraine.

Le développement de la mine peut être classé en deux étapes distinctes.

Toutes les mines nécessitent la réalisation de quelques excavations de base ; celles ci comprendront le puit, la galerie de roulage au corps minier, station de pompage, bassin d'eau, etc.....

Ces réalisations de bases sont nécessaires pour un établissement souterrain en general, pour accéder aux facilités auxiliaires requises en plus par l'extraction du minerai à partir du gîte. Le tracé du développement de base dépend des conditions autour du corps minier et de l'approche de l'exploitation minière ; facteurs qui diffèrent d'une mine à l'autre.

La deuxième étape du développement de la mine est intimement liée avec la méthode d'exploitation. Toutes les méthodes d'exploitation exigent un modèle spécifique de développement d'excavations qui sont préparées avant la production du minerai.

Quatre formes d'excavation dans la roche sont introduites dans le développement d'une mine en général, fonçage, creusement des galeries, descenderies et rampes; Toutes ces opérations produisent une ouverture allongée dans la roche, avançant de haut en bas, horizontalement ou vers le haut.

### CREUSEMENT DES OUVRAGES HORIZONTAUX

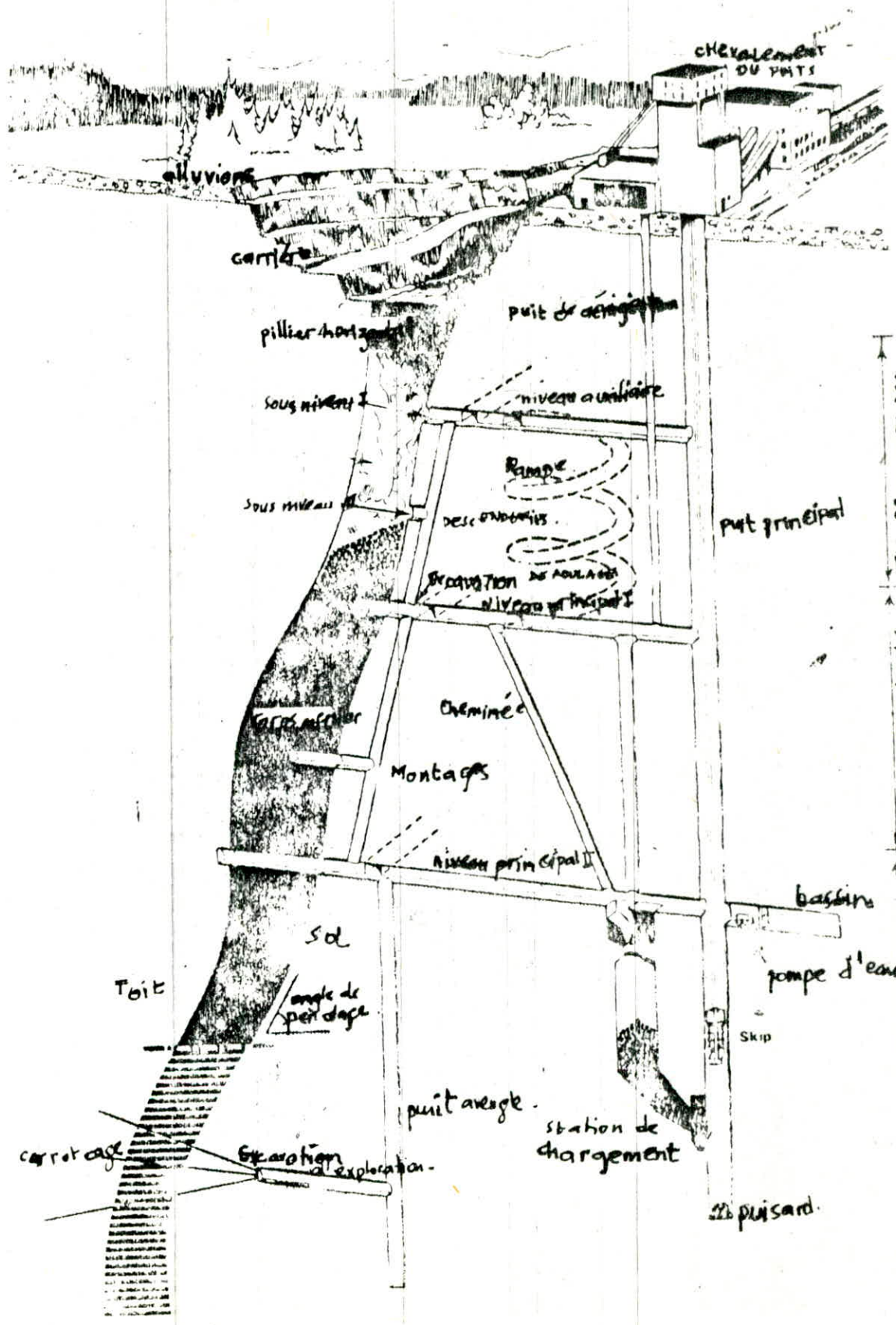
Dans un système d'exploitation minier, les ouvrages horizontaux peuvent servir plusieurs buts, transport de minerai, accès au corps minier, pour l'exploration, aération. Les ouvrages sont horizontaux et localisés à des niveaux verticaux déterminés. Les excavations de roulage et d'accès du personnel sont reconnues comme niveaux principaux et sont reliés au puit principal.

Les sous-niveaux sont localisés entre les niveaux principaux et font partie du développement de la mine qui est en relation avec l'exploitation méthodique. Tous les ouvrages souterrains sont dimensionnés pour un but spécifique, normalement pour accommoder l'équipement qui doit passer à travers ou travailler à l'intérieur même. Ceci met en évidence une relation particulière entre les dimensions de l'équipement et la section de l'excavation. Aussi les sections des excavations sont fonctionnelles en plus de l'équipement, de la voie pour le personnel, des conduites de ventilation, de lignes de service.

Des excavations horizontales normales ont pour sections entre 5 à 25 m<sup>2</sup>.

La taille des excavations ont augmenté largement ces dernières années du à l'intérêt porté aux engins à roues pneumatiques notamment dans les mines métallifères; ainsi beaucoup de machines sur rails (équipement de roulage; ...) fonctionnent dans une section \*10-12m<sup>2</sup> et tandis que les machines à pneus (foreuse, pelle) nécessite \*15m<sup>2</sup> et plus pour des manœuvres convenables.

23



Les petits ouvrages horizontaux ( à faibles sections) sont rectangulaires dans leurs formes, tandis que de plus larges sections sont faites avec des formes de toit en voute pour ameliorer la capacité de résistance de la roche.

Là où la roche fait défaut à la capacité de resistance le profil de l'excavation doit être supporté artificiellement . Les excavation dans les mines de charbon sont communement supportés avec des supports d'aciers assemblés par des poutres préfabriqués. Les supports d'arc vont fléchir pour absorber la pression de roche.

La préparation des ouvrages horizontaux est nécessaire et froquement une composante dans le programme de developpement d'une mine.

L'ensemble des mines sont par conséquent organisés pour conduire le developpement de l'excavation par un personnel séparé avec leur équipement spécial.

La selection de l'équipement exige l'intégration avec les conditions de la mine, qui différent d'un endroit à un autre.

## II BREVE PRESENTATION

### GISEMENT DE BOUKHADRA

BOUKHADRA fait partie du même district minéralisé que l'ouenza c'est à dire que les minéralisations sont partie intégrante d'une province de fer s'étendant de Khanouet (région de Zebessa) au gisement tunisien de Sjerissa; Cette province de fer s'inscrit elle même dans une province métallogénique allant du tell constantinois à la région de Bizerte.

Le gisement de BOU-KHADRA possède près de 50 millions de tonnes de minerai hématitique de fer de très bonnes de qualité, soit, une teneur moyenne 50-55 %, caractérisé par la présence utile de manganèse (2 à 2,5 %) et par l'absence pratiquement totale des impuretés.:

Le gisement de BOU-KHADRA se divise en deux branches principales, appelées :

- gisement principal, dont l'exploitation à ciel ouvert est ancienne.
- gisement secondaire qui nécessite une exploitation souterraine.

En se basant sur le rapport de synthèse des documents géologiques du gisement de BOU-KHADRA, calcul des réserves de minerai de fer exploitables en souterrain et les calculs des réserves de la carrière, il a été établi une estimation, technico-économique justifiant la possibilité et l'efficacité d'exploitation de l'ensemble des minerais en choisissant :

- La construction la plus rationnelle de la mine et de la carrière.



Aussi il a été prévu :

+ une extension de la carrière à 2 fois plus que la carrière actuelle.

++ la construction de la mine en deux tranches :

-1<sup>eme</sup> tranche : construction de la mine aux niveaux supérieurs (1285 à 1345) de la capacité de 500.000 t / an.

-2<sup>eme</sup> tranche : construction de la mine aux niveaux inférieurs avec la capacité de 1 million tonnes - an.

#### -I- APERCU GÉOLOGIQUE

Le corps minier du gisement secondaire a une direction presque méridienne et sa longueur atteint au moins 580 m le pendage préférentiel du corps minier est à l'Est sous un angle de presque 70° mais aux endroits de flexion le pendage du corps minier se change en direction de l'Ouest.

La longueur du corps minier suivant le pendage est 310 m la puissance moyenne du corps minier est de 15 m et varie de 3 à 5 m jusqu'à 20-35 m.

Des exploitations précédentes (essais, soudage...) ont montré que la stabilité des roches comme assez satisfaisante, en même temps les roches sont meubles (coefficient de dureté varie de 4 à 6 -échelle de PROTODIAKONOV).

Le poids volumique du minerai est de 2,7 t / m<sup>3</sup> tandis que pour les minerais pauvres de la zone et pour la plupart des roches encaissantes ce poids peut admettre au niveau 2,5 t / m<sup>3</sup> (un tel poids volumique s'explique par la porosité du minerai).

Les roches encaissantes sont composées principalement de calcaires et calcaires marneux qui occupent 2/3 de la surface au nord du gisement. Du côté du Sud les roches encaissantes sont plus hétérogènes, elles sont présentées par les calcaires, les marnes noirs et jaunes, les grès calcaires ainsi que par leur mélanges.

Généralement, les roches encaissantes peuvent être classifiés comme suit :

- calcaires : de couleur grise, et grise, foncée, denses, assez homogènes, stables, coefficient de dureté  $F = 6$ , calcaires marneux ont une dureté un peu plus basse.
- Calcaires disjonctifs, cimentés par le minerai hématitique font partie de la zone minéralisée ils ne sont pas homogènes  
coefficient de dureté moyen = 5.
- marnes gris-foncé sont les roches intermédiaires des calcaires aux argilités assez denses relativement stables - coefficient de dureté  $F = 4-6$ .
- marnes, jaunes statiformes, meubles, instables ils sont presque toujours disjonctifs et broyés coefficient de dureté  $F = 3$ .

Les autres types de roches tels que les grés calcarifères les marnes argileuses où les intercallations mutuelles des roches ont les caractéristiques proches de celles des calcaires ou des marnes. Les roches intercalés ont une dureté différente variable de 3 à 6, la stabilité variant avec leur hétérogénéité.

## II

### de la mine.

La Iere tranche de la mine concerne les niveaux supérieurs 1285 à 1045 de la capacité de 1/2 million tonnes - an. Ainsi, pour cette tranche, il a été prévu de réaliser un travers-banc principal d'accès et de desserte au niveau 1045, avec des cheminées de chute de minerai et des montagnes d'aération qui assureront le travail normal de la mine.

III BUT DE LA PRESENTE  
ETUDE ET RESOLUTION  
TECHNOLOGIQUE

Cette étude consiste en l'élaboration d'un plan de réalisation du travers-banc principal ( principal ouvrage de la Iere tranche de la mine). On précisera dans de la construction de ce travers-banc adoptés, compte tenu des encombrements et particularités des encombrements et particularités du materiel à utiliser et des propriétés mécanophysiques des roches encaissantes; ~~AINSI ON DISTINGUERA LA PARTIE SUR LES PROPRIÉTÉS MÉCONO-~~ physiques des roches et la partie résolution technique des technique et économique du creusement du travers-banc principal de roulage.

Ce travers-banc principal de roulage au niveau IO45 à 400 m de longueur, à équiper de deux voies ferrovières (compte tenu des normes de production) pour locomotive type IO K.R - Z wagonettes V.0 3.3 ; pour une durée de vie de 4 ans la vitesse d'avancement exigé par le planning général des travaux de la mine est de 90 m / mois on prévoit aussi une venue d'eau a partir des billes de I m<sup>3</sup> / h.

III - A PROPRIETES MECANOPHYSIQUES  
DES ROCHES

Les propriétés mécanophysiques des roches sont des facteurs essentiels qui influent sur les caractéristiques des processus se produisant dans le massif de roches pendant et après l'exécution des travaux miniers.

I - Les propriétés physique

On distingue parnus les propriétés physiques : la densité (masse volumique), masse spécifique, porosité. Lors, du calcul des paramètres des processus technologiques qui ont lieu pendant les travaux miniers, et, du calcul des processus mécaniques qui ont lieu dans ce massif rocheux, la densité est la propriété la plus importante;

\* La densité

Il existe trois sortes de densité des roches, dans le massif, dans un échantillon, et une densité en état façonné.

La densité dans la roche : est déterminé par la masse de l'unité de volume à l'état naturel;

$$\delta = \frac{M}{V}$$

m : masse de la roche (g)  
V : volume de l'échantillon (cm<sup>3</sup>)

pour notre cas = 2,5 t / m<sup>3</sup>

On note aussi  $\delta_+$  le poids de l'unité de volume de la roche

$$\delta_+ = \delta \cdot g$$

$\delta$  : densité de roche  
g : acceteration de gravitation - (m/s<sup>2</sup>)

pour notre cas  $\delta_+ = 2,5 \cdot 10^4 \text{ N/m}^3$ .

(S) : densité spécifique de la roche.

Elle est déterminée par la masse de l'échantillon et par le volume de la substance minérale soit ;

$$S = \frac{m}{V_s} \quad (\text{g/cm}^3) \quad \text{avec}$$

$V_s$  volume de la substance minérale de la roche sans le volume des pores.

+La porosité : P

C'est le volume relatif des pores et des vides qui sont dans la roche, soit :

$$P = \frac{100 V_p}{V_s} \quad \% \quad \text{avec}$$

$V_p$  : volume des pores et des vides

$K_p$  : coefficient de porosité

c'est le rapport du volume des pores ( $V_p$ ) et du volume de la substance minérale ( $V_s$ ) soit

$$K_p = \frac{V_p}{V_s}$$

La porosité totale =  $P_t$ .

est celle déterminée par la formule suivante

$$P_t = 100 \frac{\delta - \gamma}{\delta}$$

D'où le coefficient de porosité totale  $K_{p_t}$

$$K_{p_t} = \frac{sS - s}{S}$$

+ Coefficient de faïsonnement (K<sub>f</sub>)

Il correspond au rapport du volume de la roche détruite et des volume de la roche dans le massif

soit : 
$$K_f = \frac{v_f}{v}$$

Sachaut que pour les grés et le calcaire

$$K_f = 1,3 - 1,8$$
 on prendra  $K_f = 1,4$

Densité versée (δ<sub>v</sub>) :

Elle dépend de la densité de la roche dans le massif (δ) et du coefficient de faïsonnement (K<sub>f</sub>), soit :

$$\delta_v = \frac{\delta}{K_f}$$

$$\text{ou } K_f = \frac{\delta}{\delta_v}$$

2- Propriétés mécanophysiques :

+ tension admissible (ou contrainte admissible) (σ<sub>comp</sub>) = nous renseigne sur la résistance a la compression des roche ; c'est la tension admissible où un echantillon est detruit ;:

$$\sigma_{comp} = \frac{P}{F}$$

P : charge de destruction de l'échantillon.

F : surface transversale de l'échantillon.

+ La résistance des roches à la traction est donnés

par ( t<sub>tr</sub> ) par :

$$\sigma_{tr} = 0,1 \cdot \sigma_{comp}$$

On determinera :

$$\begin{aligned} \sigma_{comp} &= 500 \text{ Kg} / \text{cm}^2 \\ \sigma_{tr} &= 50 \text{ Kg} / \text{cm}^2 \end{aligned}$$

Module d'élasticité ( E ).

c'est le rapport de la contrainte normal  $\bar{\sigma}$  sur la deformation relative élastique  $\frac{\Delta L}{L_0}$  soit :

$$E = \frac{\bar{\sigma}}{\epsilon_L} \quad \text{avec} \quad \epsilon_L = \frac{\Delta L}{L_0}$$

$\Delta L$  : deformation absolue de l'échantillon  
L<sub>0</sub> : longueur de l'échantillon

Coefficient de la déformation transversale.  
( de poisson )  $\mu$  :

Il caractérise le rapport entre la déformation transversale et la déformation longitudinale

$$\mu = \frac{\epsilon_t}{\epsilon_L}$$

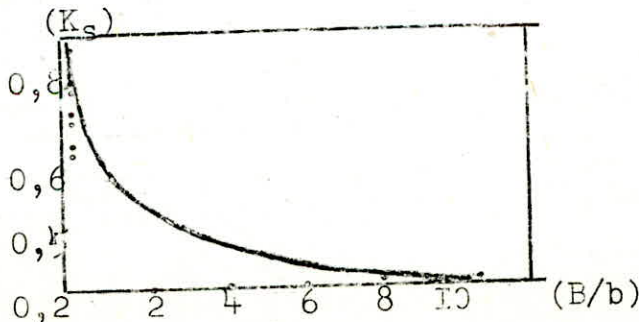
avec  $\epsilon_t$  : déformation relative transversale

$\epsilon_L$  : déformation relative longitudinale

pour notre cas on a  $\mu = 0,25$

Coefficient d'affaiblissement de structure (K<sub>s</sub>).

Le coefficient d'affaiblissement de structure est nécessaire pour le calcul de la résistance du massif de roches, il peut être déterminé d'après le graphe ci-dessous :



Avec : B : dimension de la partie massif de roche  
b : dimension du bloc de structure  
( distance entre les fissures )

+ (3) Coefficient de résistance de longue durée :

Ce coefficient indique la diminution de la résistance de la roche avec l'augmentation de la durée de chargement.

On peut noter quelque valeur de ce coefficient ci dessous :

roches fragiles : grés, granite,..  $f = 180,7$

Roches plastiques : schistes, calcaires...  $0,5 \cdot 0,7$

- Résistance des roches à la compression de longue durée :

$$R_{comp} = \sigma_{comp} \cdot K_s \cdot f$$

- Résistance des roches à la traction de longue durée :

$$R_{tr} = \sigma_{tr} \cdot K_s \cdot f$$

(F) Coefficient de dureté de la roche.

d'après l'échelle de PROTODIAKINOV, la dureté de la roche est égale au rapport de la tension admissible (  $\sigma_{comp}$  ) sur 100

$$F = \frac{\sigma_{comp}}{100}$$

pour notre cas  $f = 5$ .



\* Angle de frottement interieur ( $\varphi$ ).

$$\varphi = \text{Arctg} F_f$$

avec  $F_f$  : coefficient de frottement interieur, qu'on determine de la maniere suivante :

$$F_f = \text{tg } \varphi = \frac{\sigma_{\text{comp}} - \sigma_{\text{tr}}}{\sigma_{\text{comp}} + \sigma_{\text{tr}}}$$

$$\text{soit } F_t = \frac{500 - 50}{500 + 50} = \frac{450}{550} = 0,818$$

$$\text{d'où } \varphi = 39^{\circ} 17'$$

### 3 Partie experimentale.

On examinera dans cette partie la determination experimentale respectivement de  $\sigma_{\text{comp}}$ ,  $\sigma_{\text{tr}}$  et la masse volumique  $\gamma$

a  $\sigma_{\text{comp}}$  ? Determination de la resistance à la compression.

La preparation opératoire est la suivante :

- Le mode opératoire est le suivant :

- Préparation de 5 échantillons de roche de forme cubique avec une arête = 5 cm
- Mesure exacte des échantillon cubes
- Casse à la presse hydraulique de chaque échantillon et détermination ainsi de la charge de destruction P

Ainsi  $\sigma_{\text{comp}}$  est déterminé par  $\sigma_{\text{comp}} = \frac{P}{f}$

avec F: surface transversale .

Aussi nous pouvons déterminer la dureté de la roche de la d'après l'échelle PROTODIAKONOV où  $F = \frac{\sigma_{\text{comp}}}{100}$ .

L'ensemble des résultats sont regroupés dans le tableau suivant :

N° DE l'échantillon	hauteur h (cm)	surface <del>trans-</del> transversale F cm <sup>2</sup>	Charge de destruction P Kg	$\bar{\sigma}_{comp}$ Kg/cm <sup>2</sup>	F: dureté
I	5	25	11875	475	4,75
2	5,1	26	13260	510	5,10
3	5	25	12000	480	4,80
4	5,1	27	12420	460	4,60
5	5,1	26	13520	520	5,20

d'où  $\bar{\sigma}_{comp}$  (moyen) = 489 Kg/cm<sup>2</sup> soit 500 Kg/cm<sup>2</sup>  
 DE LA MÊME MANIÈRE ON A F = 5.

b  $\bar{\sigma}_{tr}$  = Détermination de la résistance à la traction par fragmentation de la carotte de soudage (méthode de Brésil).

Le mode opératoire est le suivant =

- Fragmentation de la carotte de sondage pour préparation d'échantillons avec la relation  $\frac{l}{d} = 1$  (l : hauteur, d : diamètre de l'échantillon)
- Mesure de l et d.
- Casse à la presse hydraulique, ainsi de termination de la charge de destruction (P) pour chaque échantillon.

6 Calcul de  $\bar{\sigma}_{tr}$  par la formule de Terse

$$\bar{\sigma}_{tr} = \frac{2P}{\pi d l} = 0,64 \frac{P}{d}$$

dans le cas où f = 2-3 (faible)  $\bar{\sigma}_{tr}$  est calculé selon la formule :

$$\bar{\sigma}_{tr} = 0,85 \frac{P}{d}$$

- Regroupement des résultats.

Tableau des résultats :

N° Des échantillons	d (cm)	L (cm)	p (Kg)	$t_r$ Kg/cm <sup>2</sup>
1	4,1	5,2	1599	48
2	4,1	5,3	1527,9	45
3	4,1	5,5	1832,2	52
4	4,1	5,4	1833,5	53
5	4,5	4,9	1318,4	42

5  $t_r$  (moyen) = 48 Kg/cm<sup>2</sup> où  $t_r$  50 Kg/cm<sup>2</sup>

c Détermination de la masse volumique sur des échantillons cubique de formes régulières.

Le mode opératoire :

- préparation d'échantillons de forme
- séchage à une température 105 - 110 °C suivi de refroidissement à la température ambiante
- pesée de chaque échantillon en g
- Mesure des dimensions des échantillons a, b, h, ( en cm ).
- calcul du volume de chaque échantillon
- calcul de la masse volumique

$$\rho = \frac{m}{V} \text{ g / cm}^3$$

les résultats sont regroupés dans le tableau suivant :

Tableau des résultats :

	Echantillon :				
	I	2	3	4	5
Masse de l'échantillon ( g )	2972	2860	2985	2647	3177
Arête a ( cm )	10,0	11,2	11,1	10,4	10,8
Arête b ( cm )	11,1	10,3	11,2	10,0	11,3
hauteur h ( cm )	10,5	10,0	9,8	10,0	10,5
Volume de l'échantillon V en cm <sup>3</sup>	1165,5	1153,6	1218,3	105,04	1288,3
Masse volumique en g / cm <sup>3</sup>	2,55	2,48	2,45	2,52	2,48

on aura  $\rho$  ( moyen ) = 2,49 soit on

prendra  $\rho = 2,5 \text{ g/cm}^3$

$\rho = 2,5 \text{ t/m}^3$

III B - RESOLUTION  
TECHNOLOGIQUE  
DU  
CREUSEMENT  
DU  
TRAVERS-BANC.

## I FORME ET DIMENSIONS

### TRANSVERSALES DE L'EXCAVATION.

#### I - 1 Choix de la Forme de la Section Transversale.

La forme de la section transversale de l'excavation dépend principalement des propriétés mécaniques et physiques des roches traversées, de la durée de vie de l'excavation, de sa destination du soutènement choisi..

On peut choisir la forme de la section transversale de l'excavation horizontale et inclinée pour les conditions données d'après le tableau I.

En fonction de la dureté des roches et durée de l'excavation, ce tableau (I) nous permet de déterminer la forme de la section et le soutènement approprié.

Comme notre cas le coefficient de dureté des roches  $f = 5$  et la durée de vie de l'excavation  $T = 4$  ans la forme de l'excavation appropriée est trapézoïdale avec un soutènement en bois (voir fig I).

#### I - 2 Détermination de la section transversale nette de l'excavation.

Le calcul des dimensions de la section transversale est le suivant ;

La hauteur de l'excavation à partir de la tête des rails jusqu'au chapeau du soutènement est  $h_I$  :

$$h_I = h'_I + h'' \quad \text{en m.}$$

avec :

$h'_I$  = hauteur de l'excavation à partir de la tête des rails jusqu'à la suspension des fils du trolley en m;  $h'_I = 2,0 \div 2,2$  m.

$h''_I$  = distance entre le trolley et le chapeau du soutènement D'après les consignes de sécurité =  $h''_I = 0,2 \div 0,5$  .

Dans notre cas :

On admettra :  $h'_I = 2,0$  m parceque notre excavation servira au passage du personnel.

$$h''_I = 0,3 \text{ m.}$$

$$\text{d'où } h_I = 2,0 + 0,3 \quad (1)$$

$$h_I = 2,3 \text{ m.}$$

La hauteur de l'excavation à partir du ballast jusqu'au chapeau de soutènement est dite hauteur nette  $h_n$  :

$$h_n = h_I + h_0 \text{ en m.} \quad (3)$$

avec  $h_0$  = hauteur d'une partie de la superstructure à partir du ballast jusqu'à la tête des rails.

$h_0 = 0,14 \div 0,19$  (suivant le type des rails et des berlines - (tableau 2) )

type de rails R - 33,5 \_\_\_\_\_ .  $h_0 = 0,19$  m/

type de rails R - 24 \_\_\_\_\_ .  $h_0 = 0,16$  m.

on choisira R - 33,5 d'où  $h_0 = 0,19$  m.

ce qui donne  $h_n = 2,3 + 0,19$

$$h_n = 2,49 \text{ m.} \quad (4);$$

La hauteur de l'excavation à partir du mur jusqu'au chapeau de soutènement  $h'_n =$

$$h'_n = n_n + h_b \quad (5)$$

avec :

$h_b$  = hauteur du ballast en m ;  $h_b = 0,18 + 0,2$  m  
en fonction du type de berlines et rails  
(voir tableau 2)

$$h_b = 0,20 \text{ d'où } h'_n = 2,49 + 0,20 = 2,69 \text{ m}$$

$$h'_n = 2,69 \text{ m} \quad (6)$$

La largeur de l'excavation au niveau de la lisière supérieure du matériel roulant : (  $B_n$  ) ~~(7)~~

$$B_n = n + 2A + P + n \quad (7)$$

$n$  : distance entre le matériel roulant et le soutènement d'après les consignes de sécurité ;

- soutènement en cadres  $m \geq 0,25$  m
- soutènement en béton  $m \geq 0,20$  m

ou prendra  $n = 0,3$  m.

$2$  = correspond au nombre de voies de l'excavation.

$A$  = largeur maximale du matériel roulant ( berline, locomotive, etc.... ) en m.

elle est donc fonction du type de berline et du type de locomotive (voir tableaux 3,4)

pour notre cas, notre choix s'est porté sur berlines V 4 & 3.3 et locomotive IO K R-6

Le tableau 4 nous donne les dimensions de la locomotive suivantes :

largeur  $A = 1348$  mm, hauteur  $h = 1500$  mm

le tableau 3 nous donne les dimensions des berlines suivantes :

largeur  $A = 1328$  mm, hauteur  $h = 1300$  mm.



d'où les dimensions maximales sont :

$$A = 1348 \text{ mm} \quad h = 1500 \text{ mm.}$$

P = distance entre les matériaux roulants.

D'après les conditions de sécurité  $P \geq 0,2 \text{ m.}$

n = largeur du passage pour le personnel au niveau de la lisière supérieure du matériel roulant en m.

n peut être déterminé de la manière suivante ou prendra  $P = 0,26 \text{ m.}$

$$n = m - (1,8 - h - h_0) ; \text{Ctg} \quad (8)$$

avec  $m = n_1$  = largeur du passage à la hauteur 1,8 m selon le règlement de sécurité  $n \geq 0,7 \text{ m.}$

h = hauteur du matériel roulant en m.

$\alpha$  = angle entre le montant et le plan horizontal - ou admet  $\alpha = 80^\circ$

dans notre cas :

$$n = 0,7 + (1,8 - 1,5 - 0,19) \text{Ctg } 80 \quad (9)$$

$$n = 0,718 \text{ m.}$$

d'où  $B_n = 0,3 + 2 \cdot 1,348 + 0,25 + 0,718 = 3,96 \text{ m.}$

$$B_n = 3,96 \text{ m} \quad (10)$$

La largeur nette de l'excavation au niveau du chapeau de commencement  $D_n$  :

$$D_n = B_n - 2(1,8 - h_0) \text{Ctg } \alpha \quad \text{en m.} \quad (11)$$

d'où  $B_n = 3,96 - 2(1,8 - 1,5 - 0,19) 0,176$

$$B_n = 3,75 \text{ m} \quad (12).$$

Largeur nette de l'excavation au niveau du ballast  $B_n''$  est tel que :

$$B_n'' = B_n + 2(h+h_0) \text{ Ctg } \alpha \quad (I3)$$

$$\text{d'où } B_n'' = 3,96 + 2 (1,5+0,19) \cdot 0,176$$

$$B_n'' = 4,56 \text{ m} \quad (I4)$$

La section nette de l'excavation  $S_n$  est :

$$S_n = \frac{B_n' + B_n''}{2} \cdot h_n \text{ en m}^2 \quad (I5)$$

$$S_n = \frac{3,758 + 4,56}{2} \cdot 2,49 = 10,3 \text{ m}^2$$

$$S_n = 10,3 \text{ m}^2 \quad (I6)$$

# Forme De La Section Transversale De L'excavation

Tableau 1

Durée des Tranches Durée de vie de l'excavation	Rochers faibles ( $f < 4$ )	Rochers de dureté ( $f = 4 \div 8$ )	Rochers durs ( $f > 8$ )
5 ans	<ol style="list-style-type: none"> <li>trapézoïdale avec le soutènement en bois.</li> <li>Rectangulaire avec le soutènement en bois (plus rarement)</li> </ol>	<ol style="list-style-type: none"> <li>Rectangulaire avec le soutènement en bois.</li> <li>trapézoïdale avec le soutènement en bois.</li> </ol>	<ol style="list-style-type: none"> <li>En voûte sans soutènement.</li> </ol>
5 - 10 ans	<ol style="list-style-type: none"> <li>En arc avec le soutènement métallique.</li> <li>Circulaire avec le soutènement métallique (pression des terrains considérable et dureté)</li> </ol>	<ol style="list-style-type: none"> <li>En arc avec le soutènement métallique.</li> <li>trapézoïdale avec le soutènement mixte (parois - béton armé, préfabriqué, toit - pont métallique).</li> <li>Trapézoïdale avec le soutènement métallique.</li> </ol>	<ol style="list-style-type: none"> <li>En voûte avec le soutènement</li> <li>En voûte sans soutènement.</li> </ol>
10 ans	<ol style="list-style-type: none"> <li>En voûte avec le soutènement en maçonnerie.</li> </ol>	<ol style="list-style-type: none"> <li>En voûte avec le soutènement en maçonnerie.</li> <li>Rectangulaire avec le soutènement mixte parois - en maçonnerie toit en pontons métallique.</li> </ol>	<ol style="list-style-type: none"> <li>En voûte avec le soutènement en arcage</li> <li>En voûte sans soutènement</li> </ol>

TABLEAU 2 : Dimensions principales de la superstructure des voies ferrées -

	Excavation principale de roulage		Excavation préparatoire de courte durée de vie	
	Volume de la caisse de la berline > 2 m <sup>3</sup>   < 2 m <sup>3</sup>			
Type de rails choisis d'après la destination de l'excavation et type de berline	R 33,5	R 24	R 18	R 15
hauteur de la superstructure en cm	39,0	36,0	32,0	33,0
hauteur du ballast h <sub>b</sub> en cm	20,0	19,0	18,0	18,0
hauteur à partir du ballast jusqu'à la tête des rails h <sub>0</sub> en cm.	19,0	16,0	14,0	14,0
hauteur de la traverse h <sub>tr</sub> en bois en béton (en cm) en métal	14,0 13,0 4,2	14,0 13,0 4,2	13,0 13,0 3,0	13,0 13,0 3,0
largeur de la traverse a <sub>tr</sub> en bois en béton (haut/bas) en métal	20 13/22 18	20 13/22 18	18 10/24 15	18 10/24 15
Longueur de la traverse l <sub>tr</sub> en cm.	170,0	170,0	120,0	120,0
Distance entre les traverses en cm -	50,0	50,0	70,0	70,0
hauteur des rails en mm	128	107	90	91
largeur du champignon des rails en mm.	60	59	40	37
largeur du patin des rails en mm -	110	92	80	76
Poids d'un mètre courant de rails, P <sub>r</sub> en kg/m	33,5	24,04	18,06	14,78

TABLEAU 3 : Dimensions des berlines -

TYPE DE BERLINE	Volume de la caisse en (m <sup>3</sup> )	largeur (A) en mm	hauteur à partir de la tête des rails (h) en (mm)	longueur y compris les tampons (mm)	Ecartement des rails en (mm)
VG - 1.2	1.2	1000	1300	1850	600-750
VG - 2.2	2.2	1200	1300	2775	600-750
VG - 2.5	2.5	1240	1300	2800	500
VG - 3.3	3.3	1320	1300	3450	500
VG - 4.0	4.0	1320	1550	3850	500
VG - 4.5	4.5	1350	1550	4000	750-900
VG - 9.5	9.5	1350	1550	7700	750-900
VB - 2.5	2.5	1240	1250	2880	750-900
VD - 3.3	3.3	1350	1400	3575	500
VD - 5.6	5.6	1350	1550	4900	750-900
VB - 2.5	2.5	1240	1150	2880	500
VB - 4.0	4.0	1350	1550	4590	500

TABLEAU 4 : Dimensions des locomotives à accumulateur et à contact -

Modèle de locomotive	Type de locomotive	points adhérents en t	largeur (A) en (mm)	hauteur (N) en mm	longueur en mm
AK - 2 y	à accumulateur	2	900	1210	2045
4.5 - ARP-2		4.5	1300	1300	3300
5 ARY - 2		5	1385	1450	3480
AM - 8		8.8	1050	1415	4500
13 ARP-1		13	1376	1500	4600
3 KR	à contact	3	960	1400	2950
4 KR		4	1300	1515	3120
7 KR-1		7	1322	1500	4500
10 KR-2		10	1348	1500	4500
14 KR-2K		14	1348	1550	4900

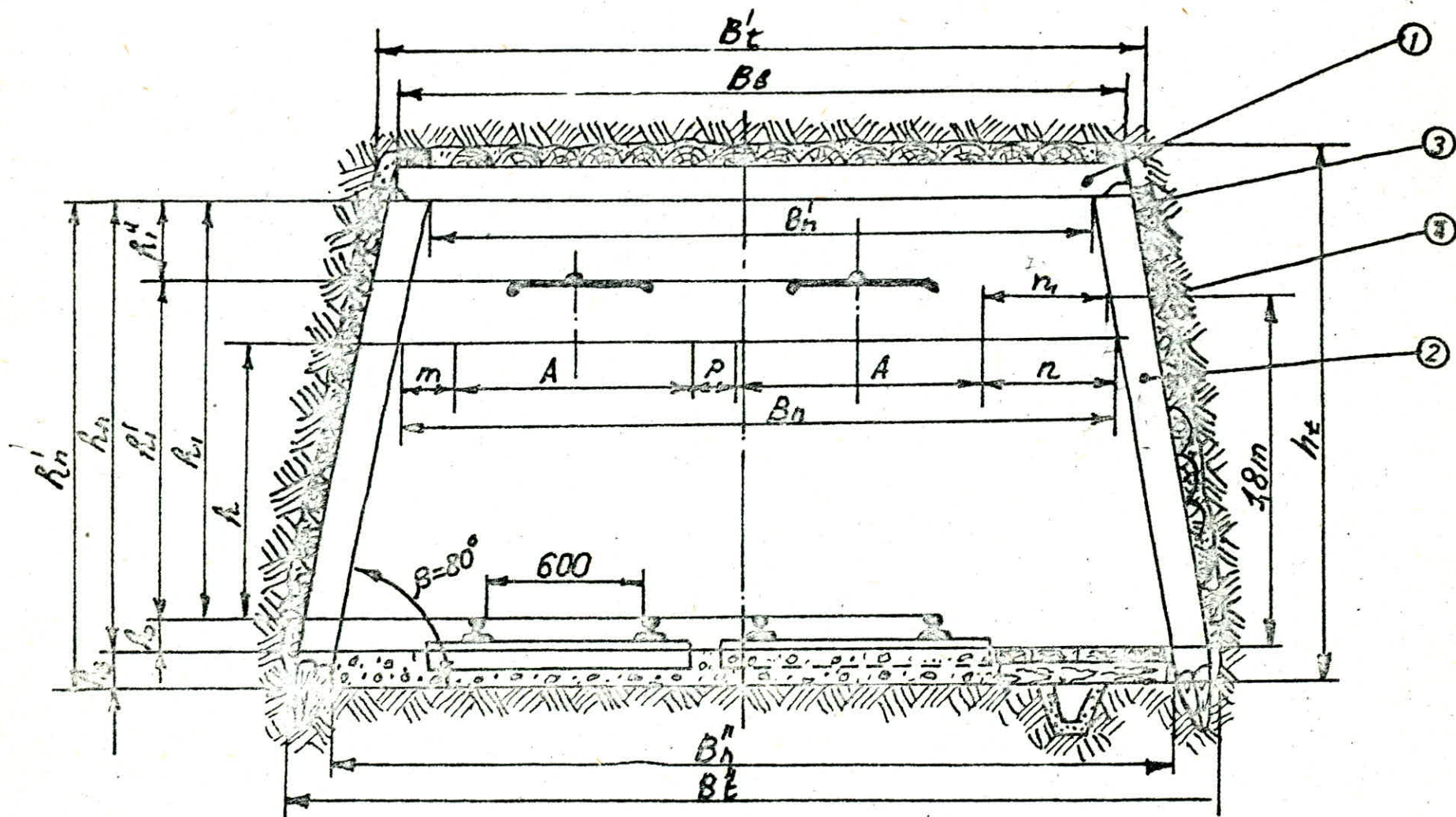


Fig.1 La forme trapezoidale de la section transversale des excavations horizontales et inclinées

## 2 SOUTÈNEMENT D'EXCAVATION

### 2 - I Choix des matériaux pour le soutènement

On utilise pour le soutènement des excavations les matériaux suivants : bois, métal; béton, béton armé pierres naturelles et artificielles.

Les matériaux de soutènement travaillent dans les mines dans les conditions particulières.

1- caractère de la manifestation de la pression des terrains est différent et varie dans un temps.

2- il ya l'action des eaux souterraines sur ces matériaux.

Le choix des matériaux pour le soutènement depend des facteurs suivants : durée de vie de l'excavation, propriétés mécaniques et physiques des roches, forme et dimensions transversales des excavations, profondeur de l'excavation et grandeur de la pression des terrains.

Lors du choix soutènement, il faut tenir compte de la grandeur de la pression de la direction qui peut se manifester du haut, des côtes et du bas. En présence de pression du bas, les roches sont expulsées dans l'ouvrage du côté de la salle.

Le plus souvent les excavations horizontales sont soutenues par des cadres de boisage incomplets, composés de deux montants et du chapeau avec les soles qui gonflent (penelle de boisage) qui supporte les montants ce type de soutènement s'appelle cadre incomplet de boisage.

On utilise habituellement, le soutènement au bois, si la durée de vie de l'excavation est moins que 5 ans où le soutènement métallique pour une durée de 5 - 10 ans ou le soutènement en béton pour des durées de 15 ou plus.

Si le coefficient de dureté des roches est 9 ou peut creuser le soutènement.

2°2 Calcul De La Pression Des Terrains.

a Etat de contrainte de roches sur le contour de l'exca-  
vation miniere

et calcul de la stabilité de l'auvrage sans soutènement

Autour des cavités des fissures des ouvrage minière, le champ de contrainte qui existe dans le massif de roches change. Les zones de tension elevées et basse surgissent après creusement des ouvrages. Souterrains. Nous pouvons même avoir tensions de tractions.

La grandeurs des tensions dépend beaucoup de la forme transersal des ouvrages. L'Etat de contrainte de roches sur le contour de l'ouvrage horizontale et inclinée et déterminé par la grandeur de la tension de compression maximale pour les murs et la tension de traction minimale pour le toit

- + Pour les murs :  $\sigma_{max} = K_1 \cdot H$ .
- + Pour les toits :  $\sigma_{min} = K_2 \cdot H$

ou  $K_1$  ET  $K_2$  sont les coefficient de concentration de tension de compression et de tension traction ;.

Les grandeurs  $K_1$  Et  $K_2$  sont déterminées d'après le tableau sui

Forme de la Section transversale	hauteur de la voûte h	Paramètre de la voûte		coefficient de la concentration de la tension		dureté f
		Rayon d'axe R	Rayon Latéral r	COE com $K_1$	Coefficient $K_2$	
Voûte et Pieds Droit	I/4s	0,905b	0,173b	2	0,4	$f > I_2$
	I/3b	0,692b	0,262b	2	0,4	$f \leq I_2$
	I/2b	0,5 b	-	2	0,25	$f \leq I_2$
Trapézoïdale	-	-	-	2	10	-

b - largeur de l'ouvrage.



Dans les ouvrages verticaux les tensions verticales maximum  
 $\bar{\sigma}_{max} = K_3 \cdot H \cdot K_3$  : est le coefficient de concentration  
des tensions de compression habituellement  $K_3 = 3$ .

La tension de compression minimal dans le plan horizontale  
pour la forme circulaire est égale  $\bar{\sigma}_{min} = K_4 \cdot \lambda_1 \cdot H$   
 $K_4$  : Coefficient de concentration de tension  $K_4 = 2$ .

Conclusion : On peut consider le contour de l'ouvrage  
minier comme stable si les tensions sur le contour ne  
dépassent pas la resistance de massif de roches à la com-  
pression et à la traction.

C'est à dire pour les murs  $Z_m = \frac{R_{COMP}}{\bar{\sigma}_{max}} \gg 1$

pour les toites  $Z_m = \frac{R_{+ 2as}}{\bar{\sigma}_{min}} \gg 1$

$Z_m$  et  $M_+$  : degis de stabilité

Mais ces conditions sont limitées nous ne pouvons par  
utilises une condition limité pour notre calcule, il faut  
passer à la condition nominal.

On peut faire cela on utilisons des réglemets de st<sup>RU</sup>-  
cture en beton ( pour analogie avec le beton).

Les conditions essentiels de la stabilité de structure en  
beton est la suivante :

$$R_{comp. m} \gg \bar{\sigma}_{max} \cdot M_I \cdot M_s$$

m. coefficient de la condition de travail pour le beton  
 $m = 7$

$Z_s$  : le coefficient de sur charge.  $Z_s = 1,5$  pour le pression  
des terrains  $\bar{\sigma}_{max}$  : tension maximal.

$R_{comp}$  : la resistance à la compression.

$M_I$  : reserve de la resistance de beton.

$$\eta_1 = \frac{\sigma_{\text{beton}}}{\sigma_{\text{nominal}}}$$

$\sigma_{\text{beton}}$ : la résistance de l'échantillon de béton.

$\sigma_{\text{nominal}}$ : la résistance nominale de béton.

$$\sigma_{\text{nominal}} = \frac{\sigma_{\text{normalif}}}{K} \quad \text{avec} \quad \sigma_{\text{normalif}} = 0,7 \sigma_{\text{beton}}$$

K coefficient de sécurité pour béton lourd  $K = 1,5$ .

$$\eta_1 = \frac{\sigma_b}{\sigma_{\text{nomi}}} = \frac{\sigma_b \cdot K}{\sigma_{\text{norm}}} = \frac{\sigma_b \cdot K}{0,7 \sigma_b} = \frac{K}{0,7} = \frac{1,5}{0,7} \approx 2$$

$$R_{\text{comp}} \cdot 0,7 \geq \sigma_{\text{max}} \cdot 2 \cdot 1,5$$

$$\frac{R_{\text{comp}}}{\sigma_{\text{max}}} \geq 4$$

Il faut que le degré de stabilité de massif de roches sans soutènement soit  $\eta \geq 4$ .

Après installations de toutes les valeurs nous pouvons obtenir.

les Conditions de stabilité des ouvrages souterrains sans soutènement

$$\eta_m = \frac{R_{\text{comp}}}{\sigma_{\text{max}}} = \frac{\sigma_{\text{comp}} \cdot K_1 \cdot \xi}{K_2 \cdot \gamma \cdot H} \geq 4$$

$$\eta_t = \frac{R_{\text{tr}}}{\sigma_{\text{min}}} = \frac{\sigma_{\text{tr}} \cdot K_2 \cdot \xi}{K_1 \cdot \lambda \cdot \gamma \cdot H} \geq 4$$

Application

$$\sigma_{\text{comp}} = 500 \text{ kg/cm}^2, \quad K_1 = 2, \quad K_2 = 2,0, \quad H = 150 \text{ m}$$

$$\lambda = \frac{M}{1-M} = \frac{0,25}{(1-0,25)} = 0,33, \quad \gamma = 0,0025 \text{ kg/cm}^3$$

$$\frac{\sigma}{\sigma} = \frac{2,96}{1,5} = 1,97 \longrightarrow K_s = 0,8$$

$$\frac{\sigma}{\sigma} = \frac{4,29}{1,5} = 2,86 \longrightarrow K_s = 0,7$$

$$\xi = 0,6$$

$$\eta_m = \frac{500 \cdot 0,8 \cdot 0,6}{2 \cdot 0,0025 \cdot 150 \cdot 10^2} = 3,2 < 4$$

$$\eta_t = \frac{50 \cdot 0,7 \cdot 0,6}{1 \cdot 0,0025 \cdot 0,33 \cdot 150 \cdot 10^2} = 1,69 < 4$$

b Pression de terrains.

La pression des terrains on peut calculer par la fomule de PROTODIAKONOVA :

Si  $T \ll 5 \text{ ans}$

$$\left\{ \begin{array}{l} p = \frac{4}{3} \frac{q^2}{r} \cdot \gamma \quad \text{en t/mètre linéaire de l'excavation (I7)} \\ p = \frac{4}{3} \frac{c^2}{r} \cdot \gamma \cdot L \quad \text{en t/cadre du soutènement de l'excavation (I8)} \end{array} \right.$$

si  $T > 5 \text{ ans}$

$$\left\{ \begin{array}{l} p = \frac{6}{3} \frac{q^2}{r} \cdot \gamma \quad \text{en t/Mètre linéaire de l'excavation (I9)} \\ p = \frac{6}{3} \frac{a^2}{r} \cdot \gamma \cdot L \quad \text{en t/cadre du soutènement de l'excavation (20)} \end{array} \right.$$

$\gamma$  est la pression des terrains  
a est la demi portée de l'excavation, en m selon notre calcul (voir la formule II,12)

$$a = \frac{B}{2} = \frac{3,75}{2} = 1,9 \text{ m.}$$

r est le coefficient de dureté de roches :  
L est la distance entre les cadres en m.  
 $\gamma$  est le poids volumétrique de roche, en  $\text{t/m}^3$   
Dans notre cas  $f = 5$ ,  $L = 0,7 \text{ m}$ ,  $\gamma = 2,5 \text{ t/m}^3$ .

Donc  $p = \frac{4}{3} \cdot \frac{1,9^2}{5} \cdot 2,5 = 2,4 \text{ t/m}$  linéaire de l'excavation

$$P = \frac{4}{3} \cdot \frac{1,9^2}{5} \cdot 2,5 \cdot 0,7 = 1,68 \text{ t/m}$$
 pour le cadre (22)

2.3 Determination Des Dimensions Du Soutènement.

Nous avons prid d'après le tableau le soutènement en bois. Le bois utiliser le soutènement doit posséder une grande resistance et resister aux influencees physico - mecaniques de l'atmosphere enoironnante.

Dans les mines on utilise le rond et le scié le long de l'axe.

On peut augmenter le délai de service par les moyens suivants :

- Utilisation d'un bois sec, sain, et traité de l'écorce
- Réalisation d'une ventilation active des excavations minières.
- Introduction dans le bois de substances antiparasitaires.

Ainsi on pourra augmenter le délais de vie du bois de 2 à 3 fois.

Les Dimensions du Boisage sont ;

$$d = 1,61 a \sqrt[3]{\frac{\gamma L}{R_f \cdot f}} \quad (23)$$

où

d est le diamètre du chapeau du soutènement, en cm.

a est la demi-porte de l'excavation, en.

$\gamma$  est le poids volumétrique de roche.

L est la distance entre les cadres, cm.

Rf est la tension admissible à la flexion du chapeau du boisage  $t_g/cm^2$  D'habitude  $f = 70 - 110 \text{ Kg/cm}^2$

f est le coefficient de dureté de roche

Mais dans cette formule les unités de mesures doivent être dans le même système.

Si le délai de service de l'excavation sera plus que 5 ans le diamètre du

Chapeau est

$$d = 2,04 \sqrt[3]{\frac{\gamma \cdot L}{R_f \cdot f}} \quad (24)$$

dans notre cas

$$d = 1,61 \cdot 1,30 \sqrt[3]{\frac{2.000 \cdot 5}{95 \cdot 5}} \quad (25) = 22 \text{ cm}$$

L'épaisseur du montant du cadre, d'habitude est égale à celle du chapeau.

La valeur du diamètre du bois  $4d''$  on peut la choisir du tableau 5.

Caractéristique du Soutènement en bois.

Tableau 5

Profondeur de l'excavation en m	Coefficient de la dureté de la roche $f$	2-3	4-6	7-9
		Diamètre de bois, en cm		
1,8 - 2,5		20	18	10
2,5 - 4,0		22	20	18
4,0 - 5,5		24	22	20

Épaisseur Minimale Des Parois-et de la Voûte en mm, du Soutènement en béton

Tableau

Profondeur de l'excavation en m.	Coefficient de dureté de roches $f$ .					
	2 ÷ 3		4 ÷ 7		8 ÷ 10	
	Parois	Voûte	Parois	Voûte	Parois	Voûte
1,8 - 3,0	250	200	200	170	200	170
3,0 - 4,5	300	250	250	200	200	170
4,5 - 6,0	400	300	300	250	250	200

### 3 - DIMENSIONS DES EXCAVATIONS

#### A TERRE NUE ET EN CREUSEMENT

##### A.I Calcul Des Dimensions de l'excavation en tenant compte du Soutènement

Après la détermination de l'épaisseur de soutènement de l'excavation on peut calculer les dimensions de l'excavation à terre nue.

La longueur de l'excavation à terre nue (  $B_t'$  ) au niveau du toit est

$$B_t' = B_h' + 2 ( D + c ) \quad (26)$$

où  $B_h'$  est la largeur nette de l'excavation au niveau du chapeau du soutènement en m

$d$  est le diamètre du montant en bois (voir formule 25) en m.

$c$  est l'épaisseur du garnissage, en m. On l'admet de 30 à 50 mm.

$$B_t' = 3,75 + 2 ( 0,22 + 0,05 ) = 4,29 \text{ m} \quad (27)$$

La largeur de l'excavation à terre nue (  $B_t''$  ) au niveau du mur est :

$$B_t'' = B_h'' + 2 ( h_b \cdot \text{ctg} \alpha + d + c ) \text{ en m} \quad (28)$$

où  $B_h''$  est la largeur nette de l'excavation au niveau du ballast (voir formule 14) en m  $h_b$  est la hauteur (voir tableau 2) en m.

$\alpha$  EST L'ANGLE D'INCLINAISON de la paroi de l'excavation par rapport au plan horizontale. D'habitude  $\alpha = 80^\circ$

$$B_t'' = 4,56 + 2 ( 0,20 \cdot 0,17 + 0,22 + 0,05 ) = 5,17 \text{ m} \quad (29)$$

La hauteur de l'excavation à terre nue (  $h_t$  ) est :

$$h_t = h_n + d + c \text{ en m} \quad (30)$$

où  $h_n$  est la hauteur de l'excavation à partir de l'excavation jusqu'au chapeau de soutènement (voir formule 6)

$d$  est le diamètre du chapeau à bois au l'épaisseur de poutre ou de la voute.

$c$  est l'épaisseur du graissage en m.

$$h_t = 2,69 + 0,22 + 0,05 = 2,96 \text{ m} \quad (31).$$

La Section à terre nue de l'excavation (  $S_t$  ) est

$$S_t = \frac{B'_t + B_t''}{2} \cdot h_t \quad \text{en } m^2 \quad (32)$$

$$S_t = \frac{4,29 + 5,17}{2} \cdot 2,29 = 14,0 \text{ m}^2 \quad (33)$$

La section de galerie en creusement est = (  $S_{cr}$  )

$$S_{cr} = ( 1,03 \div 1,05 ) S_t \quad \text{en } m^2 \quad (34)$$

$$S_{cr} = 1,05 S_t = 1,05 \cdot 14,0 = 14,7 \text{ m}^2 \quad (35)$$

#### 4. TRAVAUX DE TIR ET FORAGE

##### 4.1. Choix de la machine de foration :

Le choix des machines et équipements de forage s'effectue en fonction de la dureté des roches, de la fonction de l'excavation de la destination de l'ouvrage, du mode de sensement .

Pour les conditions données, on peut choisir la machine de forage d'après le tableau n°8 .

Le nombre admissible de machines de forages fonctionnant simultanément dans la taille est en fonction de la section de l'excavation et peut être déterminé d'après le tableau n°9 .

Les caractéristiques des machines et équipements de forage sont données dans les tableaux n°10 et n°11 .

Les diamètres des trous à forer sont supérieurs aux diamètres des cartouches des explosifs à 4 -7 mm .

IL est recommandé :

- a) d'utiliser les couronnes à coin pour les roches homogénéées sans fissurité .
- b) d'utiliser les couronnes en choix pour les roches fissurées .

Les diamètres des couronnes sont standardisés et sont égaux à 32,36,40,46,52,60,65 .



DOMAINES D'EMPLOI DES MACHINES DE FORAGE .

conditions	type du materiel
Roches molles ( $f=3-4$ ) .Excavations horizontales et inclinées .	1. Foreuses electrique à main ER-140 Z
Roches mi-dures ( $3 < F \leq 7$ ) excavation horizontales et inclinées	1. Foreuse electrique à colonne EBK-2V 2. Marteaux perforateurs à main PR-18L, PR-18L, PR-19, PR-22. avec les béquilles pneumatiques P-17LK , ou sur le manipulateur .
Roches dures ( $7 < F \leq 12$ ) .Ex cavations horizontales et inclinées	1. Marteaux perforateurs à main PR-24LU, PR-30K avec les béquilles pneumatiques P-18K , ou sur manipulateur. 2. Marteaux perforateurs à colonne KS-50, PK-3.
Roches tres dures ( $f > 12$ ) .Excavations horizontales et inclinées section de l'excavation est superieur à $5-6m^2$	1. marteaux perforateurs à colonne KS-50, PK-3 . 2. Chariot de forage BK-2 (pour les excavations horizontales .
Roches dures et tres dures ( $f > 7$ ) excavations horizontales et inclinées. Section de l'excavation est à $5-7 m^2$	1. marteaux perforateurs à main avec les béquilles pneumatiques ou sur le manipulateur .
Roches dures et très dures ( $f > 7$ ) excavation. horizontales de la hauteur importante ( $h_t$ 3-4m)	1. Chariot de forage BK-2 .
Roches dures et mi dures ( $3 < f \leq 12$ ) Excavation horizontales de la hauteur importante ( $h_t > 3-4m$ ) la section est superieur à $5-7m^2$ .	1. Chariot de forage KBM-3
Roches molles et mi dures ( $f < 7$ ) .excavation. Verticales et inclinées ( $> 30^\circ$ ) dont l'avance est de taille se produit du vers le bas .	1. Marteaux perforateurs à main PR-18, PR-19, PR-22 .
Roches dures et très dures ( $f < 7$ ) excavations. Verticales et inclinées ( $> 30^\circ$ ) dont l'avancement de la taille s'effectue du haut vers le bas	1. Marteaux perforateurs PR-30LU
Roches de toutes les duretes. excavations horizontales et inclinées ( $> 30^\circ$ ) dont l'avancement s'effectue du bas vers le haut .	1. Marteaux perforateurs telescopique PT-29, PT-36 .

Normes de la section de la taille pour une machine de forage .tableau 9

Type de machine	Section en m <sup>2</sup>
Foreuse électrique à main	2,0 - 2,5
Marteau perforateur à main	3,0 - 3,5
Marteau perforateur à main à la béquille pneumatique .	1,5 - 2,0
Marteau perforateur à colonne:	
a) Colonne est disposée verticalement	3,0 - 3,5
b) Colonne est disposée horizontalement	2,5 - 3,0
Marteau perforateur sur le manipulateur	2,5 - 3,0
Chariot de forage (pour une machine )	1,5 - 2,0

Caracteristique des machine de forage : tableau 10

Type de machine de forage	poids en Kg	diamètre de de l'outil de forage en mm	profondeur de forage en mm	consommation d'air comprimé m <sup>3</sup> /min	consommation d'énergie électrique kw
ER-140M	14,6	38-43	3	-	1,22
EBK-2V	110	36-45	4	-	3,7
PR-18LU	28	36-52	4	1,8-2,0	-
PR-19	23	36-52	4	1,8-2,0	-
PR-22	24,5	20-42	4	3,2	-
PR-24LU	26	40-46	5	2,8	-
PR-30K, PR-30LU	29,5	45-85	12	3,5	-
PS-50	50	40-65	12	4,3-4,7	-
PS-5	50	40-50	12	1,3	-
BK-2	1800	40-50	10	-	22,0

Caracteristiques des bequilles pneumatiques et manipulateurs : tableau 11

Types Indices	P-17LK	P-18LK	BI-54
type de perforateur	PR-18LU	PR-24LU	
sur quel la béquille est destinée	PR-19	PR-30K	EBK-5
	PR-22	PR-30LU	
secteur en mm	1230	1500	-
course de piston en mm	800	1100	1500
Poids en Kg	16	19	143

Longueur des trous en m ( $L_t$ ) : tableau 12

coefficient de dureté des roches	excavations horizontales et inclinée section en m <sup>2</sup>		excavations verticales (heminées) section en m <sup>2</sup>	
	5-12 m <sup>2</sup>	13-10m <sup>2</sup>	2-4 m <sup>2</sup>	4m <sup>2</sup>
1,5- 3	2,5-3,0 m	2,5-3,5	1,5-2,5	2-2,5
3 - 6	1,8- 2,0m	2,2-2,5	1,5-2,0	1,5-2,5
7 - 20	1,2-1,8 m	1,5-2,2	1,0-2,0	1,5-2,0

Selon les données de depart le coefficient de dureté  $f=5$  Sec =  $14,7m^2$  et le tableau 8 . Nous prenons comme la machine de foration le marteau perforateur à main PR-19 sur le manipulateur .

D'après le tableau 9 le nombre de marteaux perforateur à la taille de l'excavation doit etre : 
$$N = \frac{14,0}{3,5} = \frac{St}{3,5} = 4$$

où St est la section à terre nue de l'excavation ( voir formule 33 ) en mm , 3,5 est la norme de la section de la taille pour le marteau perforateur à main .

4.2. Longueur des trous :

La longueur moyenne des trous de mine est déterminée par la formule :

$$L_{tr} = \frac{V_m}{h_m \cdot h_c \cdot \eta} = \text{en m} \quad (37)$$

où  $L_{tr}$  est la longueur moyenne des trous de mine - - - - en m .

$h_m$  est le nombre de jours ouvrables par mois  $h_m = 24 \div 25$

$V_m$  est la longueur d'avancement de l'excavation par mois en m .

$h_c$  est le nombre de cycle par 24h si la durée de cycle  $T_c = 12 \quad h_c = 2$

$\eta$  est le coefficient d'utilisation  $\eta = 0,8-0,9 \quad T_c = 6 \quad h_c = 4$

$T_c = 8 \quad h_c = 3$

$$L_{tr} = \frac{90}{25 \cdot 2 \cdot 0,9} = 2,0 \text{ m} \quad (38)$$

La longueur des trous peut être déterminée d'après les données pratiques ( voir tableau 12 ) .

Pour augmenter l'efficacité des trous d'abattage et des trous de contour la longueur des trous de bouchon est prise de 100 à 200mm plus longue que celle des trous d'abattage et de contour .

4.3. Longueur d'avancement ( $L_{av}$ ) de la taille de l'excavation par cycle est :

$$L_{av} = L_{tr} \cdot \eta \quad \text{en m} \quad (39)$$

où  $L_{tr}$  est la longueur des trous en m

est le coefficient d'utilisation des trous .

$$L_{av} = 2,0 \cdot 0,9 = 1,8 \text{ m} \quad (40)$$

4,4 Le nombre nécessaire de trous de mine , on détermine d'après la formule 44

$$N_{tr} = \frac{12,7 \cdot q \cdot S_c}{d^2 \cdot K_r}$$

où  $N_{tr}$  est le nombre de trous de mines.

$q$  est la charge spécifique de l'explosif .....en  $Kg/m^3$  .

Ce paramètre peut être pris d'après les données pratiques (voir tableau 13) ou il faut calculer la méthode de calcul nous la présentons au-dessous.

On sait que la charge spécifique dépend de la section transversale de l'excavation et du coefficient de dureté des roches selon les paramètres (dans notre cas

$$S_c = 14,7 m^2 \text{ et } f = 5 ) .$$

Nous choisissons dans le tableau 13 que  $q = 1,4 Kg/cm^3$

$S_c$  est la section de l'excavation en creusement .  $S_c = 14,7 m^2$

$\eta$  est le coefficient d'utilisation des trous  $\eta = 0,9$

$d$  est le diamètre des cartouches de l'explosif en (voir tableau 16)  $d = 3,6 cm$

est la densité de l'explosif en  $g/cm^3$  d'après (tableau 15)  $= 1,15 g/cm^3$

$K_r$  est coefficient de remplissage du trou par l'explosif  $K_r = 0,7$

$$N_{tr} = \frac{12,7 \cdot 1,4 \cdot 14,7 \cdot 0,9}{3,6^2 \cdot 1,15 \cdot 0,7} = 22,9 = 23 (42)$$

Nous prenons le nombre de trous égale à 23 .

On divise tous les trous de mine dans le rapport suivant :

trous de BOUYON , Trous d'ABATTAGE , Trous de CONTOUR = 0,6:1:1,6

$$0,6 + 1,0 + 1,6 = 3,2 .$$

Le nombre de chaque type de trou est égale :

$$\text{trou de bouchon } N_{\text{tr.b}} = \frac{N_{\text{tr}} \cdot 0,6}{\sum} = \frac{23 \cdot 0,6}{3,2} = 4,3$$

$$\text{trou d'abattage } N_{\text{tr.ab}} = \frac{N_{\text{tr}} \cdot 1,0}{\sum} = \frac{23 \cdot 1,0}{3,2} = 7,2$$

$$\text{trou de contour } N_{\text{tr.cont}} = \frac{N_{\text{tr}} \cdot 0,6}{\sum} = \frac{23 \cdot 0,6}{3,2} = 11,5$$

Nous prenons le bouchon centrale pyramidal et Trou de Bouchon  $N_{\text{tr.b}} = 4$

Trou d'abattage  $N_{\text{tr.ab}} = 7$

Trou de contour  $N_{\text{tr.cont}} = 12$

Charge d'explosif spécifique (q) d'après les donnés pratiques .

tableau 13

le coefficient de dureté des roches f	q en Kg/m <sup>3</sup>					
	Section transversale des excavations , en m <sup>2</sup>					
	1,5 m <sup>2</sup>	5-7	7-10	10-15	15-20	20
2-3	1,4	1,2	1,0	0,85	0,7	0,6
4-6	1,9	1,8	1,6	1,4	1,2	0,9
7-9	3,0	2,7	2,4	2,7	2,0	1,3
10-14	4,2	3,8	3,4	3,2	2,5	2,1
15-18	4,5	4,3	4,0	3,8	3,6	3,0
19-20	5,0	4,8	4,5	4,2	4,0	3,4

#### 4.5. Caracteristiques générales des explosifs .

On appelle explosif une combinaison chimique ou un mélange mécanique qui , sous l'action d'une impulsion extérieure (étincelles) est apte à exploser, c'est à dire pouvant se transformer instantanément en d'autres combinaisons chimiques avec dégagement de chaleur et formation de gaz capable de produire un travail mécanique .

On appelle explosion une réaction chimique très exothermique et extrêmement rapide libérant une grande quantité d'énergie , de gaz qui sous l'effet de la température élevée, se dilatent instantanément, produisant un travail mécanique et engendrent dans le milieu environnant des ondes de choc d'explosion ; c'est à dire une variation saccadée de la pression se répandant dans le milieu à une vitesse supersonique .

##### Type et description des explosifs

Les explosifs du commerce peuvent être classés dans les catégories suivantes:

\*\*\*Explosifs déflagrants = ( explosifs faibles , ou lents ) .

Ce sont ceux qui même comprimés detonnent lentement , atteignant au maximum 500m/s ils provoquent une flamme longue et prolongée

\*\*\*Explosifs détonnants = ( explosifs puissants ) .

Ce sont ceux qui detonnent avec une grande vitesse , atteignant , lorsqu'ils sont comprimés de 1200 à 7200m/s .

Ils provoquent une flamme courte et chaude ( dynamites ) .

#### 4.6 Choix Du Type D'explosifs et des Moyens de mise à feu.

Le choix du explosifs dépend de la densité des roches, de l'existence de Gaz et poussières inflammatoire dans le chantier du type de travail à exécuter ( grandes au petites masses de ~~xxx~~ roches, explosion prescrite pour former des cavités, tracés de voutes, etc....). Des conditions intervenant sur le chargement des explosifs ( sol humide, souterrain, etc...).

a Domaine D'utilisation des Explosif  
( pour mine nous dangereuses );.

Tableau I4.

Coefficient de dureté des roches	Type d'explosif
88            3 - 6	Dinaftalite
6 - 10	Ammonite N6 <del>6V</del> , Ammonite N7 <del>6V</del> , Ammonite, Ammonite I
10	Ammonal, Ammonite N3, Ammonite I Dynamite a 62% et 83%

Pour nos conditions et à partir du tableau I4 on peut choisir la "Dinaftalite".

b Caractéristiques de la Dinaftalite  
( sont données dans le tableau I5 et I6 )

- Capacité de Travail  $P = 320 \text{ Cm}^2$
- Coefficient de Travail relatif  $e = \frac{380}{320} = 1,19$
- Densité de l'explosif  $1,15 \text{ g / cm}^3$
- Diamètre de la cartouche  $\varnothing = 36 \text{ mm.}$
- Longueur de la cartouche  $L = 22 \text{ cm.}$
- Poids de la cartouche  $P_{\text{cart}} = 250 \text{ g.}$



# Caractéristiques Des Explosifs.

Tableau 15

Type d'explosif	Composition	Capacité de travail (P) en kg/cm <sup>3</sup>	Coefficient de Capacité de travail relative $e = \frac{380}{P}$	Densité en g/cm <sup>3</sup>
Dynamite à 62%	Nitro-glycerine Nitroglicol	380 - 420	1	1,4 - 1,45
Ammonite N1	Trotyl Heksogène Poudre d'aluminium Selitre d'ammonium	450 - 480	0,85	1,45 - 1,55
Ammonite N°3	Trotyl Poudre d'aluminium Heksogène	430 - 470	0,88	1,0 - 1,2
Ammonite N6 GV	Trotyl Selitre d'ammonium	360 - 380	1,05 - 1,0	1,0 - 1,2
Ammonite N7 GV	Trotal Selitre d'ammonium	350 - 370	0,99	0,95 - 1,1
Détonite	Ammonal	485 - 450	0,89	1,0 - 1,15
Dinaftalite	Selitre d'ammonium Dinitronaphtaline	320 - 350	1,15	1,0 - 1,15
Ammonal	Trotyl Poudre d'aluminium Selitre d'ammonium	400 - 430	0,95	0,95 - 1,1
Dynamite à 83%	Nitroglycérine	460 - 500	0,82	1,4 - 1,5

## Caractéristiques Des Cartouches D'explosif :

Tableau 16

Explosif	Cartouche poids en g (g)	Diamètre de la cartouche			
		31	36	40	45
		longueur des cartouches ( $l_c$ ), en cm			
Tous les Explosifs sauf dynamite à 62%	200	22 - 23	17 - 18	14 - 15	11 - 12
	250	28 - 29	22 - 23	18 - 19	14 - 15
	300	34 - 35	26 - 27	21 - 22	16 - 17
	400 comprimé	33 - 34	26 - 27	21 - 22	16 - 17
dynamite à 62%	0	-	-	-	24

## Charge Spécifique D'explosif $q_1$ en fonction De Dureté Des Roches

Tableau 17

Coefficient de dureté des roches $f_1$	Charges spécifique de l'explosif pour les conditions standardisées, en $kg/m^3$ $q_1$
15 - 20	1,2 - 1,5
10 - 15	1,0 - 1,1
8 - 9	0,8 - 0,9
4 - 7	0,4 - 0,7
2 - 3	0,2 - 0,3
2	0,15

## Valeur du Coefficient $f_1$ en fonction du type de roches :

Tableau 18

Caractéristique des roches	Coefficient $f_1$
Roches élastiques, poreuses	2,0
Roches fissurées, roches schistiques et disloquées	1,4
Roches cassantes, sans fissurite	1,1
Roches dures homogènes	0,8

## ● Moyens de Mine à feu

Selon les données de départ la catégorie de la mine en gaz et en poussière est Ier c'est à dire dans une taille de l'excavation il y a peu de gaz. C'est pour cela qu'il est conseillé de prendre pour la mise à feu les detonateurs électriques instantanés (ED-8-P) au court retard.

Les detonateurs sont des tubes cylindriques de cuivre au d'Al de 6 à 7 mm de diamètre dans les quels on distingue au moins : une charge amorçante, une charge détonante, un filament électrique et une masse isolante.

C'est le passage d'un courant électrique dans le filament qui s'il est de durée et d'intensité suffisantes, provoque, l'inflammation de la charge amorçante qui la transmet à la charge détonante.

### 4.7 Charge Spécifique D'explosif :

Pour le calcul de la charge spécifique d'explosif on peut utiliser la formule suivante.

$$q = q_I \cdot F_I \cdot V \cdot E \quad \text{Kg / m}^3$$

où  $q_I$  est la charge d'explosif pour les conditions standardisées en Kg/m<sup>3</sup>.

On le détermine d'après le tableau I7. Nous prenons

$$q_I = 0,5 \text{ Kg/m}^3$$

$$q_I = 0,5 \text{ Kg / m}^3$$

$F_I$  est le coefficient en tenant compte de la structure des roches.  $F_I$  est pris d'après le tableau I8.

Nos roches sont fissurées. C'est pourquoi nous avons pris  $F = 1,4$

$e$  est le coefficient de la capacité de travail relatif de l'explosif

$$e = \frac{380}{P} = \frac{380}{320} = 1,15$$

selon le tableau I5  $e$  est aussi  $e = 1,15$ .

V . est le coefficient en tenant compte de nombre du surface libre autour de la charge à exploser et aussi en tenant compte de la section de l'excavation.

Si le nombre de surfaces libres est égal à 2 .  $V = 12 : 15$  .

Si le nombre de surfaces libres est une seule, le coefficient ( V ) est :

$$V = \frac{6,5}{V_{st}}$$

Où  $S_t$  est la section de l'excavation à terre nue.

Dans notre cas  $V = \frac{6,5}{V_{I4}} = \frac{6,5}{3,74} = 1,74$ .

D'où  $q = 0,5 \cdot 1,4 \cdot 1,74 \cdot 1 \cdot 15 = 1,4 \text{ Kg/m}^3$  (44) .

La charge spécifique selon les données de départ et le tableau I3 est égale aussi

$$q = 1,4 \text{ Kg / m}^3.$$

#### 4.6 Charge totale D'explosif :

La consommation totale de l'explosif pour une coupe est déterminée d'après la formule :

$$Q_{ex} = q \cdot V \quad \text{en Kg} \quad (45)$$

ou  $Q_{ex}$  est la charge totale d'explosif en kg.

$q$  est la charge spécifique d'explosif ( voir la formule 44 ou tableau I3 ) en  $\text{Kg / m}^3$

V. est le volume des roches à tirer en  $\text{Cm}^3$ .

$$V = L_{av} \cdot S_{cr} = L_{tr} \cdot \eta \cdot S_{cr}$$

où  $S_{er}$  est la section transversale de l'excavation (voir formule 35)  $S_{er} = 14,7 \text{ m}^2$   
 $L_{av}$  est la longueur d'avancement de l'excavation (voir formule 40)  $L_{av} = 1,8 \text{ m}$ .  
 $L_{tv}$  est longueur des trous en m.  
 $V$  est le coefficient d'utilisation du trous .  $V =$

$$V = 14,7 \cdot 1,8 = 26,4 \text{ m}^2 \quad (46)$$

La charge totale est égale à :

$$Q_{ex} = 1,4 \cdot 26,4 = 37 \text{ Kg.} \quad (47)$$

- La consommation moyenne pour un trou est :

$$q_m = \frac{Q_{ex}}{N_{tr}} \quad \text{en Kg} \quad (48)$$

ou  $q_m$  est la charge moyenne par trou en Kg.

$Q_{ex}$  est la charge totale d'explosif (voir formule 47)  $Q_{ex} = 37 \text{ Kg}$

$N_{tr}$  est le nombre totale des trous (voir formule 42)

$$N_{tr} = 23$$

$$q_m = \frac{37}{23} = 1,61 \text{ Kg} \quad (49)$$

#### 4.9 Charge D'explosif Dans Chaque Trou :

La charge d'explosif pour chaque trou on peut selon les formules suivantes :

$$q_b = (1,1 - 1,2) q_m \quad \text{en Kg}$$

ou  $q_b$  est la charge des trous de bouchon, en Kg

$q_m$  est la charge moyenne pour un trou .  $q_m = 1,61 \text{ en Kg}$

$$q_b = 1,1 \cdot 1,61 = 1,77 \text{ Kg} \quad (50)$$

La charge des trous d'abattage  $q_{ab}$ .

$$q_{ab} = q_m;$$

$$q_{ab} = 1,61 \text{ Kg.} \quad (51)$$

La charge des trous de contour  $q_{cont}$

$$q_{cont} = (0,8 - 0,9) q_m$$

$$q_{cont} = 0,8 \cdot 1,61 = 1,29 \text{ Kg}$$

#### 4-10 Nombre De cartouches Dans Chaque Type De Trou.

Le nombre de cartouches dans chaque type de trou on determine d'après le formule.

/// Le nombre de cartouches dans un trou de bouchon ( $nb$ ) est :

$$nb = \frac{q_b}{q_e}$$

où  $q_b$  est la charge des trous de bouchon (voir formule 50,  $q_b = 1,77 \text{ Kg}$ )

$q_e$  est le poids d'une cartouche, en Kg (voir tableau 16.  $q_e = 0,25 \text{ Kg}$ )

$$nb = \frac{1,77}{0,25} = 7,09$$

Le nombre de cartouches obtenus peut-être fractionné. Dans ce cas il faut arrondir les résultats pour le nombre de cartouche entier

C'est pourquoi nous prenons  $nb = 7$ .

/// Le nombre de cartouches dans un trou d'abattage est ;

$$nb = \frac{q_{ab}}{q_e} = \frac{1,61}{0,25} = 6,44 \quad (54)$$

/// Le nombre de cartouches dans un trou de contour ( $nb_{cont}$ ) est :

$$nb_{cont} = \frac{q_{cont}}{q_e} = \frac{1,29}{0,25} = 5,16 \quad (55)$$

#### 4.II Consommation Totale Réelle De L'explosif :

Après avoir établi définitivement le nombre de cartouches dans chaque type de trou il convient de recalculer totale réelle de l'explosif par la formule suivante.

$$Q_r = q_c (n_b N_b + n_{ab} N_{ab} + n_{cont} N_{cont} )$$

où

$Q_r$  - est la consommation totale réelle de l'explosif.....en Kg.

$q_c$  - est le poids d'une cartouche d'explosif.

$$q_c = 0,25 \text{ Kg (voir tableau I6 )}.$$

$n_b, n_{ab}, n_{cont}$  est le nombre de cartouches dans un trou de  $n_b$  bouchon, d'abattage et se contour.

$N_b, N_{ab}, N_{cont}$  est le nombre de trou de bouchon, d'abattage et de contour.

$$Q_r = 0,25 (7.4 + 7.7 + 6.12 ) = 37.25 \text{ Kg (56).}$$

#### 4.12 Calcul Du Reseau Electrique ;

Pour la mise à feu électrique on se sert du courant délivrée par explosifs ou prelevé sur le reseau d'eclairage.

Nous prenons le branchement des detonateurs en serie en utilisant le ~~ve~~reseau declairage. Dans tout le cas, le branchement est de telle sorte que le courant circulant dans, chaque, detonateur l'intensité de sécurité ne soit pas inferieur à 2,5 A. Si on utilise le courant alternatif et à 2,0 A si on utilise le courant continu.

Pour la connection en serie

$$I = \frac{E}{R_f + r_e \cdot m_d} \quad \text{en A (57).}$$

où  $I$  est l'intensité du courant électrique en A.

$E$  est la tension électrique de source. Pour le reseau E.220V

$R_f$  est la raistance électrique des fils connection en ohm

$$R_f = \frac{L_f}{S_f} \cdot P \quad \text{en ohm (58).}$$

où  $P$  est la resistivité spécifique des fils pour le fer

$$P = 0,1324$$

pour le cuivre

$$P = 0,0175$$

pour l'alluminium

$$P = 0,0286.$$

$L_f$  est la longueur des fils électrique, ou m

$S_f$  est la section du files en mm<sup>2</sup>  $S_f = 0,2 ; 0,7 \text{ mm}^2$

$r_e$  est la resistance életrique d'un detonateur, en ohm 1,5 ohm

$m_d$  est le nombre de detonateurs.

Dans notre cas la resistance électrique des fils de connection est égal ;

$$R_f = 0,0175 \cdot \frac{100}{0,5} = 3,5 \quad \text{ohm.}$$



$$I = \frac{220}{3,5 + 15,23} = \frac{220}{38} = 5,8 \text{ (59)}$$

Remarque ==

Lintensité du courant électrique dans un détonateur (Ib)

$$I_b = I = 5,84 \quad 2,04$$

de passe le courant de surtension dans un détonateur (2,04).

#### 4.12 Disposition Des Trous En Taille.

La disposition des trous de mine en taille depend de la dureté des roches, de la structure des roches, des dimensions de la section et du nombre de surfaces degagées.

Dans la pratique de creusement des excavations horizontales et inclinées on utilise plus souvent les bouchons en coin ( fig ; 2 ) pyramidaux centraux ( fig.3 ) prismatique ( fig.4 ) et en fonte.

Des bouchons en coin utilisées lors du creusement des excavation de section superieur à 4m<sup>2</sup> et de la largeur superieur à 1,8 m dans les roches homogènes de dureté moyenne 3 - 7 et dans les roches stratifiéés ou fissurées.

Si la stratification ou la fissurité des roches est verticale alors on utilise le bouchon verticale en coin ( fig.3), si la stratification ou fissurité est horizontale, on recourt aux bouchons horizontaux en coin ( fig.3).

Les parametres des bouchons en coin présentés dans le tableau I9.

lors du creusement des excavations de section superieur à 4 m<sup>2</sup> des roches dures homolithes en utilise le bouchon pyramidale ( Fig.3 ).

Pour les excavations de petites sections sous des roches dures nomothés en utilise les bouchons prismatiques (Fig. 4). Les trous de mine de ces bouchons sont disposés perpendiculairement au front de taible. On ne charge pas d'habitude le trou de mine central du bouchon prismatique et quelques trous de mine du bouchon en fonte.

ce qui concerne la disposition des trous en taille il faut suivre les réglés suivantes :

+ 1 les trous de bouchon sont disposés empte des dimension dimensions données dans le tableau I9.

+ 2 les d'abattage sont disposés à peu près perpendiculairement au font de la taille. La distance minimale entre les trous d'abattage et les trous de bouchon dépend de la dureté des roches.

Si le coefficient de dureté  $f \geq 7$  ; la distance entre les trous voisins doit être supérieur 0,3 m.

Si  $f < 7$  alors cette distance doit être supérieur à 0,45 m.

+ 3 les trous de contour sont forés avec une pente à la direction des parois de 85 à 87°. La distance entre les trous de contour est prise égale à 0,55 - 0,7 m.

Dans les roches dures les tailles de ces trous peuvent sortir au delà du contour prévu de l'excavation à 10-15 m.

La disposition des trous de notre exemple est présenté sur la fig.5.

Après avoir disposer des il faut remplir le tableau pour tous les ~~xxx~~ trous.

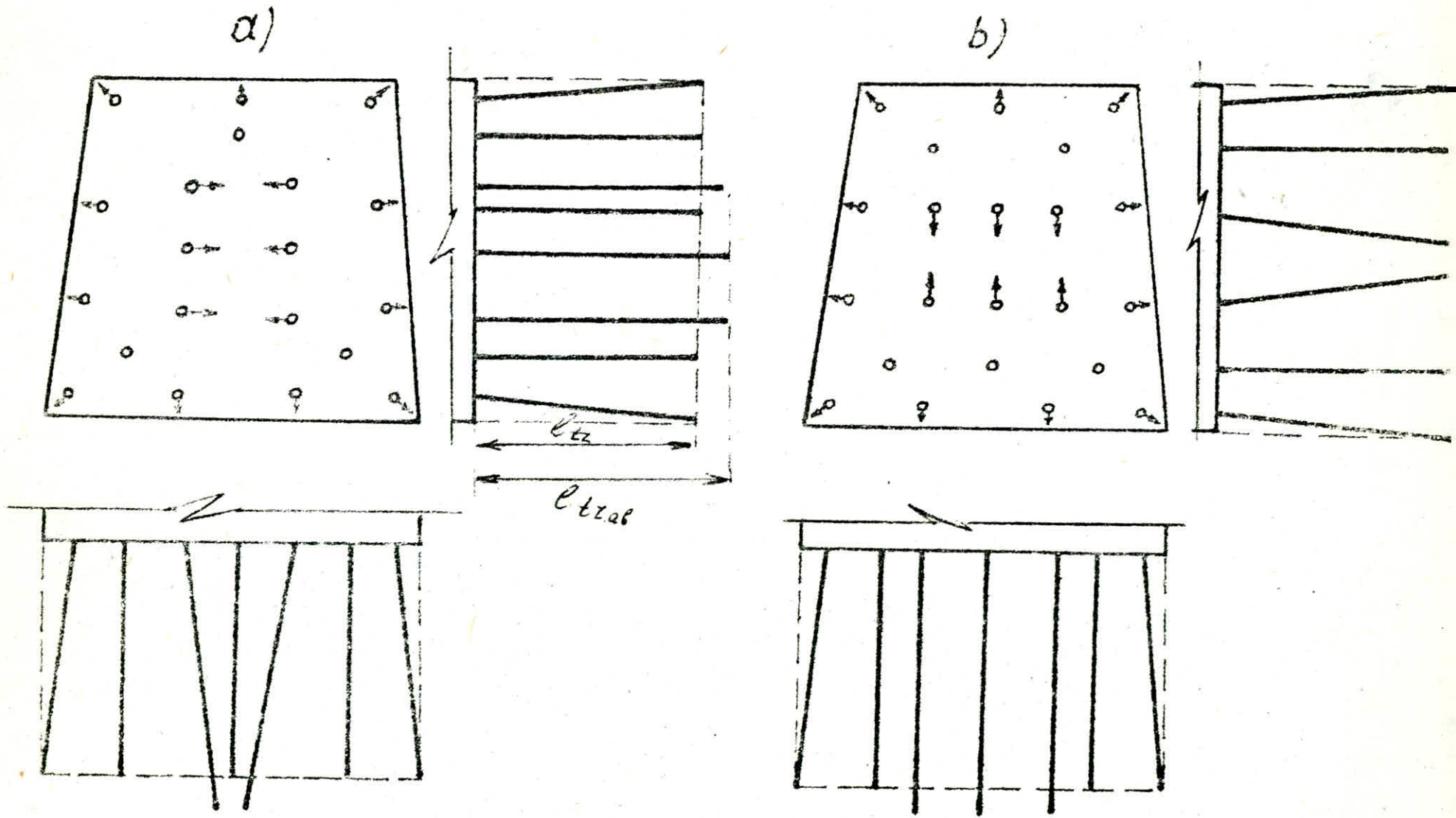


Fig 2. Bouchon en coin: a)-vertical; b)-horizontal

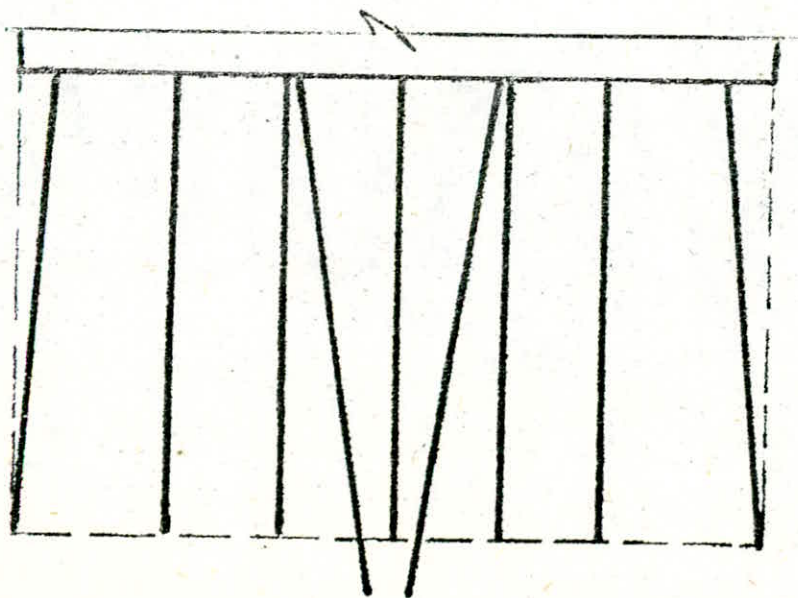
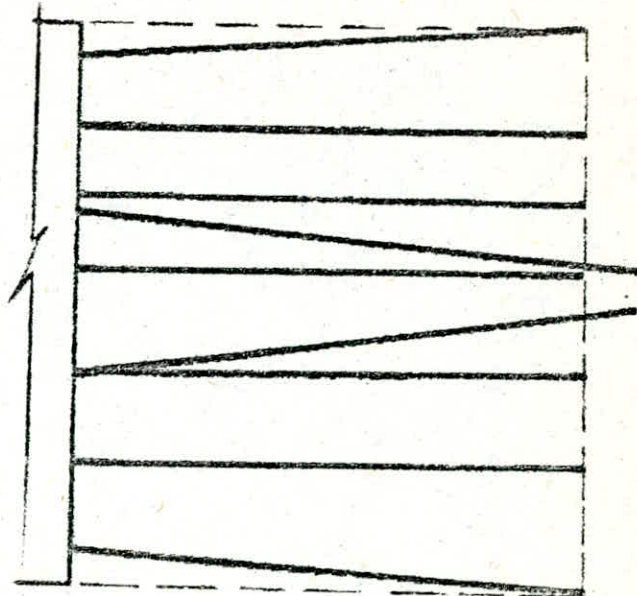
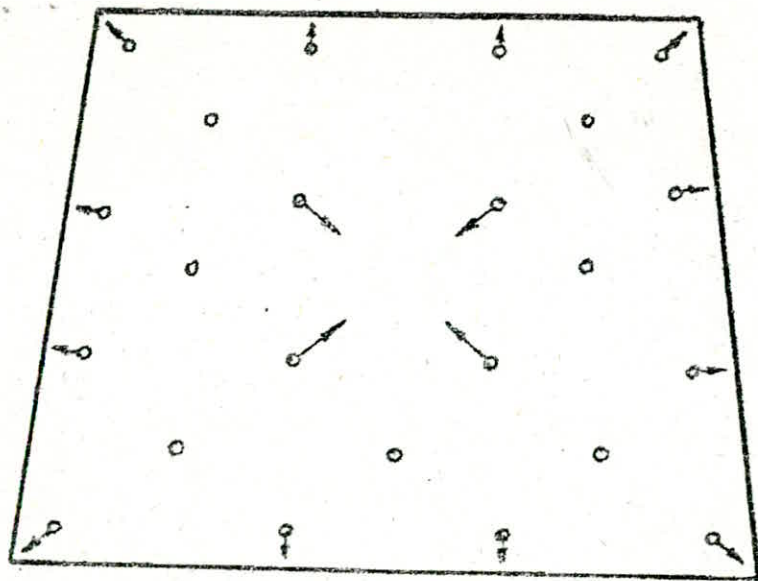


Fig. 3. Bouchon pyramidal  
central

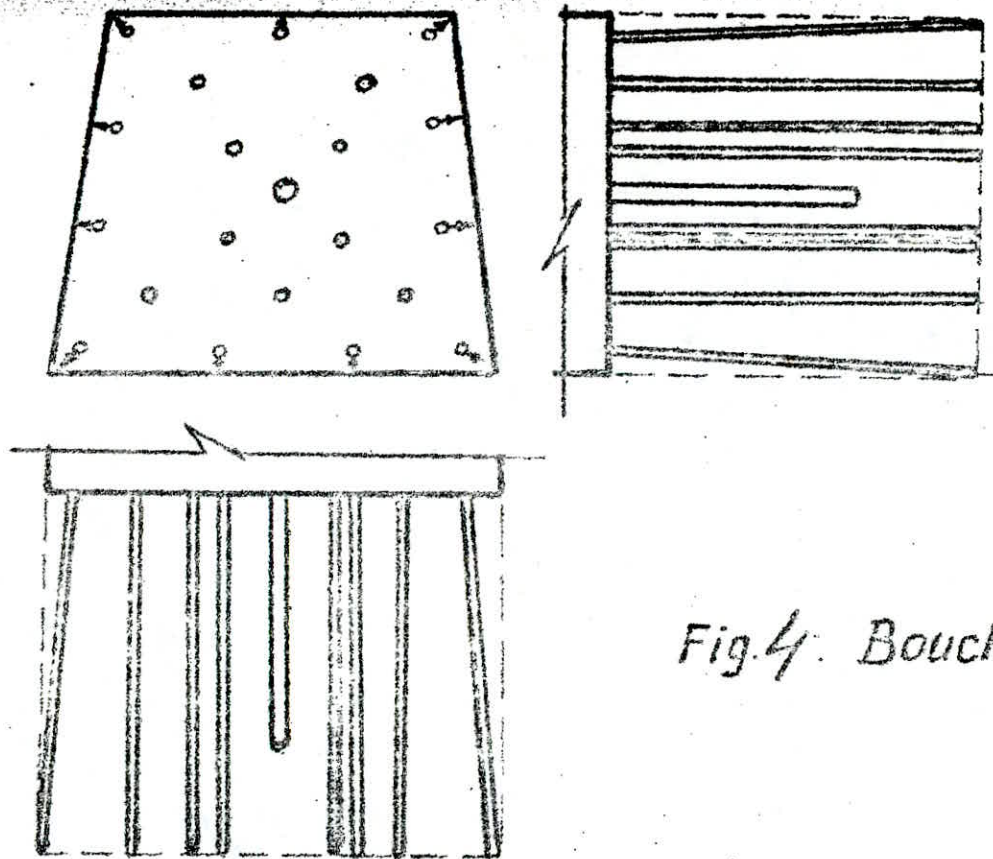


Fig. 4. Bouchon prismatique

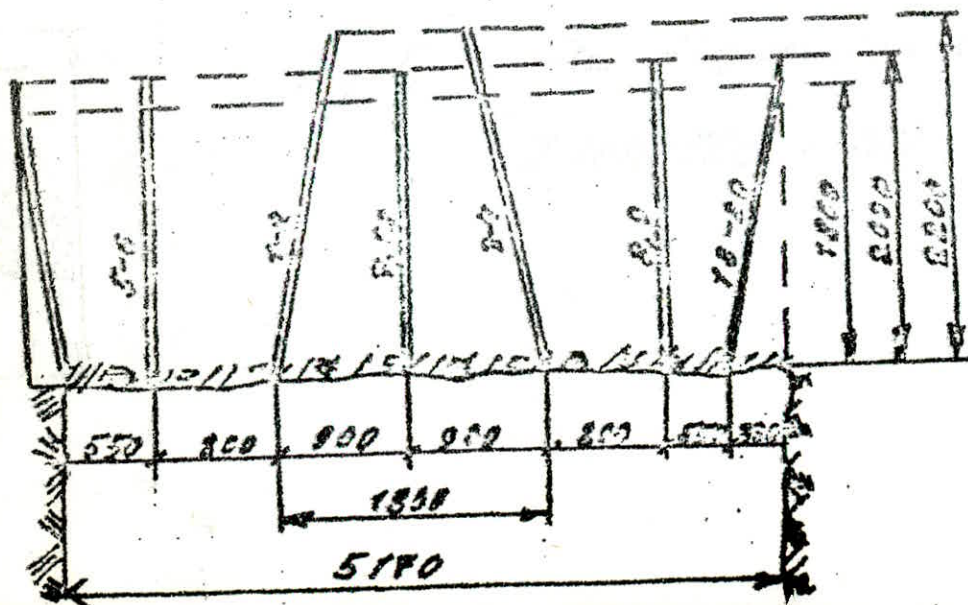
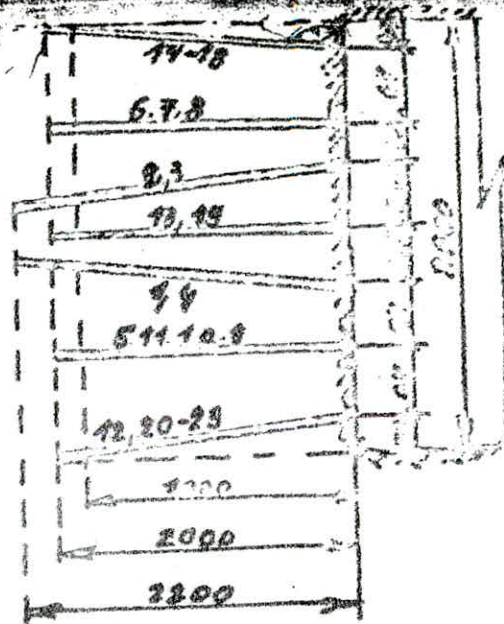
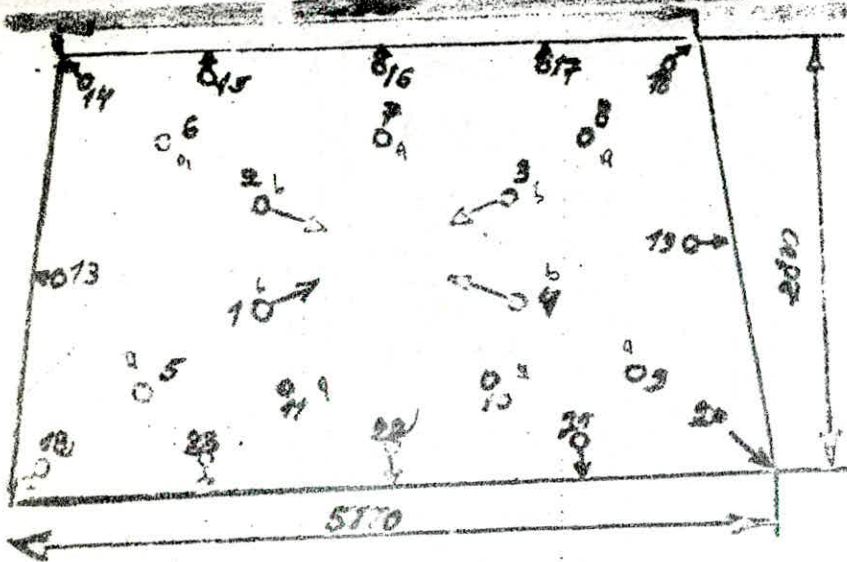


Fig. 5 La disposition des  
L'échelle 1:50

# Paramètres Des Bouchons à Loiq.

Tableau 19

Coefficient de Dureté d'après prof. PRODODIAKONOV $\rho$	Angle de l'inclinaison des trous, en $^{\circ}$	Nombre de trous de bouchon		Distance entre les rangées des trous de bouchon en m
		Section de l'excavation $S < 12 \text{ m}^2$	Section de l'excavation $S > 12 \text{ m}^2$	
2 - 3	80 - 70	4	4 - 6	0,6
4 - 6	80 - 70	4 - 6	6 - 8	0,45
7 - 9	70 - 65	6 - 8	8 - 10	0,4
10 - 12	65 - 55	8 - 12	12 - 14	0,35

Tableau 20

Détonateur Électrique		numéro de trous	longueur de trous, en m	longueur de la charge, en m	longueur du bourrage, en m	Angle d'inclinaison de trous		Suite de mise à feu
Types	Quantité					Dans un plan horizontal	Dans un plan vertical	
ED-8P	4	1 = 4	2,2	$7^* \cdot 0,22^{**} = 1,54$	$2,2 - 1,54 = 0,66$	75°	75°	I
EDKZ-25	7	5 = 11	2,0	$7^* \cdot 0,22 = 1,54$	$2,0 - 1,54 = 0,46$	90°	90°	II
EDKZ-50	12	12 = 13	2,0	$6^* \cdot 0,22 = 1,32$	$2,0 - 1,32 = 0,68$	80°	80°	III
	23	1 = 23	46,8	32,78	14,02	/	/	/

$7^*, 7^*, 6^*$  ce sont les nombres des cartouches dans un trou de bouchon, d'abattage et de contour.  
 $0,22^{**}$  est la longueur d'une cartouche (voir tableau 16) /<sub>100</sub>.



## 5 VENTILATION

### 5.1 Rôle de la ventilation et choix du schéma approprié .

La ventilation d'un tunnel a pour but de rendre l'air qui s'y trouve en particulier sur le front de taille , respirable , exempt de variation de températures , dépourvu de gaz toxiques provenant des explosions et des moteurs à explosion , et enfin exempt de poussière provenant du forage et du travail .

La ventilation est pratiquement toujours forcée et se fait sous l'une des formes :

a) Injection d'air frais , par une tubulure qui transporte l'air jusqu'au front de travail . Elle est dite soufflante .

b) Aspiration de l'air vicié par des tuyauteries semblables à celle du cas précédent , à l'endroit du front de taille , l'air frais sera fournie par aspiration induite depuis l'ouverture du tunnel . Elle est dite aspirante.

c) Injection et aspiration combinées par deux conduites , l'une pour l'injection et l'autre pour l'aspiration . Elle sera dite combinée .

Habituellement , on utilise la ventilation soufflante de l'excavation en cul-de-sac à l'aide des conduites de refoulement et des ventilateurs spéciaux (fig.6a) , la direction du courant d'air est indiquée par les flèches .

Si le ventilateur ou la fin de la conduite est installé au voisinage d'un ouvrage traversé par les produits de l'explosion , il doit être placé dans le courant d'air frais à une distance supérieure à 10m , car , autrement , ces derniers peuvent être aspirés par le ventilateur et refoulés dans le chantier.

Le schéma de la ventilation aspirante (fig.6b) , peut être utilisé dans un cas si à la taille de l'excavation y pas de gaz .

Pour assurer l'aération de l'excavation , qui est très longue , on utilise un schéma combiné (fig.6c) de ventilation soufflante et aspirante . Dans ce cas , on installe à une certaine distance du front , une cloison avec une porte qui doit être fermée pendant la ventilation .

Cette cloison est traversée par deux conduites . L'air frais est refoulé par une conduite avec le ventilateur soufflant et par l'autre conduite les produits d'explosion sont évacués par le ventilateur aspirant .

#### 5.2 Calcul de la quantité d'air :

Après le choix du schéma de la ventilation de l'excavation minière il faut calculer la quantité d'air . C'est à dire il faut déterminer le rendement du ventilateur , leur dépression et la puissance du moteur .

La quantité d'air frais par l'aéragé , on peut déterminer d'après quelques facteurs :

1. Selon le nombre des ouvriers travaillant simultanément dans une taille de l'excavation .
2. Selon la quantité totale de l'explosif , qui s'explosent simultanément.
3. Selon la quantité du dégagement de gaz .

D'habitude , dans une condition de l'Algérie la grandeur de la quantité d'air frais , selon la quantité de l'explosif , est plus grande .

D'après ce facteur la quantité d'air peut être calculer par la formule :

$$Q = \frac{2,3}{t_v} \cdot \sqrt[3]{Q_{\text{exp}} \cdot S_n^2 \cdot L_{\text{exc}}^2 \cdot b \cdot K_n} \quad (\text{m}^3/\text{mn}) \quad (60)$$

Avec:

$Q$  - est la quantité d'air pour l'aéragé de l'excavation en  $\text{m}^3/\text{mn}$  .

$Q_{\text{exp}}$  - est la quantité totale réelle des explosifs explosant simultanément (voir formule 56) .  $Q_{\text{exp}} = 37,25 \text{ Kg}$  .

$t_v$  - est la durée de la ventilation de l'excavation après le tir en mn .

On admet  $t_v = 15 - 30 \text{ mn}$  .

Nous prenons  $t_v = 30 \text{ mn}$  .

$S_n$  - est la section nette de l'excavation en  $\text{m}^2$  (voir formule 16) .

$$S_n = 10,3 \text{ m}^2$$

$L_{\text{exc}}$  - est la longueur de l'excavation en m . Selon les données se départ

$$L_{\text{exc}} = 400 \text{ m} .$$

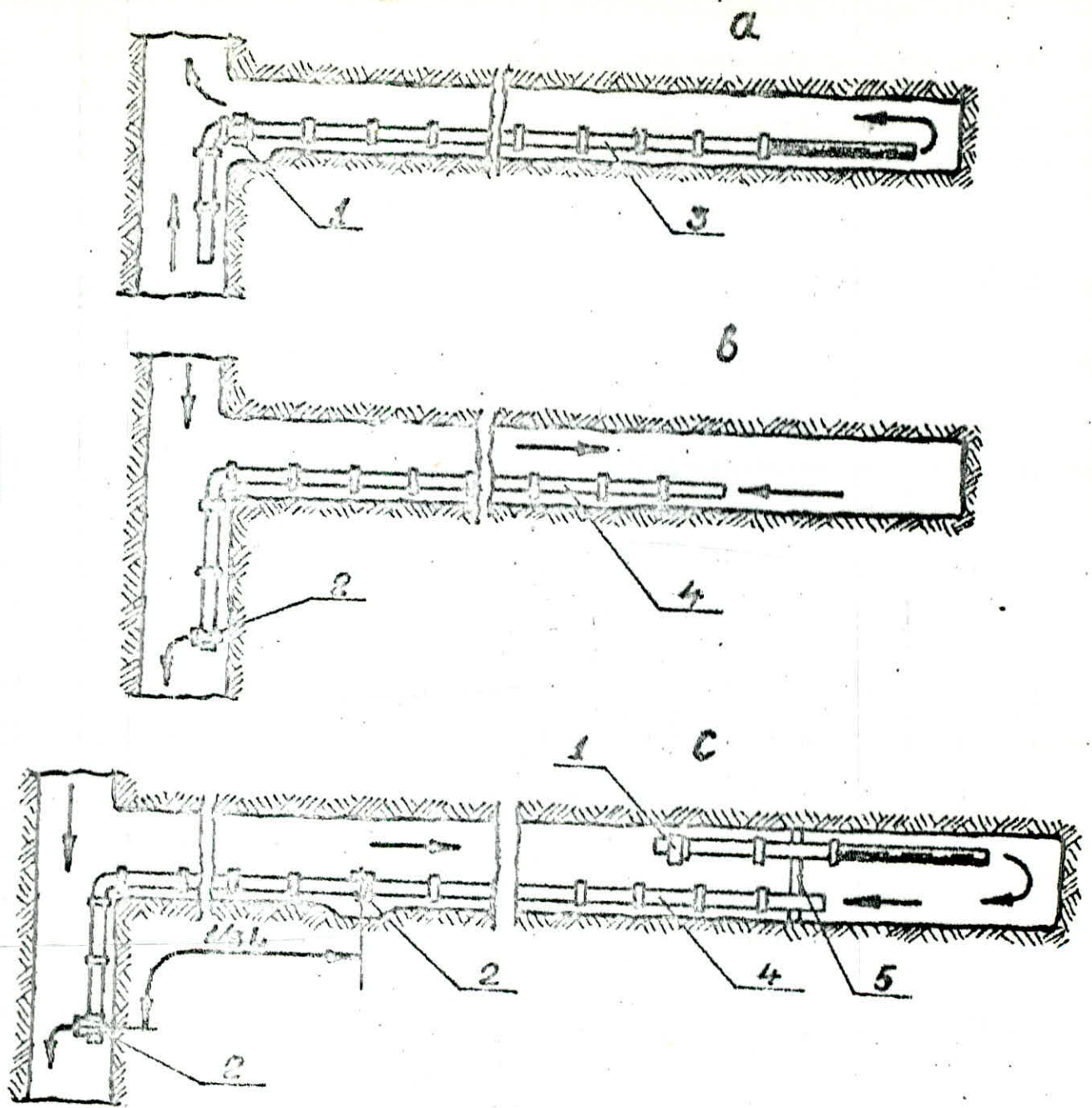


Fig. 6. Schémas de ventilation:  
 a) soufflante b) aspirante c) combinée  
 1-ventilateur soufflant, 2-ventilateur aspirant,  
 3 et 4 - conduits, 5 - barrage;  
 L - longueur d'excavation

b - est le dégagement de gaz lors du tir de 1 Kg d'explosif .On admet

$$b = 40 \text{ l/Kg} .$$

$K_n$  - est le coefficient de saturation par l'eau des roches entourées .

On admet d'après le tableau 21 .

Valeurs du coefficient  $K_n$

Excavation horizontale et inclinée				Excavation verticale			
Roches	Sécher	Humide	Aquifère	Débit d'eau $15 \text{ m}^3/\text{h}$	Débit		
$K_n$	1	0,8	0,6	0,3	0,15		

Tableau 21

Selon notre condition  $K_n = 0,6$

$$Q = \frac{2,3}{30} \cdot \sqrt[3]{37,25 \cdot 10,3^3 \cdot 400^2 \cdot 40 \cdot 0,6}$$

$$Q = \frac{2,3}{30} \cdot 2475,77 = 189,8 \text{ m}^3/\text{mn} . \quad (61)$$

La quantité de l'air frais doit être vérifiée par la vitesse du courant d'air dans une excavation ( $V_c$ ) .

$$V_c = \frac{Q}{60 \cdot S_n} \quad \text{en m/s} \quad (62)$$

où  $S_n$  - est la section nette de l'excavation en  $\text{m}^2$  .

$$V_c = \frac{189,8}{60 \cdot 10,3} = 0,3 \text{ m/s} .$$

D'après la règle de sécurité :

$$0,25 < V_c < 8,0$$

où  $0,25 < 0,3 < 8,0$  (63)

C'est à dire , la vitesse de notre courant d'air est plus que la vitesse minimale admissible (0,25 m/s) et est moins que la vitesse maximale (8,0 m/s).

### 5.3 Rendement du ventilateur :

Pour choisir le type de ventilateur on calcule le rendement de celui-ci et la dépression de la conduite .

Le rendement (le débit) du ventilateur peut être calculé par la formule suivante :

$$Q_v = P \cdot Q \quad (\text{m}^3/\text{mn}) \quad (64)$$

où  $Q_v$  - est le rendement du ventilateur en  $\text{m}^3/\text{mn}$  .

$Q$  - est la quantité d'air nécessaire dans une taille de l'excavation .

$P$  - est le coefficient des faits (des pertes) d'air dans une conduite , le coefficient ( $P$ ) est varié et dépend de la longueur de la conduite du ventilateur .

On admet d'après le tableau 22 .

#### Valeurs du coefficient P .

L conduite	50	100	150	200	250	300	400	500	600	700	800	1000	1200
on m													
P	1,04	1,07	1,11	1,14	1,16	1,19	1,22	1,30	1,35	1,39	1,43	1,54	1,76
L conduite on m	1500	2000											
P	2,08	2,63											

Tableau 22

Dans notre exemple  $L_{\text{cond}} = 400 \text{ m}$  et  $P = 1,22$  .

$$Q_v = 189,8 \cdot 1,22 = 231,55 \text{ m}^3/\text{mn} \quad (65)$$

$$Q_v = \frac{231,55}{60} = 3,86 \text{ m}^3/\text{s} \quad (66)$$

### 5.4 La dépression du ventilateur :

La dépression du ventilateur peut être déterminée d'après la formule :

$$h_v = Q_v^2 \cdot R_{\text{cond}} \quad (\text{Kgf}/\text{m}^2) \quad (67)$$

où  $h_v$  - est la dépression du ventilateur en  $\text{Kgf}/\text{m}^2$  .

$Q_v$  - est le rendement du ventilateur en  $\text{m}^3/\text{s}$  .

(voir formule 66)  $Q_v = 3,86 \text{ m}^3/\text{s}$  .

Dans cette formule l'unité de mesure du rendement du ventilateur doit être obligatoire en  $m^3/s$ .

$R_{cond}$  - est la résistance aérodynamique des conduites. On dépend de la longueur de la conduite et leur diamètre. On admet d'après le tableau 23 Nous prenons le diamètre de la conduite du ventilateur  $d = 600mm$ . Selon le tableau 23  $R_{cond} = 13$

$$\text{C'est pourquoi } h_v = 3,86^2 \cdot 13 = 193,69 \text{ Kgf/m}^2 \quad (68)$$

Valeurs de la résistance aérodynamique de la conduite : R

Longueur de la conduite $L_{cond}$ en m	$R_{cond}$ résistance aérodynamique de la conduite		
	Diamètre des conduites, en mm		
	$d = 400 \text{ mm}$	$d = 500 \text{ mm}$	$d = 600 \text{ mm}$
50	16	5	2
100	30	10	4
150	43	14	5,5
200	56	18	7,0
250	69	22	8,5
300	81	26	10
400	102	33	13
500	123	40	15,5

Tableau 23

### 5.5 Choix du type de ventilateur.

Selon les paramètres le débit (le rendement) et la dépression du ventilateur et d'après le tableau 24, nous choisissons le type du ventilateur.

Dans notre exemple, quand le débit  $Q_v = 231,55 \text{ m}^3/\text{mn}$  (voir formule 65) et la dépression  $h_v = 193,69 \text{ Kgf/m}^2$  (voir formule 68) ça sera le ventilateur

" BM - 6 "

La puissance du moteur pour le ventilateur est égale à :

$$P_m = \frac{1,05 \cdot Q_v \cdot h_v}{n \cdot 102} \dots\dots\dots \text{ en Kw} \quad (69)$$

où  $P_m$  - est la puissance du ventilateur en Kw .

$Q_v$  - est le débit du ventilateur en  $m^3/s$  .

$h_v$  - est la dépression du ventilateur en  $Kgf/m^2$  .

$n$  - est le coefficient du rendement du ventilateur . D'après le tableau 24

$$n = 0,72$$

$$P_m = \frac{1,05 \cdot 3,86 \cdot 193,69}{102 \cdot 0,72} = 10,68 \text{ Kw} \quad (70)$$

Tableau 24

Type	Diametre des roues d'action en mm	Débit en m <sup>3</sup> /m	Depression en kg/m <sup>2</sup>	Puissance du moteur en kW	Rendement type	Longueur en mm	Largeur en mm	Hauteur en mm
• Ventilateurs Axiaux A Commande Electrique •								
BM-3	300	20-90	20-85	1,5	0,65	526	422	425
BM-4	400	60-150	30-135	4,0	0,70	665	496	525
BM-5	500	90-270	45-212	13,0	0,71	965	660	670
BM-6	600	160-470	120-275	24,0	0,72	1048	720	716
BM-8	800	210-650	150-360	38,0	0,73	1514	960	950
• Ventilateurs Axiaux A Commande Pneumatique •								
BMP-3	300	45	125	—	—	450	d=450	—
BMP-4	400	40-150	60-250	—	—	556	d=500	—
BMP-	500	80-200	60-260	—	—	660	D=680	—
• Ventilateurs Centrifuges •								
Bcp-0,6	600	50-462	600	50	0,76	1600	1450	1500
Bcp-1	1000	55-960	450	100	0,76	3015	2865	2285
Bcp-1.2	1200	150-1860	600	220	0,76	4000	2530	2445
Bcp-1.3	800	240-1038	250-900	150	0,78	4310	3785	1760



## 6 CHARGEMENT ET EVACUATION DES ROCHES

### 6.1 Choix de la méthode du chargement .

Le chargement des roches abattues s'effectue à l'aide des machines de chargement ou à l'aide des se apers . Les domaines d'utilisation de ces machines sont données dans le tableau 25 et leurs caractéristiques principales sont présentées dans le tableau 26 .

Dans les excavations horizontales , l'évacuation des roches abattues est effectuée au moyen des berlines entraînées par locomotives . Les caractéristiques des berlines et locomotives sont données dans les tableaux 3 et 4 .

Il est également possible l'évacuation des roches par skips lors de l'angle de pendage est supérieur à  $35^{\circ}$  , par convoyeur à bande lors de l'angle de l'inclinaison de l'ouvrage est inférieur à  $18^{\circ}$  et par convoyeurs à raclette lors de l'angle de l'inclinaison est entre  $18$  et  $25^{\circ}$  .

Dans les excavations verticales l'évacuation des roches est effectuée par gravité .

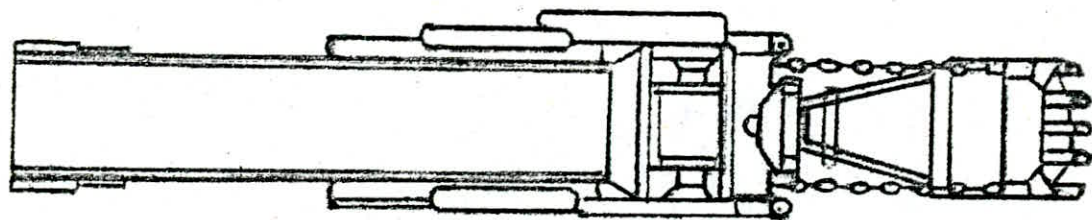
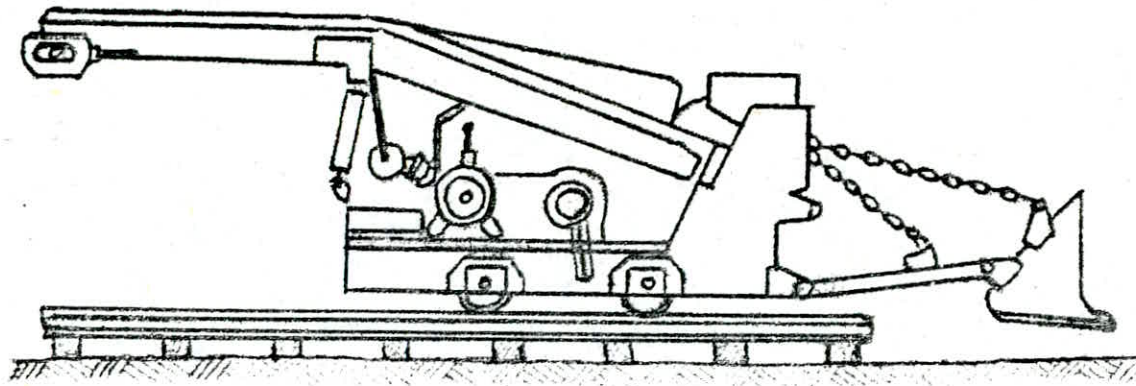


Fig 7 Chargeuse PPM-4

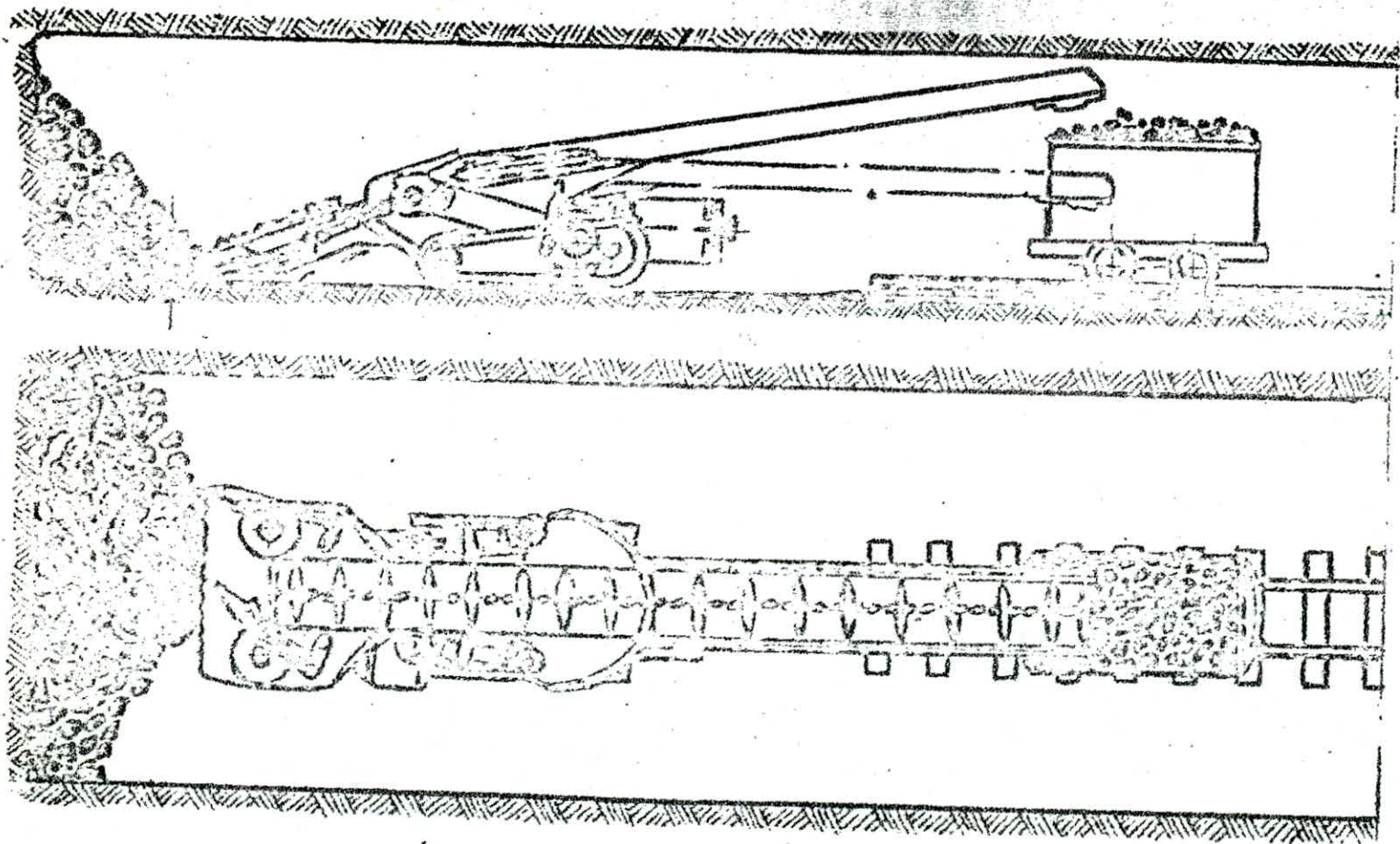


Fig. 8. Chargeuse 2PNB-2

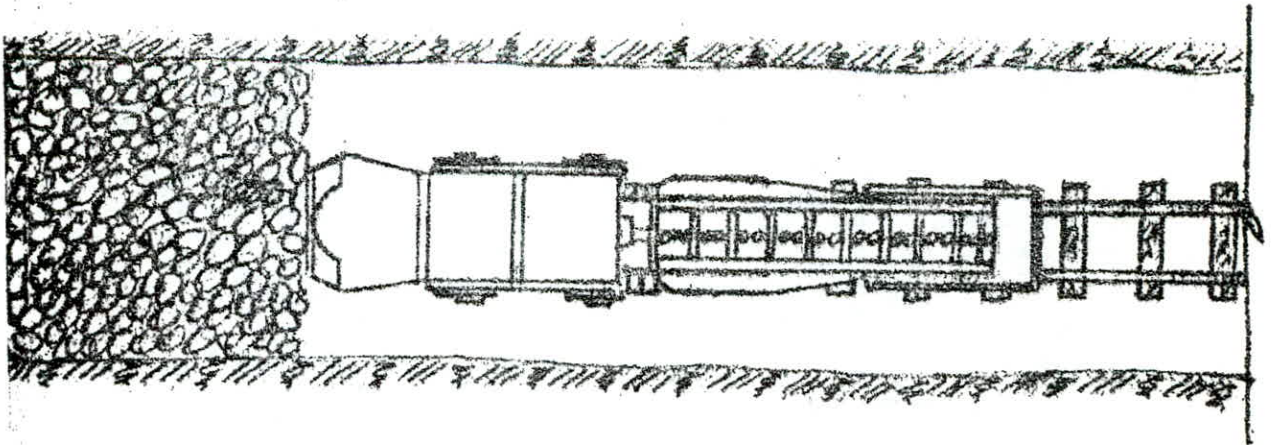
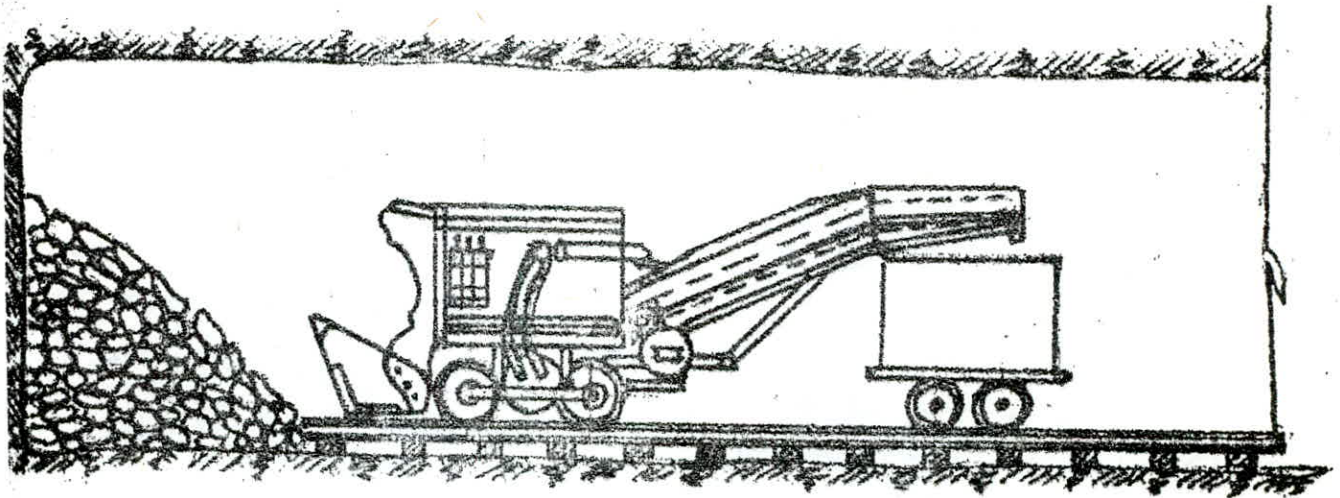


Fig. 9 Chargeuse PMK-1

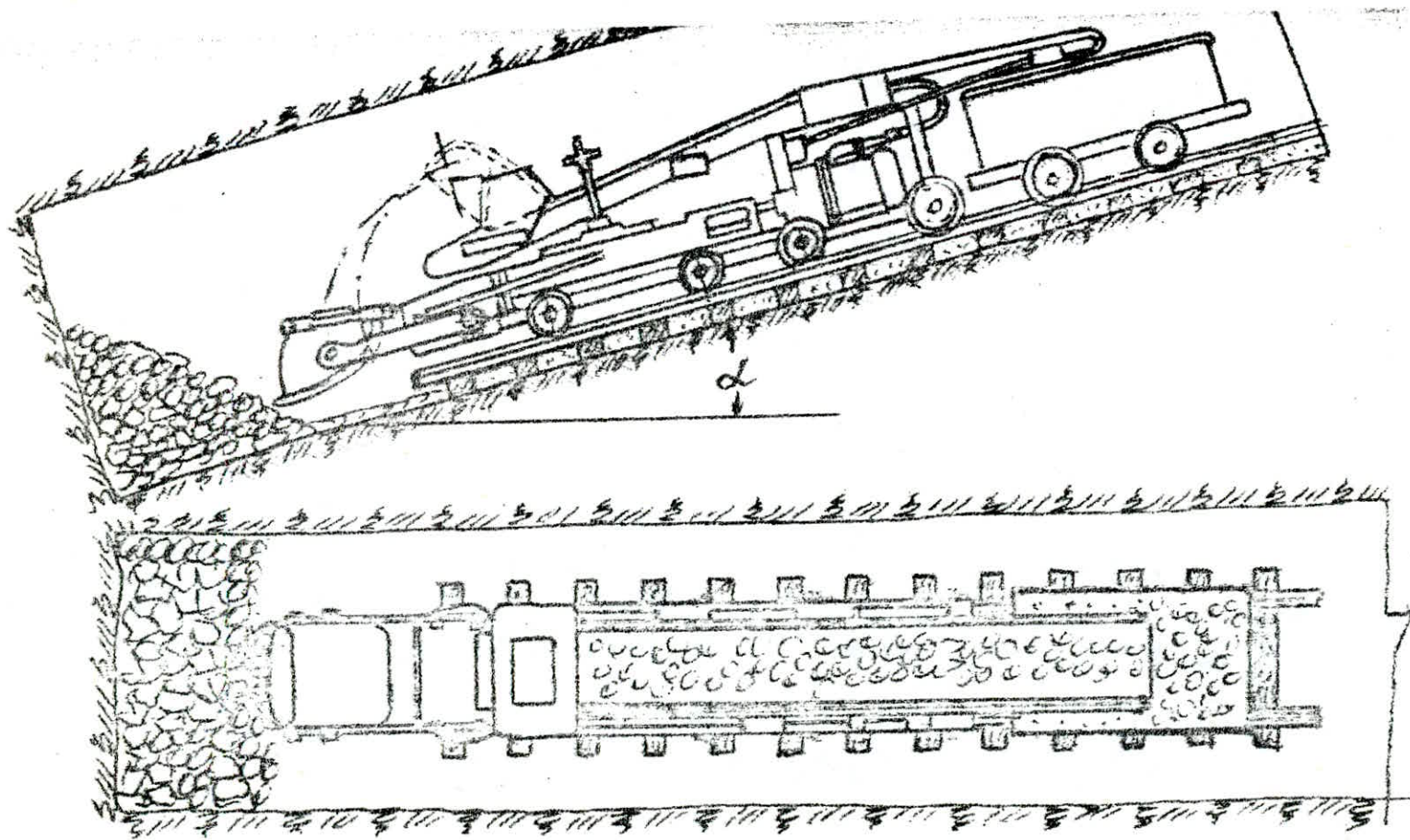


Fig 10 Chargeuse PPN-7

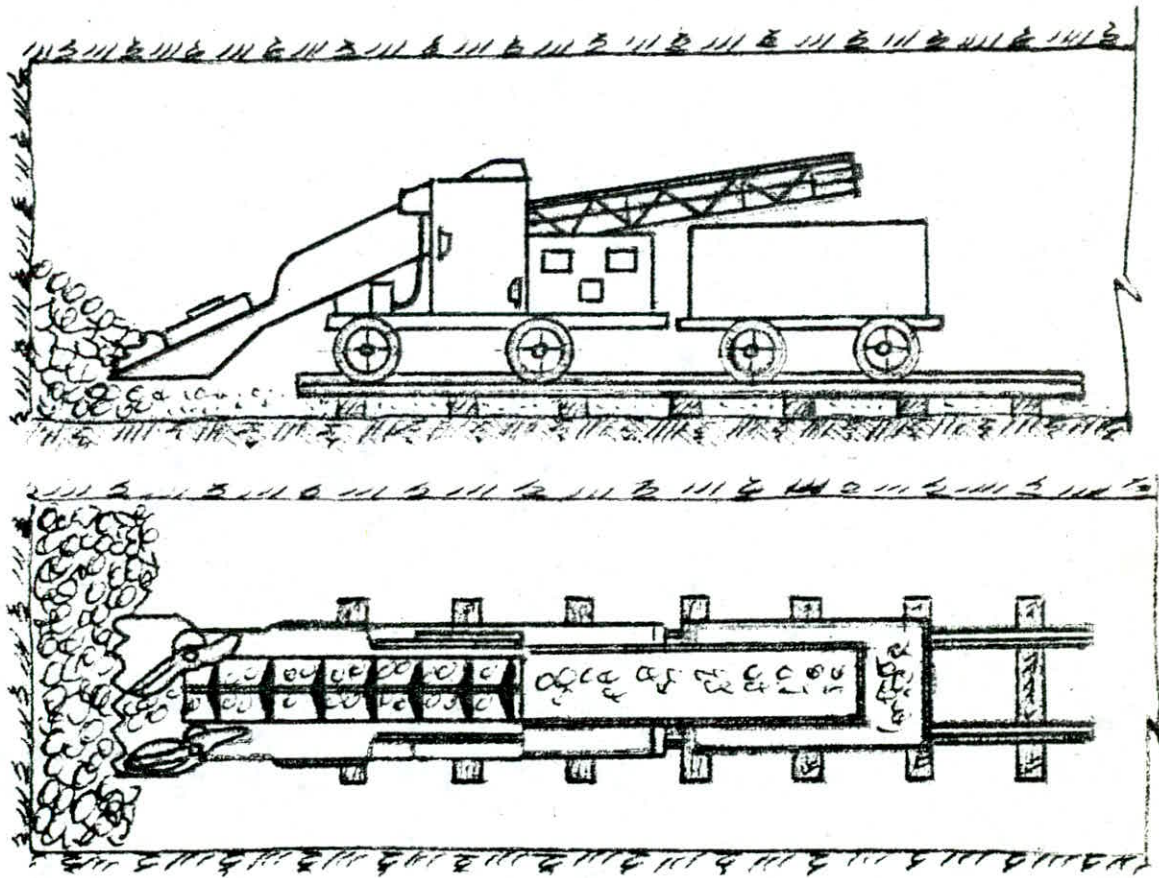


Fig. 11 Chargeuse PMH-2

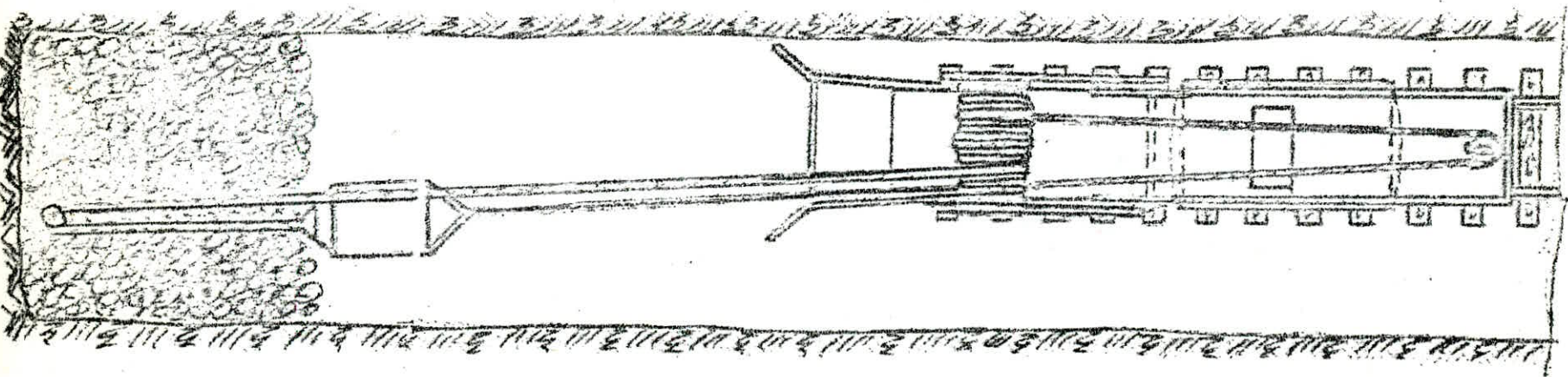
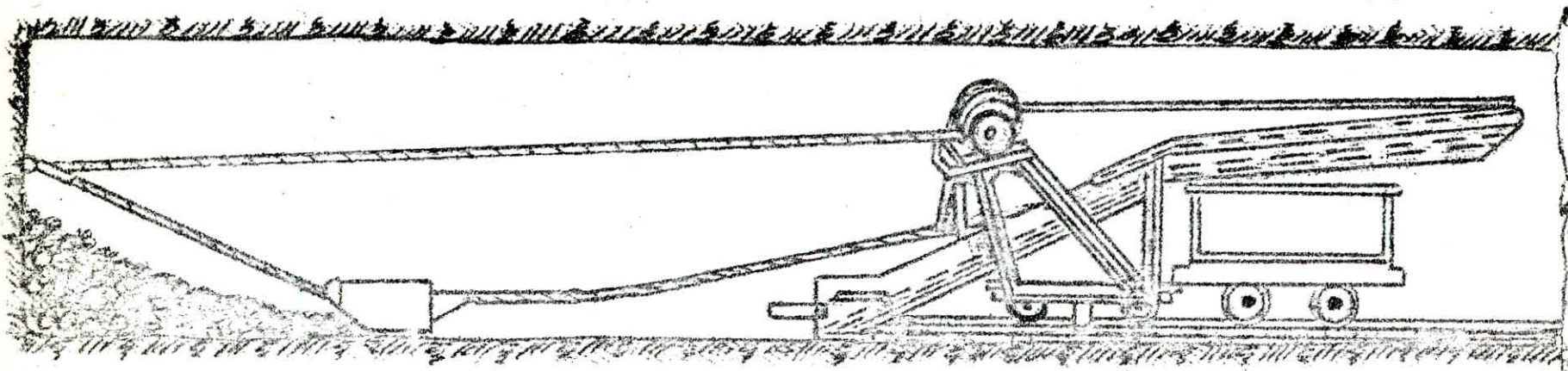


Fig. 12 Scraper (benne racleuse).

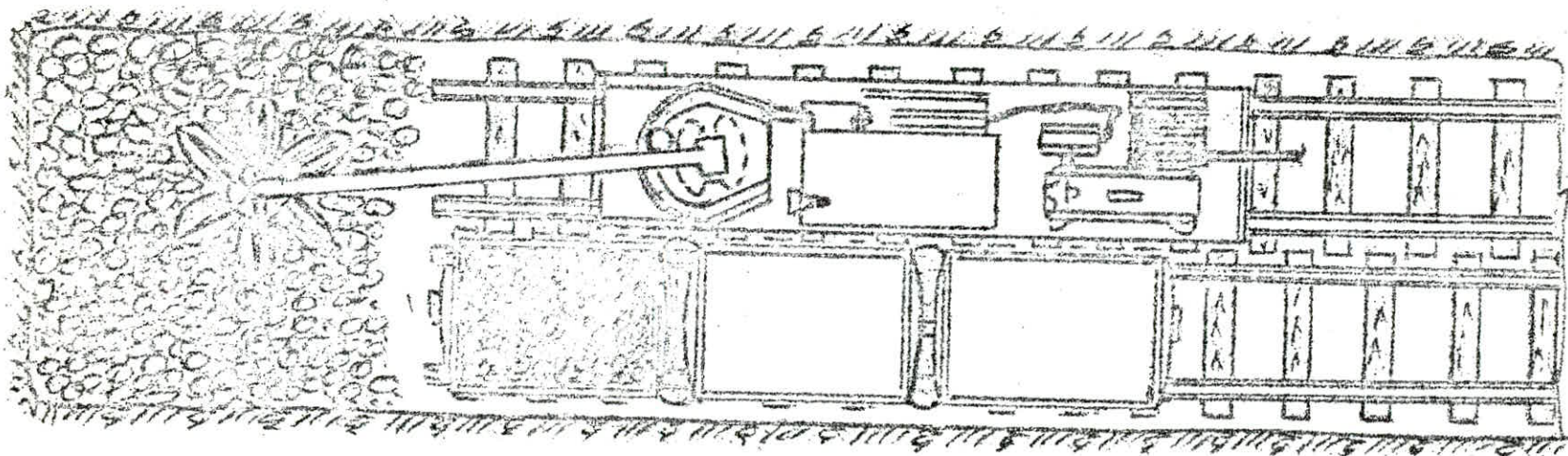
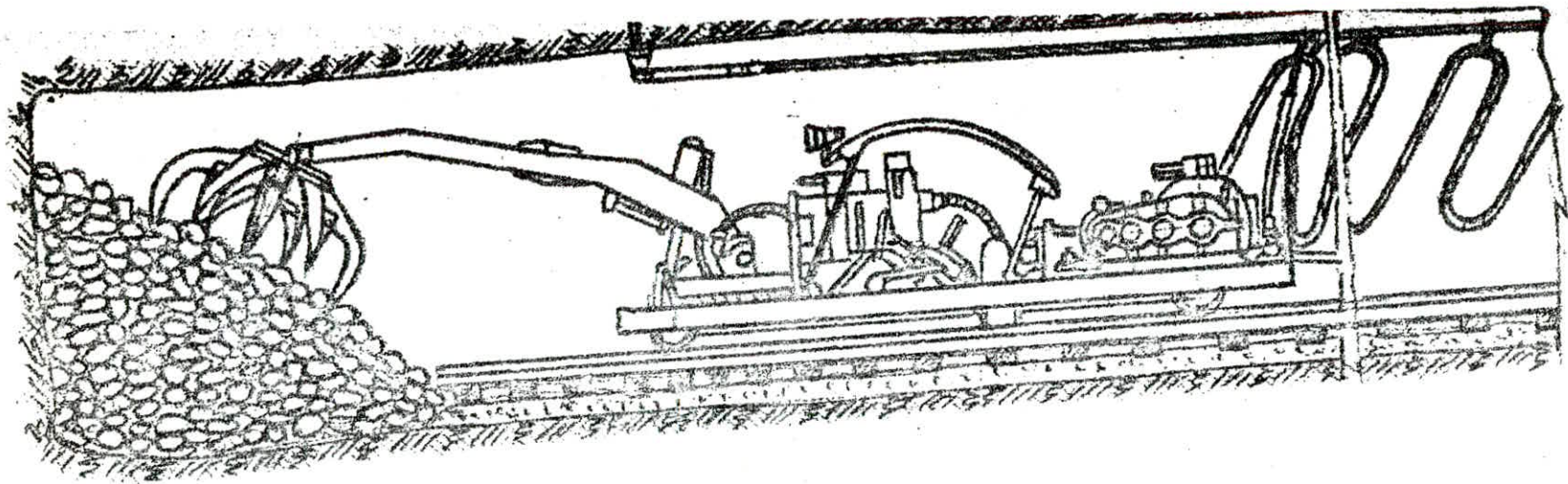


Fig 13 Chargeuse KNS-1



## Domaine d'utilisation des chargeurs :

Condition	Type de chargeur
Excavation horizontale. Largeur du front du chargement ne dépasse pas 2,2m. Hauteur de l'excavation est supérieure à 2,3m. Roches dures $f > 6$	1. Chargeur à godot PML - 5 ; EPM - 3 (fig.6)
Excavation horizontale. Largeur du front du chargement est supérieure à 2,2m. Hauteur de l'excavation est supérieure à 2,3m. Roches dures $f > 6$	1. Deux chargeuses à godot PML - 5 ; EPM - 3
Excavation horizontale. Largeur du front du chargement est inférieure à 4,2m. Hauteur de l'excavation est supérieure à 2,3m. Section de l'ouvrage est supérieure à $5,6m^2$	1. Chargeuse à godot PPM - 4m (fig.7)
Excavation horizontale. Largeur du front du chargement est inférieure à 3m. Hauteur de l'excavation est supérieure à 1,9m. Roches ne sont pas dures ( $f < 6-7$ ). Section $> 5,6m^2$	1. Chargeuse à pinces PMB - 2 (fig.8)
Excavation horizontale. Largeur du front du chargement est inférieure à 2,7m. Hauteur de l'excavation est supérieure à 1,8m. Roches sont dures $f > 6$	1. Chargeuses MPK - 1 (fig.9)
Excavation horizontale. à section supérieure à $4,5m^2$	1. Dispositif mobile pour le chargement du déblai à la distance de 50m POV - 2
Excavation inclinée. Angle de pendage est $6 - 8^\circ$ . Hauteur de l'excavation est supérieure à 2,3m. Roches sont dures $f > 4-6$	1. Chargeuse à godot PML - 5 EPM - 3 avec dispositif spécial

Tableau 25

Condition	Type de chargeur
Excavation inclinée. Angle de pondage est inférieur à 10°. Hauteur de l'excavation est supérieure à 2,3m	1. Chargeur à godet PML - 5 ; EPM - 3 2. Chargeuse à pinces
Excavation inclinée. Angle de pondage est jusqu'à 25°. Section est supérieure à 5,1 m <sup>2</sup> . Hauteur de l'ouvrage est supérieure à 1,9 m	1. Chargeur PPM - 7 (fig.10) 2. Chargeur PML - 2 (fig.11)
Excavation inclinée. Angle de pondage est inférieur à 35°	1. Scapers (fig.12)
Excavation inclinée. Angle de pondage est jusqu'au 55°. Section de l'ouvrage est de 5,4 à 12 m <sup>2</sup> .	1. Chargeuse KMS - 1 (fig.13)

Tableau 25 (suite)

Excavation inclinée. Angle de pondage est inférieur à 10°. Hauteur de l'excavation est supérieure à 2,3m	1. Chargeur à godet PML - 5 ; EPM - 3 2. Chargeuse à pinces
Excavation inclinée. Angle de pondage est jusqu'à 25°. Section est supérieure à 5,1 m <sup>2</sup> . Hauteur de l'ouvrage est supérieure à 1,9 m	1. Chargeur PPM - 7 (fig.10) 2. Chargeur PML - 2 (fig.11)
Excavation inclinée. Angle de pondage est inférieur à 35°	1. Scapers (fig.12)
Excavation inclinée. Angle de pondage est jusqu'au 55°. Section de l'ouvrage est de 5,4 à 12 m <sup>2</sup> .	1. Chargeuse KMS - 1 (fig.13)

## • Caracteristiques Des Chargeuses •

N°	Type	Capacité du godet $m^3$	Rendement technique $m^3/min$	Front de chargement $m$	Longueur $m$	Largeur $m$	Hauteur $m$	Poids $t$	Puissance $Kw$	Consommation d'air Comprime $m^3/m^3$
1	PML-5 (PPN-2)	0,20	0,8 (0,9)	2,2	2,5	1,3	2,0	6	-	4
2	EPH - (PPN-2)	0,20	0,8 (0,95)	2,2	2,3	1,6	2,07	6,1	21	-
3	PPH-4 <sub>1</sub> (1PPN-5)	0,25	1,0 (0,7)	4,2	7,4	1,7	2,15	8,6	28	-
4	MFK-1 (2PPN-5)	0,2	0,8 (0,6)	2,28	4,25	1,66	1,65	5,0	-	5
5	2 PNB-2 (SNL-30)	-	2,0	-	8,0	1,8	1,9	10,0	25	-
6	PPN-7	0,25	0,8	4,8	8,57	1,85	1,8	10,4	39,5	-
7	PMN-2	-	1,0	4,2	7,2	1,8	1,8	10,8	46	-
8	SKMS-1	0,14	0,25	5,0	8,0	1	6,0	6,0	25	-

## 6.2 Rendement du chargement .

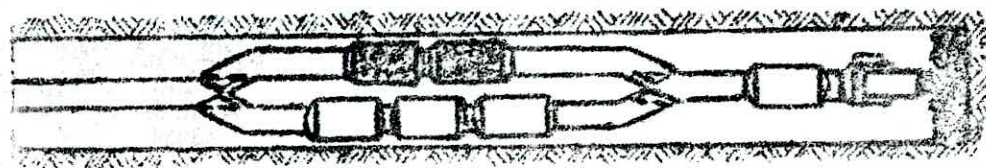
Le rendement du chargement du déblai dépend beaucoup du mode d'amorçage des berlines . Le dispositif le plus rationnel d'échange des berlines dans les ouvrages étroits jusqu'à 3,5 m de largeur est un aiguillage mobile de déviation monté sur une plaque facilitant son déplacement (fig.14 - 15) . L'alignement droit de l'aiguillage a une longueur de 4 m ce qui permet de placer deux berlines . On aménage , parfois l'aiguillage avec la longueur égale à toute la longueur de rame , une branche d'aiguille sert à installer les wagonnets vides , l'autre les wagonnets pleins .

Ces aiguilles sont déplacés à chaque 50 - 60 m . Le déplacement des wagonnets s'effectue à la main ou à l'aide des treuils de manoeuvres .

Dans les excavations plus larges permettant la pose de deux voies il est rationnel d'installer une plaque mobile d'aiguillage ou une plaque tournante de croisement .

Pour l'échange de berlines dans les excavations à une voie on emploie l'évitement passant (fig.16) et l'évitement en cul-de-sac (fig.17) . Le rendement maximal des chargeuses est obtenu par chargement du déblai sur convoyeur . Les modes d'utilisation des convoyeurs est variable . On peut évacuer le déblai par chargement de celui-ci sur un convoyeur à l'aide d'une berline-tremie spéciale dont le fond est incliné vers le convoyeur .

Le convoyeur peut être disposé sur les rails supplémentaires (ou sur les soies) ou bien il peut être suspendu aux chapeaux de soutènement .



Aiguillage  
mobile  
à deux  
voies

Fig. 14 Aiguillage mobile -

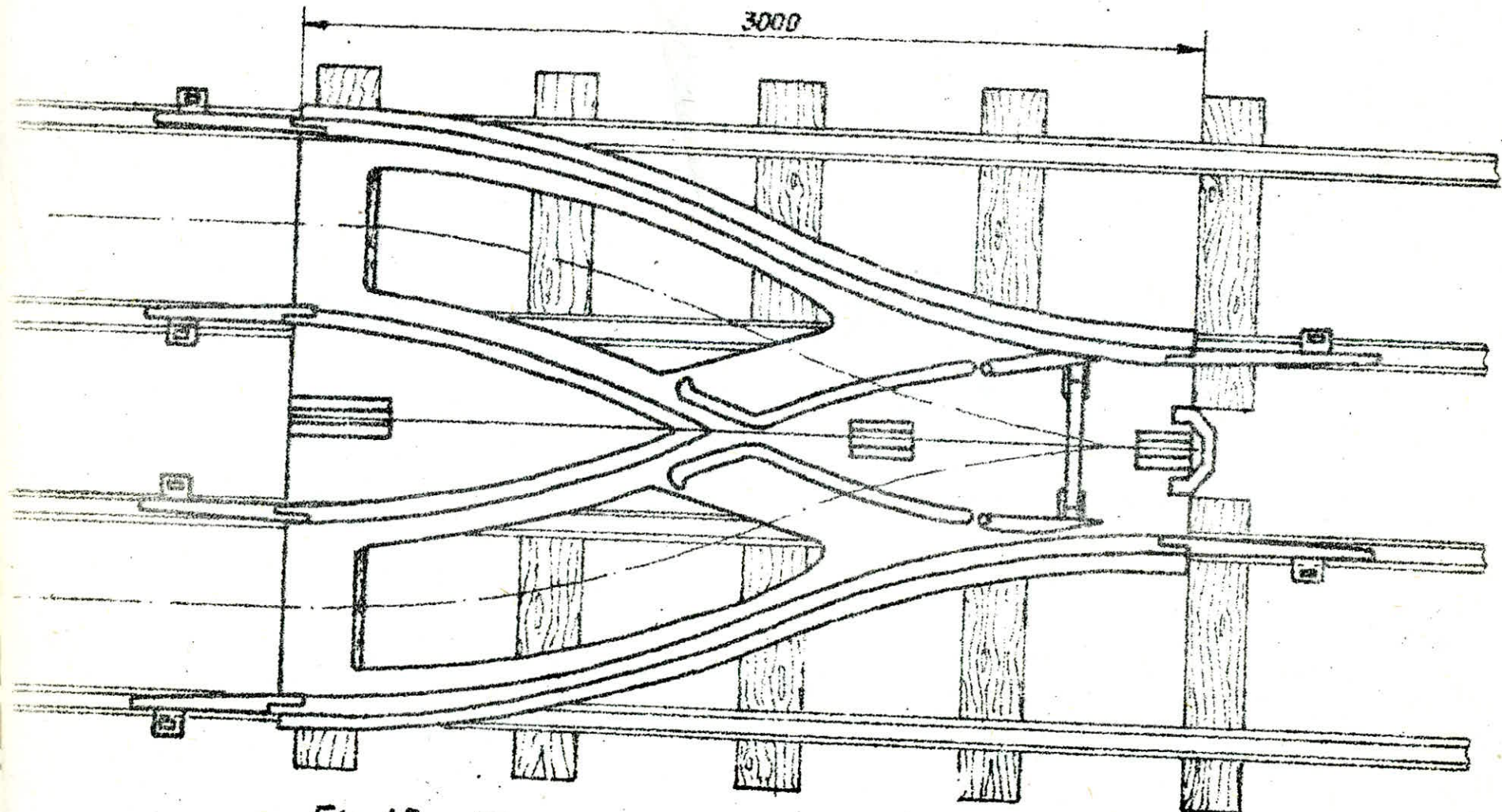


Fig 15

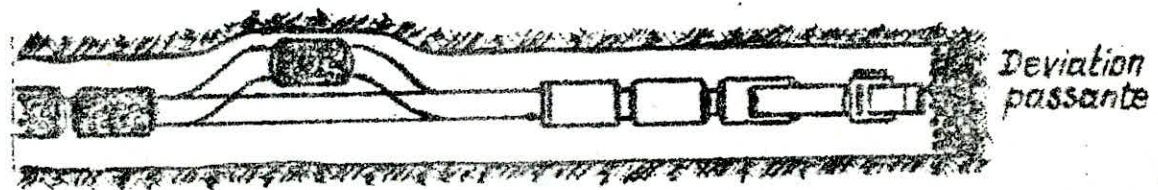
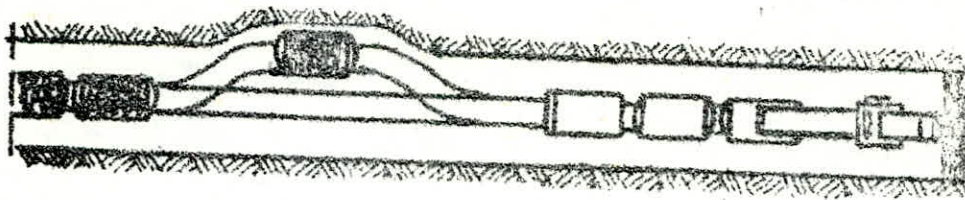
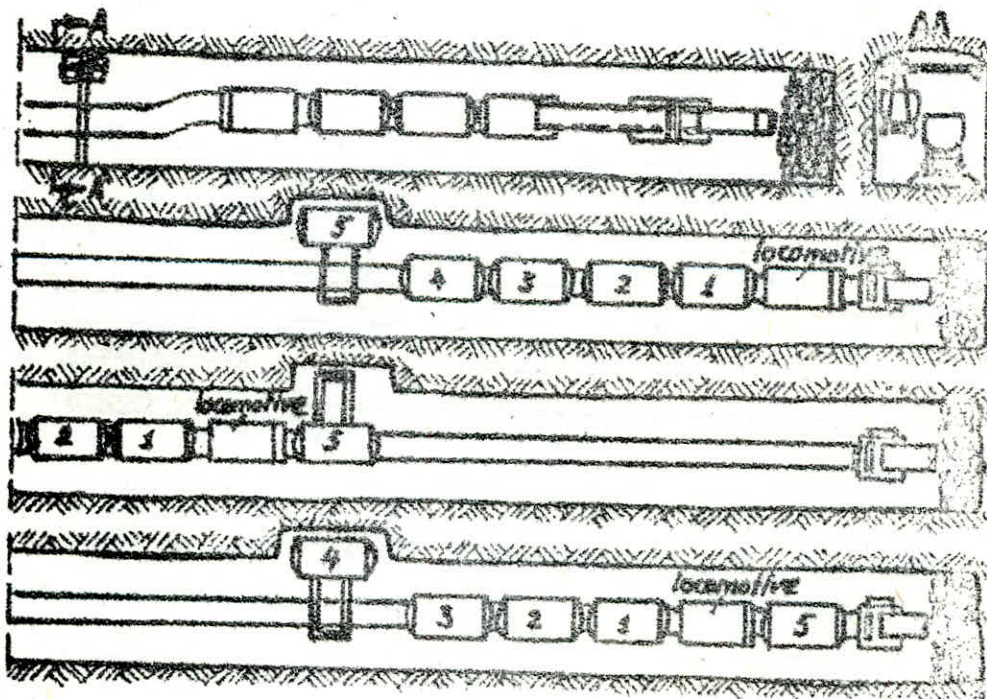


Fig 16 Deviation passante



Deviation  
en cul  
de sac

Deviation en cul de sac.



Transposeur  
pneumatique

Plate-forme  
à  
roulette:

Fig. 17 Schémas des échanges des berlines  
à l'aide des transposeurs



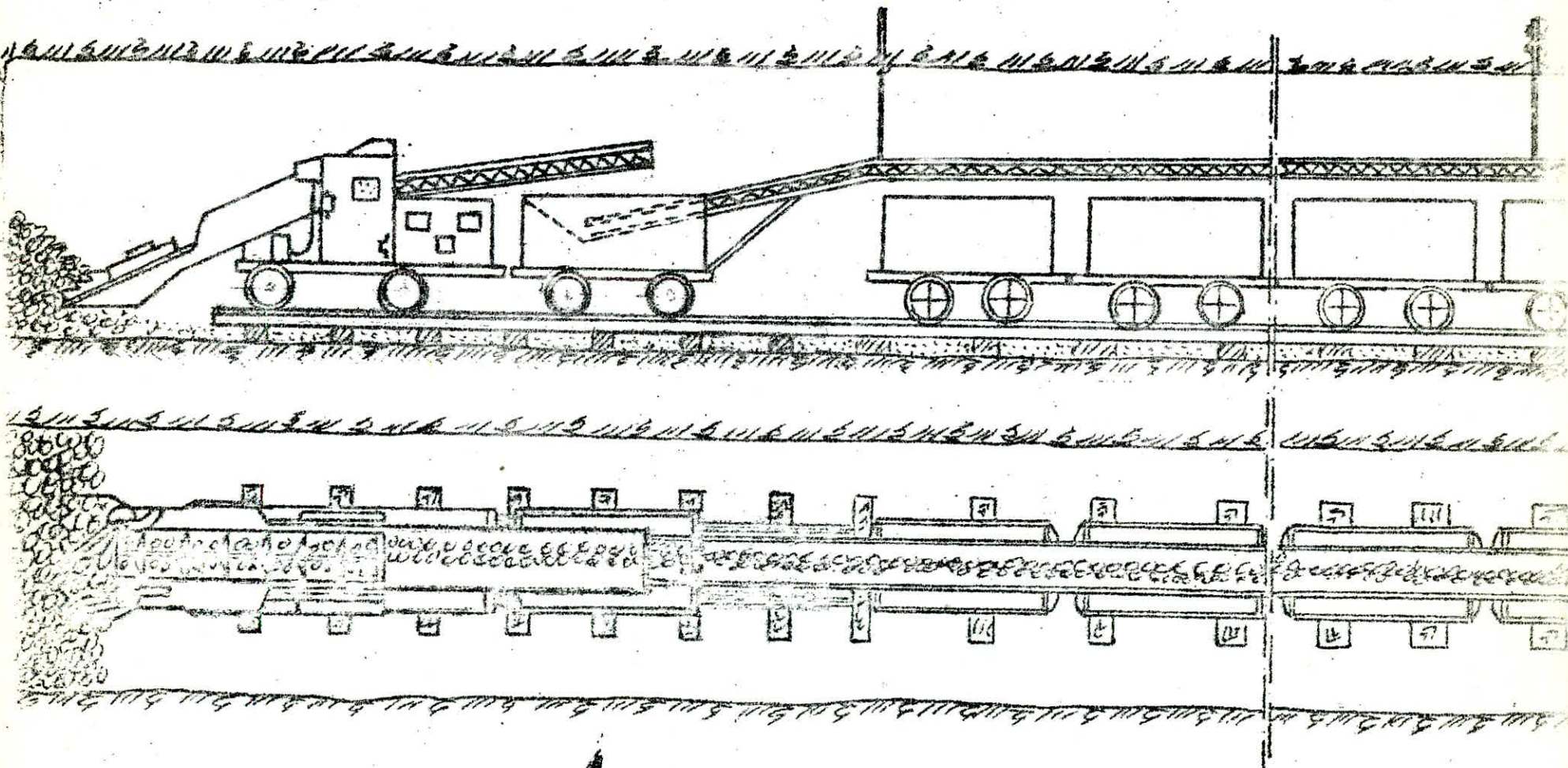


Fig 18 Chargeuse PM-2 avec transbordeur

### 6.3 Calcul de la quantité totale des berlines pour l'évacuation des roches .

La quantité totale des berlines pour l'évacuation des roches abattues peut être déterminée selon la formule suivante :

$$N_{\text{ber}} = \frac{S_{\text{cr}} \cdot L_{\text{av}} \cdot K_{\text{fois}}}{V_{\text{ber}} \cdot K_r} \quad (71)$$

où

$N_{\text{ber}}$  - est le nombre des berlines .

$S_{\text{cr}}$  - est la section en creusement de l'excavation (voir formule 35)

$$S_{\text{cr}} = 14,7 \text{ m}^2 .$$

$L_{\text{av}}$  - est la longueur d'avancement de l'excavation (voir formule 40)

$$L_{\text{av}} = 1,8 \text{ m} .$$

$V_{\text{ber}}$  - est la capacité de la caisse de berline (voir tableau 3)

$$V_{\text{ber}} = 3,3 \text{ m}^3 .$$

$K_r$  - est le coefficient de remplissage des berlines . On admet  $K_r = 0,9$  .

$K_{\text{fois}}$  - est le coefficient de foisonnement des roches abattues .

$$\text{On admet } K_{\text{fois}} = 1,1 - 1,6$$

$$\text{Nous prenons } K_{\text{fois}} = 1,4 .$$

$$N_{\text{ber}} = \frac{14,7 \cdot 1,8 \cdot 1,4}{3,3 \cdot 0,9} = 12,5 \quad (72)$$

$$\text{Nous prenons } \underline{\underline{N_{\text{ber}} = 13 \text{ berlines} .}}$$

## 7 SOUTÈNEMENT PROVISOIRE , POSE DES VOIES , AMÉNAGEMENT DE LA RIGOLE .

Après le tir il convient d'examiner soigneusement le chantier et de faire le purgeage des parois et des toits de l'excavation près de la taille . Ensuite s'il en est nécessaire on installe le soutènement provisoire de protection qui se représente dans la plupart des cas par des poutres d'aciers profilées suspendues au toit d'ouvrage ou fixées au soutènement définitif (fig.19) .

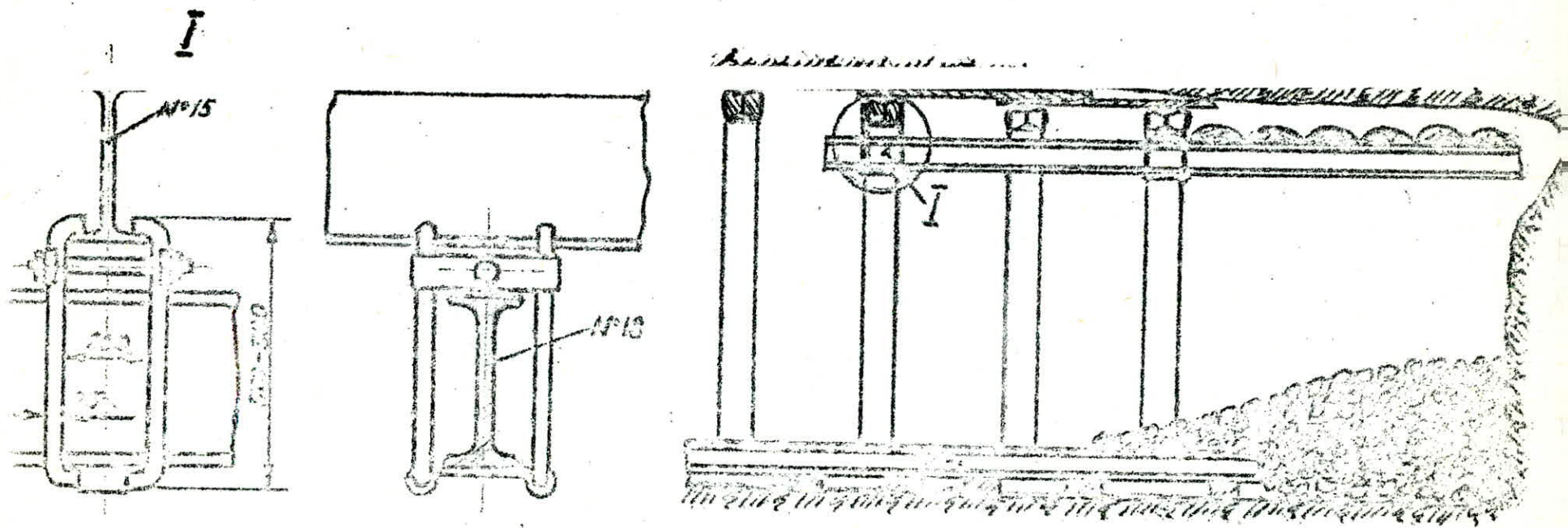


Fig 19 Soutènement provisoire de protection

Ayant évacué la roche abattue , on procède à l'installation du soutènement définitif , pose des rails , construction de la rigole , allongement des conduites d'eau , d'air comprimé , d'aérago , suspension des cables .

Pour le chargement du déblai avec une chargeuse mécanique , il est nécessaire de poser les voies au fur et à mesure de l'avancement de la taille.

Etant donné que la longueur normale des rails de mine est de 9 m , on procède d'abord à la pose de tronçons provisoires (fig.20) de 2 m fixés sur des traverses métalliques . Lorsque la longueur des tronçons provisoires atteint la longueur normale des rails , on enlève ces tronçons et l'on installe la voie définitive .

Au lieu de tronçons provisoires on emploie également les allonges de rails. La pose définitive est effectuée périodiquement au fur et mesure de l'avancement du front de taille à la distance de 6 à 8 m . Les dimensions principales des rails , traversées sont données dans le tableau 2 . Pour le ballast on utilise le gravier avec les dimensions des particules de 20 à 40 mm . Dans les excavations inclinées les traverses sont posées dans les potelles . La pose des rails provisoires à la différence de celle des rails définitives est effectuée directement sur le sol de l'excavation sans ballast .

La largeur de la voie est contrôlée , lors de la pose , à l'aide d'un gabarit et l'exactitude de la pente donnée à l'aide d'un niveau à plomb.

On fixe , sous une extrémité de la règle horizontale du niveau à plomb , une plaque dont l'épaisseur correspond à la pente adoptée .

Par exemple , avec une longueur normale de 2 m du niveau à plomb et avec une pente de voies de 0,004 , l'épaisseur de la plaque est égale à 8 mm (4mm par 1 m) et avec la même longueur et une pente de 0,005 , elle est de 10 mm .

Afin de contrôler la pente d'ouvrage on place le niveau à plomb sur la tête de rail suivant sa longueur avec la plaque d'épaisseur vers

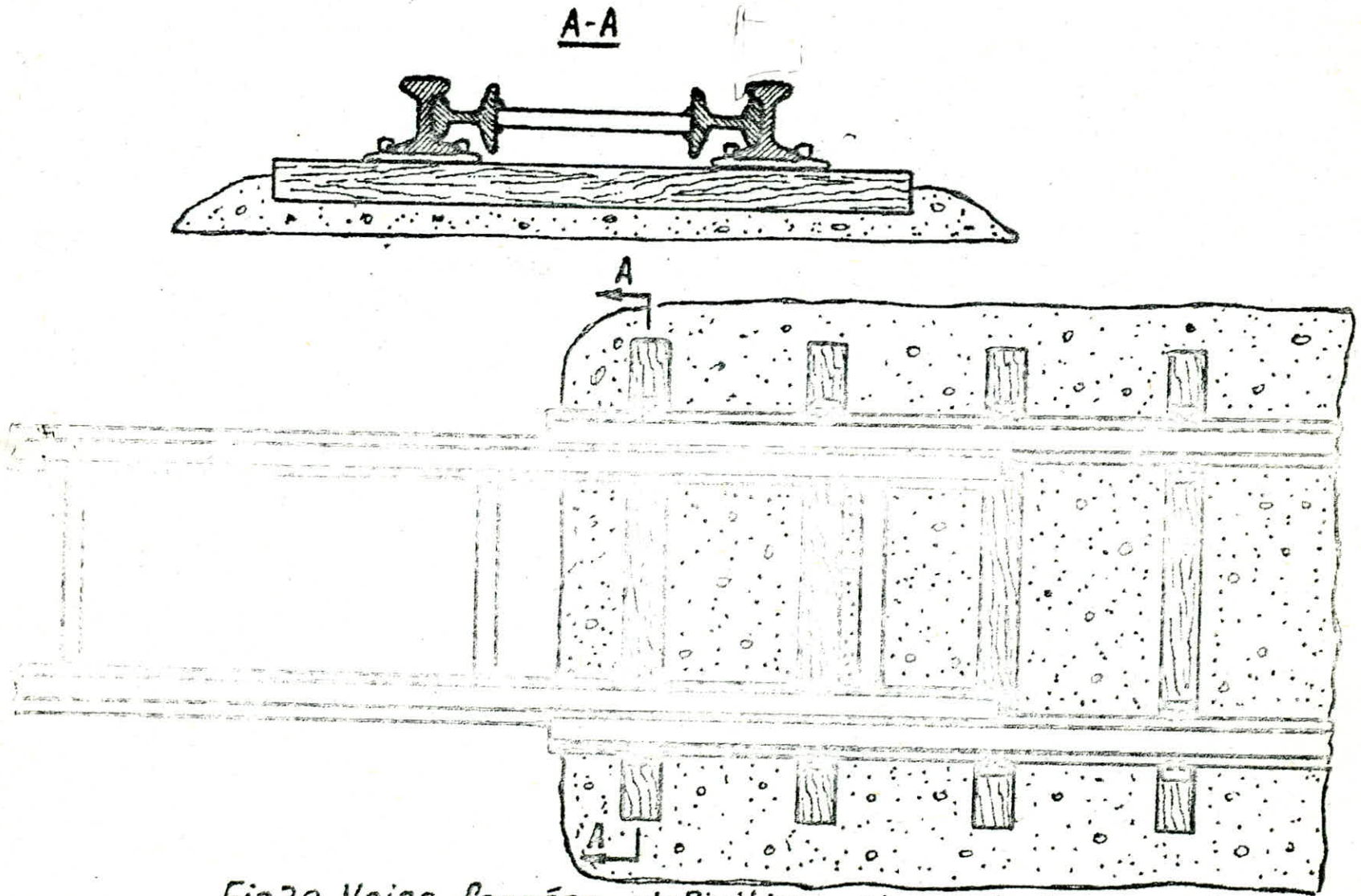


Fig20 Voies ferrées définitives et provisoires

Si la pente est correcte , le fil à plomb , suspendu dans la partie centrale du niveau coïncide avec la marque , faite au milieu de la règle horizontale .

Outre le contrôle courant de la pente , il est nécessaire de la contrôler symétriquement à l'aide d'un niveau à lunette .

#### Aménagement de la rigole .

Pour l'écoulement des eaux souterrains , on creuse le long de la paroi latérale de l'ouvrage une rigole de drainage et la sole est aménagée avec une pente de 0,01 vers la rigole . Pour la formation de cette rigole , on fait un trou de mine complémentaire lors des travaux de fonçage et de tir . Les rigoles de drainage peuvent être aménagées sans soutènement ou avec un soutènement en bois , en béton , ou en éléments démontables en béton armé (fig.21) .

Dans les deux premiers cas , la rigole est recouverte par un plancher en bois . La rigole est faite sans soutènement si les roches sont dures ( $f > 8 - 9$ ) .

Les dimensions transversales de la rigole lors de la vitesse d'écoulement d'eau de 0,5 m/s sont données dans le tableau 27 .

/// Dimensions de la rigole ///

Type de soutènement	Largeur en mm		Profondeur en mm	Aire en m <sup>2</sup>
	en haut	en bas		
sans soutènement	450	350	200	0,08
en bois	350	250	200	0,06
en béton armé	320	300	200	0,062
en béton	320	290	200	0,061

Tableau 27

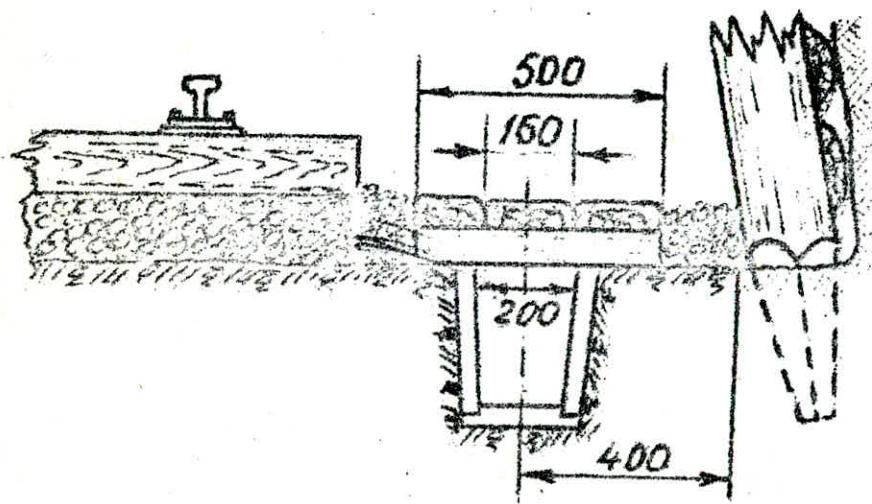
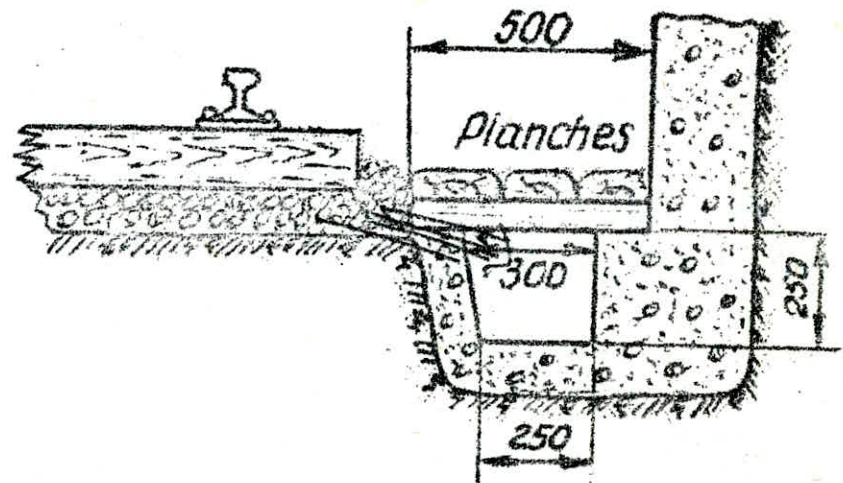


Fig 21 Rigole



Les conduites d'eau , d'air comprimé et d'aéragé sont fixées dans la partie supérieure de l'excavation (fig.22) au moyen des tiges et colliers . Les tuyaux d'air comprimé et d'eau peuvent être disposés également sur le sol de l'excavation .

Les cables de forces sont suspendus sur les tiges fixées sur les parois de l'excavation (fig.22) . La distance entre les tiges est de 3 m et celle entre les cables voisins est de 5 cm .

### - 8 ORGANISATION DES TRAVAUX DU CREUSEMENT

#### ET SOUTÈNEMENT

Les cadences élevées de creusement des ouvrages ne sont pas convenables sans organisation précise de travaux , dont la première condition est la détermination des éléments principaux d'un cycle d'avancement..

Pour concrétiser et pour faciliter la conduite des travaux , l'organisation adoptée est représentée sur un graphique .

L'utilisation du graphique permet une organisation plus poussée assurant une plus grande précision d'exécution des opérations individuelles , augmente la qualité de travail , facilite la réalisation de volume déterminé des travaux et les conditions favorables pour le développement de l'initiative personnelle des membres de l'équipe .

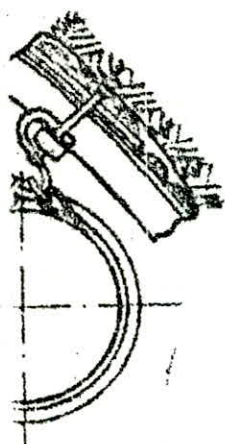
Avant le calcul d'organisation des travaux , il faut choisir le schéma : d'organisation du travail du creusement de l'excavation . C'est à dire , il faut choisir la mécanisation pour le forage des trous , le type de la chargeuse , le schéma d'échange des berlines .

Nous avons pris (voir § ) pour forer les trous le marteau perforateur à main PR - 19 sur le manipulateur .

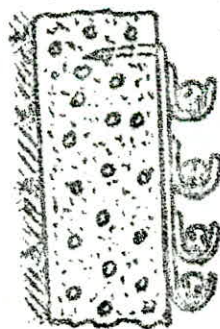
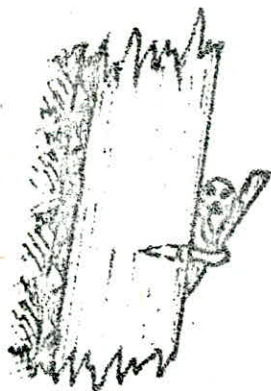
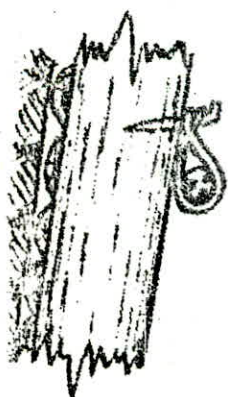
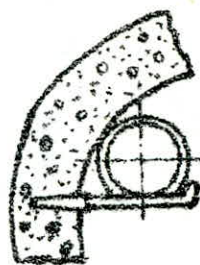
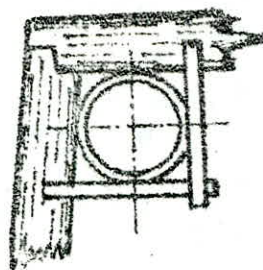
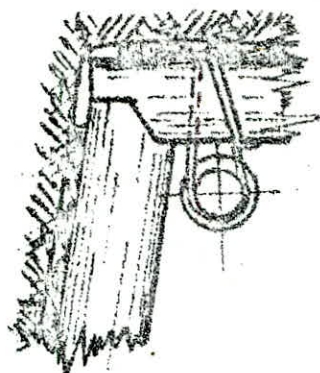
Pour le chargement des roches abattues et d'après les conditions de



Tuyau d'acier



Air comprimé



Cable



Fig. 22 Suspension des tuyaux et des câbles

l'excavation (coefficient de dureté , largeur , hauteur) et tableau 25 .

On peut prendre la chargeuse à godet PPM - 4 .

L'échange des berlines sera effectué à l'aide de la plaque mobile X .

Pour déplacer des berlines on peut utiliser le treuil .

### 8.1 Détermination des volumes des travaux .

Le volume des travaux pour les procédés individuels d'un cycle on détermine d'après les formules suivantes :

VOLUME des travaux de forage de trous est :

$$W_f = N_{tr} \cdot L_{tr} \quad (m) \quad (73)$$

où  $W_f$  - est le volume des travaux de forage en m .

$N_{tr}$  - est le nombre de trous en taille (voir formule 42)  $N_{tr} = 23$  .

$L_{tr}$  - est la longueur de trous en m (voir formule 38)  $L_{tr} = 2,0$  m .

$$W_f = 23 \cdot 2,0 = 46 \text{ m} \quad (74)$$

VOLUME des travaux de chargement de la roche :

$$W_{ch} = S_{cr} \cdot L_{av} \cdot n = S_{cr} \cdot L_{tr} \cdot n \quad (m^3) \quad (75)$$

où  $W_{ch}$  - est le volume des travaux de chargement de la roche en  $m^3$  .

$S_{cr}$  - est la section de l'excavation du creusement (voir formule 35)

$$S_{cr} = 14,7 \text{ m}^2 \quad .$$

$L_{tr}$  - est la longueur des trous en m (voir formule 38)  $L_{tr} = 2,0$  m .

$n$  - est le coefficient d'utilisation des trous  $n = 0,9$  .

$L_{av}$  - est la longueur d'avancement de la taille de l'excavation

$$\text{(voir formule 40)} \quad L_{av} = 1,8 \text{ m} \quad .$$

$$W_{ch} = 14,7 \cdot 2,0 \cdot 0,9 = 14,7 \cdot 1,8 = 26,4 \text{ m}^3 \quad (76)$$

VOLUME des travaux de soutènement en cadres est :

$$W_s = L_{av} / L \quad (\text{en cadre}) \quad (77)$$

où  $W_s$  - est le volume des travaux de soutènement , en cadre .

$L_{av}$  - est la longueur d'avancement de la taille de l'excavation en m .

$$\text{(voir formule 40)} \quad L_{av} = 1,8 \text{ m} .$$

$L$  - est la distance entre les cadres en m . D'après les données de départ  $L = 0,7 \text{ m}$  .

$$W_s = \frac{1,8}{0,7} = 2,38 \text{ cadres} . \quad (78)$$

VOLUME du béton cas où le soutènement est en béton .

$$\text{Dans ce cas } W_s = W_b = (S_t - S_n) \cdot L_{av} \quad (m^3) \quad (79)$$

où  $W_s$  - est le volume des travaux de soutènement en béton , en  $m^3$  .

$W_b$  - est le volume de béton en soutènement de l'excavation par un cycle .

$S_t$  - est la section de l'excavation en béton à terre nue en  $m^2$  .

$S_n$  - est la section nette de l'excavation en béton en  $m^2$  .

$L_{av}$  - est la longueur de l'avancement de l'excavation en m .

Le calcul du soutènement de l'excavation en béton peut être prise de la brochure de M. LYSSIKOV . " Art des Mines " , travaux pratiques et de tire .

VOLUME des travaux de pose des rails :

$$W_p = L_{av} \cdot n_v \quad (m)$$

où  $W_p$  - est le volume des travaux de la pose des rails en m .

$L_{av}$  - est la longueur de l'avancement de l'excavation en m .

$n_v$  - est le nombre de voies dans l'excavation .

$$W_p = 1,8 \cdot 2 = 3,6 \text{ m} \quad (80)$$

VOLUME des travaux d'aménagement de la rigole est :

$$W_r = L_{av} = 1,8 \text{ m} . \quad (81)$$

## 8.2 Détermination du nombre d'hommes postes pour exécuter chaque procédé d'un cycle ;

Pour déterminer le nombre d'hommes-postes de chaque procédé il faut diviser les travaux de ce procédé sur sa norme de rendement .

Nombre d'hommes-postes pour le forage de trous est :

$$G_f = \frac{W_f}{E_f} = \frac{46}{16,5} = 2,8 \quad \text{hommes-postes (h-p)} \quad (82)$$

où  $G_f$  - est le nombre d'hommes-postes pour le forage des trous en h-p .

$W_f$  - est le volume des travaux de forage (voir formule 74)

$$W_f = 46 \text{ m} .$$

$E_f$  - est la norme de rendement de forage (voir tableau 28) en m/h-p

$$E_f = 16,5 \text{ m/h-p}$$

Nombre d'hommes-postes pour le chargement de la roche abattue ( $G_{ch}$ ) est :

$$G_{ch} = \frac{W_{ch}}{E_{ch}} = \frac{26,4}{6,5} = 4,06 \text{ h-p} . \quad (83)$$

où  $W_{ch}$  - est le volume des travaux de chargement de la roche abattue en  $m^3$ ;

$$\text{(voir formule 76) } W_{ch} = 26,4 \text{ m}^3$$

$E_{ch}$  - est la norme de rendement de la chargeuse en  $m^3/h-p$

$$\text{(voir tableau 29) } E_{ch} = 6,5 \text{ m}^3/h-p$$

Nombre d'hommes-postes pour le soutènement de l'excavation ( $G_s$ ) est :

$$G_s = \frac{W_s}{E_s} = \frac{2,38}{1,7} = 1,4 \text{ hommes-postes} . \quad (84)$$

où  $W_s$  - est le volume de soutènement , en cadre (voir formule 78)

$$W_s = 2,38 \text{ cadres} .$$

$E_s$  - est la norme de rendement du soutènement en cadre/h-p

$$\text{(voir tableau 30) } E_s = 1,7 \text{ cadre/h-p}$$

Nombre d'hommes-postes pour la pose des rails ( $G_p$ ) est :

$$G_p = \frac{W_p}{E_p} = \frac{3,6}{14,6} = 0,25 \text{ hommes-postes} \quad (85)$$

où  $W_p$  - est le volume des travaux de la pose des rails en m .

(voir formule 80)  $W_p = 3,6 \text{ m} .$

$E_p$  - est la norme de soutènement de la pose des rails en m/h-p

(voir tableau 34)  $E_p = 14,6 \text{ m/h-p}$

Nombre d'hommes-postes pour l'aménagement de la rigole ( $G_r$ ) est :

$$G_r = \frac{W_r}{E_r} = \frac{1,8}{5,6} = 0,32 \text{ h-p} \quad (86)$$

où  $W_r$  - est le volume des travaux d'aménagement de la rigole en m . (voir formule 81)

$E_r$  - est la norme de rendement d'aménagement de la rigole en m/h-p .

(voir tableau 35)  $E_r = 5,6 \text{ m/h-p} .$

Le nombre total d'hommes-postes par un cycle ( $G$ ) est égal à :

$$\sum G = G_f + G_{ch} + G_s + G_p + G_r \quad (\text{h-p}) \quad (87)$$

$$\sum G = 2,8 + 4,06 + 1,4 + 0,25 + 0,32 = 8,83 \text{ hommes-postes} .$$

Nombre d'ouvriers par un poste ( $N_{ouv}$ ) est :

$$N_{ouv} = \frac{\sum G}{m_c} = \frac{8,83}{2} = 4 \quad (88)$$

où  $G$  est le nombre total d'hommes-postes par cycle ; en h-p .

$m_c$  est le nombre de poste par cycle . Nous prenons  $m_c = 2$  .

Le coefficient de dépassement de la norme de rendement ( $k_b$ ) est =

$$k_b = \frac{\sum G}{N_{\text{ouv}} \cdot m_c} = \frac{8,83}{4 \cdot 2} = 1,10 > 1,0 \quad (89).$$

### Normes De Rendement De Forage Des Trous .

Tableau 28

Coefficient de dureté - f Machines de forage	2-4	5-7	9-12	12
1. foreuse électrique à main PR-14DM	22	13	-	-
2. foreuse électrique à main PRK-2V	26	16	-	-
3. Marteaux perforateur à main PR-18L4, PR-19, PR-22	22,5	16,5	14,0	-
4. Marteau perforateur à main PR20L4, PR-30k, PR30L4	28	18,5	15	7,5
5. Marteau perforateur à Colonne K5-50, PK5 .	-	26	17,5	9,3
6. Marteau perforateur télescopique PR-36	36	22	16,5	9,0
7. Chariot-perforateur BBK-4.	38	23	18,7	11,7
8. Chariot-perforateur KBM-3, BUKB	51	35	30	23
9. Complice suspendu BUKS-1	70	55	44	36
10. Foreuse électrique à Colonne	32	25	18	-

# Normes de Rendement de Chargement du Déblai.

Tableau 29.

Machines de Chargement	Coefficient de dureté $f$		
	1,5-3	4-9	>10
1. PML-5 (PPN-2) (EPM)	6,7	5,9	5,5
2. PPM-4 (1PPN-5)	7,2	6,5	5,9
3. MPK-1 (2PPN-5)	7,5	6,2	5,5
4. 2PNB-2 (GNL-3)	6,3	5,8	4,5
5. PPA - 7	7,3	6,5	5,7
6. PMU - 2	7,8	7	6,4
7. KNS - 1	5,2	4,8	4,5
8. CP-2 (équipe à 2 personnes)	4,8	3,9	3
9. KS-3 (équipe à 2 personnes)	7,7	6,3	4,9
10. 10 KS-2U (équipe à 2 pers)	11,2	9,2	7,2

# Normes de Rendement de La Rose du Soutènement en Bois (cadrés/homme-paste)

Tableau 30

Section en $m^2$	Coefficient de dureté $f$		
	> 6	2-6	< 2
< 6.5	2,35	2,5	2,65
6,5 - 8	2,15	2,3	2,45
8 - 10	1,9	2,1	2,25
10 - 12	1,68	1,9	2,0
12 - 14	1,56	1,7	1,9
> 14	1,40	1,6	1,7

# NORMES DE RENDEMENT DE LA POSE DU SOUTÈNEMENT MÉTALLIQUE

(cadre / homme . poste)

Tableau 31

Section $m^2$	Coefficient de dureté $f$	$> 7$	2 - 6	$< 2$
<b>Forme en Arc :</b>				
	$< 6,5$	2,5	2,5	3
	6,5 - 8	1,9	2,3	2,6
	8 - 10	1,7	1,9	2,3
	10 - 12	1,4	1,6	1,9
	12 - 14	1,1	1,3	1,5
	$> 14$	0,9	1	1,2
<b>Forme Trapézoïdale :</b>				
	$< 6,5$	1,7	2,0	2,4
	6,5 - 8	1,5	1,8	2,1
	8 - 10	1,35	1,5	1,8
	10 - 12	1,1	1,25	1,5
	12 - 14	0,9	1,0	1,2
	$> 14$	0,7	0,8	0,9



## NORMES DE RENDEMENT DU SOUTÈNEMENT DES PUITS.

Tableau 32

Descente de planches (équipe à 2 ouvriers) en (m/homme-poste)	Mise en place de l'armature (en t)	Soutènement en béton à l'aide du Collage à Ventail (équipe à 2 ouvriers en m <sup>3</sup> /homme-poste)	Mise en place des ouvriers (équipe à 2 ouvriers)	Soutènement provisoire en anneaux	
				Mise en place (en pièces par homme (poste))	Enlèvement (en pièces par homme-poste)
194	0,37	4,4	2,7	0,54	1,3

## NORMES DE RENDEMENT DE SOUTÈNEMENT EN BÉTON (en m<sup>3</sup>/h-p)

Tableau 33

	Épaisseur du Soutènement, mm		
	200	200-300	300
1. Pose de l'armature (en m <sup>3</sup> du béton)	0,2 2,35	0,35 2,65	0,4 2,8
2. Mise en place du béton, (m <sup>3</sup> fonte)	1,32	1,56	—
3. Mise en place du béton, (m <sup>3</sup> fondation)	4,0	4,5	3,3

# NORMES DES RENDEMENTS DE LA POSE DES VOIES / homme . poste .

Tableau 34

		Distance entre les Travers , m	
		0,7	1,0
Voies provisoires	Excavation à une Voie	14,6	17,5
Voie définitif		6,5	7,3
Voie définitif	Excavation à deux Voies	2,6	4
Entèvement des Voies provisoires		5,3	6,2

# NORMES DE RENDEMENT D'AMÉNAGEMENT DE LA RIGOLE , (m / homme . poste)

Tableau 35

Section en m <sup>2</sup>	Coefficient de dureté, f	> 9	4 - 8	2 - 4
		< 0,15	4,2	5,6
> 0,15		3,4	5,3	7,5

# NORMES DE RENDEMENT DU SOUTÈNEMENT DE LA RIGOLE , (m / homme . poste)

Tableau 36

Section en m <sup>2</sup>	Type de Soutènement	(n) Bois	(n) Béton	(n) béton armé préfabriqué
		< 0,15	5,85	6,5
> 0,15		5,2	5,9	6,2

## NORMES DU RENDEMENT DE SOUTÈNEMENT PROVISOIRE DE PROTECTION

Tableau 37

Section, $m^2$	En Cadres / homme-poste	Supports, (pièces / homme-poste)
< 6	3,5	7,0
> 6	2,5	5,0

## NORMES DE RENDEMENT DU SOUTÈNEMENT MIXTE (pose du chapeau pièce / homme-poste)

Tableau 38

Type du chapeau	Largeur de l'ouvrage, m.		
	< 4	4 - 6	> 6
Bois	5,1	3	-
Poutre métallique (N22)	4,5	2,3	-
Poutre métallique (N24)	2,7	1,9	1,45
Poutre métallique (N25)	2,3	1,7	1,8

## NORMES DE RENDEMENT DE LA SUSPENSION DES TUYAUX DE LA VENTILATION

Tableau 39

Diamètre des Tuyaux	Suspension	Enlèvement
300 - 400	160	250
500 - 600	100	220

NORMES DE RENDEMENT DU SOUTÈNEMENT BOULONNAGE (pièces/homme poste)

Tableau 40

Type de machine de forage	Coefficient de sûreté	> 7	4-6	2-3
Marteau perforateur télescopique		6,7	8,8	11,5
Marteau perforateur à main		--	7,5	8,8

8.3 DÉTERMINATION DU TEMPS D'EXECUTION DE CHAQUE PROCÉDE D'UN CYCLE.

Avant la détermination du temps d'exécution de chaque procédé. Il faut calculer la durée des travaux non régularisés.

$$T_{n.r} = t_v + t_{ins} + t_{en} = 30 + 14 + 16 = 60 \text{ ou } 1h \dots (90)$$

où  $T_{n.r}$  est le temps des procédés non régularisé .... en h en min  $t_v$  est la durée du ventilation du chantier après le tir, en min selon notre calcul de la ventilation  $t_v = 30 \text{ min}$ .  $t_{ins}$  est le temps de l'inspection de la taille de l'excavation après le tir. On admet  $t_{ins} = 10 \text{ à } 20 \text{ min}$   $t_{ins} = 14 \text{ min}$

$t_{en}$  est le temps de chargement des trous :

$$t_{cn} = \frac{N_{tr} \cdot t'_{cn}}{h_{cn}} = \frac{23 \cdot 2}{3} = 16 \text{ min} \quad (91)$$

où  $N_{tr}$  est le nombre total des trous ( Voir formule 42)  $N_{tr} = 23$

$t'_{eh}$  est le temps de chargement d'un trou. On admet  $t'_{eh} = 2 \text{ à } 5 \text{ min}$

nous prenons  $t'_{en} = 2 \text{ min}$

$h_{en}$  est le nombre d'ouvriers chargeant des trous. D'habitude

$n_{eh} = 2 \text{ à } 4$  et dépend de la section de l'excavation et la longueur

des trous . Nous prenons  $N_{eh} = 3$ .

Le Coefficient en tenant compte de la déduction du temps de l'exécution des travaux réguliers est égale à :

$$\alpha = \frac{T_c - T_{nr}}{T_c} = \frac{12 - 1}{12} = 0,92 \quad (92)$$

Où  $\alpha$  est le coefficient en tenant compte de la régulation du temps de l'exécution des travaux réguliers.

$T_{n.r}$  est la durée des travaux non régularisés, en h. ( Voir formule 90)

$$T_{n.r} = 1 \text{ h}$$

$T_c$  est la durée d'un cycle. Notre cas  $T_c = 12 \text{ h}$  (Voir formule 37)

$$\text{C'est à dire : } T_c = 2 T_p \quad (93)$$

Où  $T_p$  est la durée d'un poste .

Le Temps de l'exécution de chaque procédé régularisé est déterminé d'une manière suivante:

$$\underline{\text{DUREE DE FORAGE}} \quad t_f = \frac{G_f - T_p}{nf - Kd} \quad X = \frac{2,8 \cdot 6 \cdot 0,92}{4 \cdot 1,10} = 3,5 \text{ h} \quad (94)$$

Où  $t_f$  est la durée de forage.

$G_f$  est le nombre d'hommes postes pour le fourage,.... en h.p

$$(\text{ Voir la formule 82 } ) \quad \underline{G_f = 2,8 \text{ h.p.}}$$

$T_p$  est la durée d'un poste, en h

$\alpha$  est le coefficient de la déduction du temps (Voir formule 92)  $X = 0,92$

$nf$  est le nombre de foreurs  $nf = 4$

$Kd$  est le coefficient de dépassement de la norme de rendement (Voir formule 89)

$$\underline{Kd = 1.10}$$

DUREE DE CHARGEMENT DU DEBLAI ( t cn ).

$$t_{cn} = \frac{G_{cn} \cdot T_p}{h_{cn} \cdot K_d} \cdot X = \frac{4,06 \cdot 6 \cdot 0,92}{4 \cdot 1,10} = 5,1 \text{ h} \quad (95)$$

Où  $G_{cn}$  est le nombre d'hommes postes pour chargement du déblai, en h.p.

$$\text{(Voir formule 83)} \quad G_{cn} = 4,06 \text{ h.p.}$$

$h_{cn}$  est le nombre d'ouvriers pour chargement du déblai (Voir formule 88)

$$h_{cn} = 4$$

DUREE DE LA PAUSE DU SOUTÈNEMENT. ( ts )

$$t_s = \frac{G_s \cdot T_p}{n_s \cdot k_d} \cdot X = \frac{1,4 \cdot 6 \cdot 0,92}{4 \cdot 1,10} = 1,7 \text{ h} \quad (96)$$

Où  $G_s$  est le nombre d'hommes poste pour le soutènement ..... en h.p.

$$\text{(Voir formule 84)} \quad G_s = 1,4 \text{ h.p.}$$

$n_s$  est le nombre d'ouvriers pour le soutènement. Nous prenons  $n_s = 4$ .

DUREE DE LA PAUSE DES RAILS ( tp ).

$$t_p = \frac{G_p \cdot T_p}{n_p \cdot k_d} \cdot X = \frac{0,25 \cdot 6 \cdot 0,92}{4 \cdot 1,10} = 0,3 \text{ h} \quad (97)$$

Où  $G_p$  est le nombre d'hommes postes pour la pause des rails, en h.p.

$$\text{(Voir formule 85)}. \quad G_p = 0,25 \text{ h.p.}$$

$n_p$  est le nombre d'ouvriers pour la pause des rails. Nous prenons  $n_p = 4$

DUREE DE L'AMENAGEMENT DE LA RIGOLE ( tr )

$$t_r = \frac{G_r \cdot T_p}{n_r \cdot k_d} \cdot X = \frac{0,32 \cdot 6 \cdot 0,92}{4 \cdot 1,10} = 0,4 \text{ h} \quad (98)$$

Où  $G_r$  est le nombre d'hommes postes pour l'aménagement de la rigole, en h.p.

$$\text{(Voir formule 86)}. \quad G_r = 0,32 \text{ h.p.}$$

$n_r$  est le nombre d'ouvriers pour l'aménagement de la rigole  $n_r = 4$ .

Pour contrôler l'exactitude du temps calculé pour chaque procédé on utilise la formule suivante:

$$T_c = \frac{\sum t_{;n}}{\sum \text{Nouv}} \quad t_{n.r} \quad (99)$$

Où  $T_c$  est la durée du cycle .....en h.

$T_{n.r}$  est le temps des travaux non régularisés .....en h.

$$\sum t_{.n} = t_f . h_f + t_{cn} h_{cn} + t_s . n_s + t_{p.np} \quad t_{r.n_r}$$

$$\sum t_{.n} = 3,5 . 4 + 5,1 . 4 + 1,7 . 4 + 0,3 . 4 + 0,4 . 4 = 44 \text{ h.p.}$$

Nouv est le nombre d'ouvrier par poste d'après la formule 88.

$$\text{Nouv} = 4$$

$$T_c = \frac{44}{4} + 1 = 12 \text{ h} \quad (100)$$

La norme complexe du creusement de l'excavation ( $E_c$ ) est à :

$$E_c = \frac{L_{av}}{G} = \frac{1,8}{8,83} = 0,24 \text{ m / homme.poste.} \quad (101)$$

Le rendement du travail ( $R_{te}$ ) est à :

$$R_{te} = \frac{L_{av}}{\text{Nouv. mc}} = \frac{1,8}{4,2} = 0,225 \text{ m /homme;poste} \quad (102)$$

Où  $L_{av}$  est la longueur d'avancement de l'excavation par cycle, en m.

Nouv = est le nombre d'ouvriers par un poste.

$M_c$  est le nombre de postes par un cycle.

## 9. ETUDE ECONOMIQUE

Le prix de revient du creusement et du soutènement d'un mètre de l'excavation comprend les dépenses suivantes :

- Salaires des ouvriers .
- Prix des matériaux .
- Prix d'énergie électrique et pneumatique .
- Amortissement du matériel .

Le prix de revient du creusement ne comprend pas les dépenses du transport des charges et de la ventilation . Ces dépenses appartiennent aux services correspondants .

### 9.1 Prix de revient d'après le salaire .

Est calculé d'abord pour l'avancement de l'ouvrage par cycle ; calcul du prix de revient par cycle d'après le salaire est fait pour chaque procédé ayant lieu lors du creusement des excavations minières . Salaire pour le procédé donné peut être calculé d'après l'expression suivante :

$$S_p = G_p \cdot T_p \quad (DA) \quad (103)$$

où :  $S_p$  - est le salaire pour le procédé donné .

$G_p$  - est le nombre d'hommes-postes par cycle pour le procédé donné

$T_p$  - est le tarif par poste (DA) , (voir tableau 41).

#### Taux de tarif des ouvriers.

Procédé	Salaires par postes (DA)
Forage des trous	50
Chargement du déblai	56
Soutènement définitif	56
Aménagement de la rigole	38
Soutènement provisoire	56
Pose des voies	50
Suspensions des câbles et des tuyaux	38
Montage et démontage d'équipement	50

Tableau 41





Pour le calcul du prix de revient d'après le salaire on peut utiliser le tableau suivant :

Tableau du prix de revient du creusement d'après le salaire . (Tableau 42)

Procédé du creusement de l'excavation	Nombres d'hommes-postes pour chaque procédé, en h-p	Tarif par poste en DA	Salaire total par cycle , en Da
Chargement du déblai	4,06	56	227,4
Soutènement de l'excavation	1,4	56	78,4
Forage des trous	2,8	50	140,0
Pose des rails	0,25	50	12,5
Aménagement de la rigole	0,32	38	12,2

$$\underline{\underline{S_{av} = 470,5 \text{ DA}}}$$

Le nombre d'homme-postes nous l'avons déterminé d'après les formules 82-86. Le prix de revient total de creusement de l'excavation de longueur d'avancement ( $L_{av}$ ) est  $S_{av}$ ; d'après le salaire est égal à :

$$S_{av} = S_{cn} + S_s + S_f + S_p + S_r = 227,4 + 78,4 + 140,0 + 12,5 + 12,2 =$$

$$S_{av} = 470,5 \text{ DA} \quad (104)$$

Le prix de revient du creusement et soutènement d'un mètre d'excavation est ( $S_m$ ) d'après le salaire est égal à :

$$S_m = \frac{S_{av}}{L_{av}} = \frac{470,5}{1,8} = 261,4 \text{ DA} \quad (105)$$

où  $L_{av}$  est l'avancement de l'excavation par cycle en m .

$$(\text{voir formule 40}) \quad L_{av} = 1,8 \text{ m .}$$

## 9.2 Prix de revient d'après les matériaux .

On calcule la consommation des matériaux utilisée pour le creusement et soutènement d'ouvrage dans un cycle .

Consommation du bois par cycle ( $C_b$ ) est :

$$C_b = \frac{3}{4} \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \sqrt{S_t} \cdot \frac{L_{av}}{L} \quad \text{en m}^3 \quad (106)$$

où  $d$  - est le diamètre d'un montant en m .

$S_t$  - est la section à terre nue de l'excavation en  $\text{m}^2$  .

$L_{av}$  - est l'avancement de l'excavation par cycle en m .

$L$  - est la distance entre les cadres en m .

On prend  $L = 0,2 - 1,5$  m .

Consommation de garnissage par cycle .

$$C_g = 3 \cdot \sqrt{S_t} \cdot L_{av} \cdot C \quad \text{m}^3 \quad (107)$$

où  $S_t$  - est la section à terre nue de l'excavation en  $\text{m}^2$  .

$L_{av}$  - est l'avancement de l'excavation par cycle en m .

$C$  - est l'épaisseur du garnissage en m .

Consommation de maçonnerie par cycle .

$$C_m = (S_{cr} - S_n) \cdot L_{av} \quad \text{m}^3 \quad (108)$$

où  $S_{cr}$  - est la section de creusement de l'excavation en  $\text{m}^2$  .

$S_n$  - est la section nette de l'excavation en  $\text{m}^2$  .

$L_{av}$  - est l'avancement de l'excavation par cycle en m .

Consommation d'acier à fleuret pour 1 m des trous , en Kg .

Coefficient de dureté des roches	Type de perforateur	
	à main	telescopique à C donné
4	0,026	0,022
5	0,045	0,036
6 - 7	0,055	0,044
8 - 9	0,078	0,062
10 - 11	0,014	0,101
12 - 13	0,153	0,122
14 - 15	0,212	0,170

Tableau 43

Consommation d'alliage dure de la foration percutante en fonction de la dureté des roches .

de taillant	Consommation d'alliage dure par 1m en g					
	Coefficient de dureté des roches , f					
	< 6	6 - 9	10 - 12	13 - 15	16 - 18	19 - 20
Simple	0,2	0,4	1,5	2,8	9,0	12,3
en croix	0,2	0,5	2,0	4,2	12,5	18,7

Tableau 44

Type des matériaux	unité de mesure	consommation par cycle C	Prix unitaire en DA	deppenses par cycle en DA
1	2	3	4	5
Explosif	Kg	-	6,0	-
Detonateur électrique	Pièce	-	1,3	-
Méche lente	m	-	0,27	-
Cordeau détonant	m	-	1,27	-
fleuret	pièce	-	1,4	-
Couronne (Alliage dur)	Kg	-	15,06	-
fils électrique	m	-	0,13	-
capsule détonatrice	pièce	-	0,75	-
bois rond	m <sup>3</sup>	-	200	-
garnissage	m <sup>3</sup>	-	400	-
maçonnerie	m <sup>3</sup>	-	150	-
acier profilé	Kg	-	2,0	-
tiges	pièce	-	13,08	-
rails	Kg	-	1,3	-
beton	m <sup>3</sup>	-	360	-

Tableau 45

### 9.3 Exemple du calcul du prix de revient d'après les matériaux :

\* Consommation du bois pour le soutènement par cycle :

$$C_b = \frac{3}{4} \cdot \pi \cdot d^2 \cdot \sqrt{S_t} \cdot \frac{L_{av}}{L}$$

où  $d$  est le diamètre d'un montant en m. D'après nos calculs  $d = 0,22$  m .

(formule 25).

$S_t$  est la section à terre nue de l'excavation en  $m^2$ . (voir formule 33)

$$S_t = 14 \text{ m}^2$$

$L$  est la distance entre les cadres en m.  $L = 0,7$  m (donnée de départ).

$L_{av}$  est l'avancement de l'excavation par cycle en m, (voir formule 40)

$$C_b = \frac{3}{4} \cdot 3,14 \cdot 0,22^2 \cdot \sqrt{14,0} \cdot \frac{1,8}{0,7} \quad L_{av} = 1,8 \text{ m} .$$

$$C_b = 1,1 \text{ m}^3 \quad (109)$$

\* Consommation de garnissage par cycle ( $C_g$ )

$$C_g = 3 \cdot \sqrt{S_t} \cdot L_{av} \cdot C \quad (m^3)$$

où  $C$  est l'épaisseur du garnissage en m (voir formule 27) ,  $C = 0,05$  m .

$$C_g = 3 \cdot \sqrt{14,0} \cdot 1,8 \cdot 0,05 = 0,1 \text{ m}^3 \quad (110)$$

\* Consommation d'explosif par cycle :

$$C_{exp} = Q_{exp} = 37,25 \text{ Kg} \quad (111)$$

\* Consommation de détonateurs électriques :

$$C_d = 1,1 \cdot N_{tr} = 1,1 \cdot 23 = 25 \text{ pièces} \quad (112)$$

où  $N_{tr}$  est le nombre de trous en taille (voir formule 42),  $N_{tr} = 23$  .

\* Consommation de fils électriques ( $C_f$ ):

$$C_f = 50 + 1,1 \cdot N_{tr} = 50 + 1,1 \cdot 23 = 75 \text{ m} \quad (113)$$

\* Consommation d'acier fleurets ( $C_{af}$ ):

$$C_{af} = N_{tr} \cdot L_{tr} \cdot C_{fr} = 23 \cdot 2,0 \cdot 0,045 = 2,07 \text{ Kg} \quad (114)$$

où  $C_{fr}$  est la consommation d'acier par 1m de trou foré (voir Tableau 43)

\* Consommation d'alliage des couronnes .

$$C_{ad} = N_{tr} \cdot L_{tr} \cdot C_{al} \quad (\text{Kg})$$

où  $C_{al}$  est la consommation d'alliage dur par 1m de trou , (d'après le tableau 44)

$$C_{al} = 0,2 \text{ g} .$$

$$C_{ad} = 23,2 \cdot 0,0,2 = 9,2 \text{ g} = 0,0092 \text{ Kg} . \quad (115)$$

\* Consommation des rails avec les eclisses .

Les eclisses sont des plaques d'aciers qui viennent se loger de part et d'autre des rails , entre le champignon et le patin . Elles sont maintenues en place par au moins quatre boulons .

$$C_r = 2,4 \cdot P_{ra} \cdot L_{av} \cdot n_v$$

où  $P_{ra}$  est le poids d'un mètre des rails , en Kg (voir Tableau 2)  $P_{ra} = 33,5 \text{ Kg}$

$n_v$  est le nombre de voies .  $n_v = 2$  d'après les données de départ.

$$C_r = 2,4 \cdot 33,5 \cdot 1,8 \cdot 2 = 290 \text{ Kg} \quad (116)$$

\* Consommation des traverses par cycle :

$$C_{tr} = \frac{L_{av}}{L_{tr}} \cdot L'_{tr} \cdot a_{tr} \cdot h_{tr}$$

où  $L_{av}$  est l'avancement de l'excavation par cycle :  $L_{av} = 1,8 \text{ m} .$

$L_{tr}$  est la distance entre les traverses (voir Tableau 2)  $L_{tr} = 0,5 \text{ m} .$

$L'_{tr}$  est la longueur d'une traverse , en m (voir Tableau 2)  $L'_{tr} = 1,7 \text{ m} .$

et la largeur de la traverse (voir Tableau 2)  $a_{tr} = 0,2 \text{ m} .$

$h_{tr}$  est la hauteur d'une traverse en m (voir Tableau 2)  $h_{tr} = 0,14 \text{ m} .$

$$C_{tr} = \frac{1,8}{0,5} \cdot 1,7 \cdot 0,2 \cdot 0,14 = 0,17 \text{ m}^3 . \quad (117)$$

\* Consommation du ballast par cycle ( $C_b$ ):

$$C_b = B_n'' \cdot h_b \cdot L_{av} \quad (m^3)$$

où  $B_n''$  est la largeur nette de l'excavation en m (voir Formule 14)  $B_n'' = 4,56$  m.

$h_b$  est la hauteur du ballast (voir Tableau 2),  $h_b = 0,2$  m.

$L_{av}$  est l'avancement de l'excavation en m.

$$C_b = 4,56 \cdot 0,2 \cdot 1,8 = 1,64 \text{ m}^3 \quad (118)$$

Pour calculer le prix de revient du creusement et du soutènement de l'excavation d'après les matériaux on peut utiliser le tableau suivant :

Tableau de prix de revient d'après les matériaux.

Type de matériaux	Unité de mesure	Consommation par cycle	Prix unitaire en DA	Dépense par cycle en DA
Explosif	Kg	37,25	6,0	223,5
Détonateurs électriques	pièce	25	1,3	32,5
Fils électriques	m	75	0,13	9,75
Bois pour les cadres	m <sup>3</sup>	1,1	200	220,0
Bois pour garnissage	m <sup>3</sup>	0,1	400	40,0
Bois pour les traverses	m <sup>3</sup>	0,17	200	34,0
Rails	Kg	290	1,3	377,0
Fleurets	Kg	2,07	1,4	3
Couronnes	Kg	0,0092	15,06	0,138
Ballast	m <sup>3</sup>	1,64	105	172,0
$\Sigma$				1111,88 DA

Tableau 46

+ 10 % soit 111,188

$$\Sigma P = 1223,1 \text{ DA}$$

10 % est le prix d'autres matériaux que nous ne calculons pas (conduit de ventilation, conduite de l'air comprimé, clou à crocher, boulon, éclisse, etc .....).

Le prix d'un mètre de creusement de l'excavation d'après les matériaux ( $C_m$ ) est égal à :

$$P_n = \frac{\sum P}{L_{av}} = \frac{1223,1}{1,8} = 679,5 \text{ DA} \quad (118)$$

#### 9.4 Prix de revient d'après l'énergie .

Afin de déterminer le prix de revient du creusement de l'excavation d'après l'énergie il est nécessaire de faire les calculs suivants :

\*\*\* Consommation d'air comprimé par marteaux perforateurs :

$$Q_p = n_p \cdot K'_s \cdot t_f \cdot K_1 \cdot K_2 \quad (\text{m}^3 / \text{cyclo}) \quad (119)$$

où  $n_p$  est le nombre de perforateurs travaillant simultanément .

$K'_s$  est la consommation spécifique d'air comprimé par un perforateur

$$\text{m}^3/\text{mn} \quad (\text{Tableau 10}) \quad K'_s = 2,0 \text{ m}^3/\text{mn} .$$

$K_1$  est le coefficient tenant compte de l'augmentation de la consommation d'air comprimé par suite de l'usure de perforateur ( $K_1 = 1,1 - 1,2$ ) .

Nous prenons  $K_1 = 1,2$  .

$K_2$  est le coefficient tenant compte des fuites d'air ( $K_2 = 1,2$ )

$t_f$  est le temps du forage propre des trous en taille, en mn .

$$t_f = \frac{1000 \cdot N_{tr} \cdot L_t}{n_p \cdot V_f} \quad (120)$$

$N_{tr}$  est le nombre de trous en taille (voir formule 42)

$L_t$  est la longueur moyenne des trous en m .

$V_f$  est la vitesse de forage propre en mn/mn, (voir Tableau 47)

Nous avons 4 marteaux perforateurs PR - 19 .

$t_s$  est le temps de forage propre des trous en taille, en mn .

$$t_f = \frac{1000 \cdot N_{tr} \cdot L_{tr}}{n_p \cdot V_f} = \frac{1000 \cdot 23 \cdot 2}{4 \cdot 165} = 70 \text{ mn} . \quad (121)$$



donc :  $Q_{sp} = 4.2.1,2.1,2.70 = 806 \text{ m}^3/\text{cycle}$  .

(122)

Vitesse de forage par marteaux perforateurs : ...

	diamètre du trou en mm	Vitesse de forage en mm/mn														
		Coefficient de dureté f														
		4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18
Leger	32	550	350	300	240	195	165	140	120	110	95	90	78	72	60	62
	40	350	220	190	150	120	105	90	75	69	60	57	50	47	42	39
	43	270	165	145	115	93	78	60	57	51	45	43	38	36	31	30
Moyen	32	1000	710	530	425	350	290	250	220	190	170	155	140	130	120	110
	40	640	450	340	270	220	190	160	140	120	110	100	93	83	76	70
	46	485	330	250	200	165	145	120	105	90	83	75	67	62	57	65
	52	380	270	200	100	130	110	95	82	72	65	59	53	49	45	42
Lourd	46	900	630	460	380	310	260	220	195	170	150	140	125	115	106	98
	52	730	515	385	310	250	215	180	140	125	112	100	93	88	80	75
	65	465	330	250	200	160	15	116	100	89	80	72	65	60	55	51

Tableau 47

\*\*\* Consommation d'air comprimé par chargeuse .

Nous avons comme chargeuse PPM - 4m .

$$Q_{ch} = K''_s \cdot t_{ch} \cdot K_u \cdot K_1 \cdot K_2 \quad (\text{m}^3/\text{cycle}) \quad (123)$$

où  $K''_s$  est la consommation d'air comprimé par chargeuse en  $\text{m}^3/\text{mn}$

$$K''_s = 5 - 9 \text{ m}^3/\text{mn} \quad . \text{ Nous prenons } K''_s = 9 \text{ m}^3/\text{mn} \quad .$$

$t_{ch}$  est le temps de l'évacuation du déblai en mn .

$K_u$  est le coefficient d'utilisation de la chargeuse durant le poste

$$K_u = 0,3 - 0,6 \quad . \text{ Nous prenons } K_u = 0,5 \quad .$$

$$Q_{ch} = 9.306.0,5.1,2.1,2 = 1982,88 \text{ m}^3/\text{cycle} \quad . \quad (124)$$

\*\*\* Consommation d'énergie électrique par chargeuse :

$$Q_{ch} = P_{ch} \cdot t_{ch} \cdot K_u \quad (\text{Kwh/cycle}) \quad (125)$$

où  $P_{ch}$  est la puissance du moteur de la chargeuse , d'après le tableau 26

$t_{ch}$  est le temps du chargement du déblai en h .

$K_u$  est le coefficient d'utilisation de la chargeuse durant le poste  $K_u = 0,5$  .

$$Q_{ch} = 28.5,1.0,5 = 71,4 \text{ Kwh} . \quad (126)$$

\*\*\* Consommation d'énergie électrique par le convoyeur (  $Q_{conv}$  ) :

$$Q_{conv} = P_{conv} \cdot t_{ch} \cdot K'_u \quad (\text{Kwh/cycle}) \quad (127)$$

où  $P_{conv}$  est la puissance du moteur du convoyeur en Kw .

$$P_{conv} = 4 - 9 \text{ Kw} .$$

$t_{ch}$  est le temps du chargement du déblai en h .

$K'_u$  est le coefficient d'utilisation du convoyeur durant le poste .

$$K'_u = 0,3 - 0,6$$

\*\*\* Consommation d'énergie électrique par treuil :

$$Q_{tr} = P_{tr} \cdot t_{ch} \cdot K''_u \quad (\text{Kwh}) \quad (128)$$

où  $P_{tr}$  est la puissance du treuil en Kw .  $P_{tr} = 2 - 5 \text{ Kw} .$

$K''_u$  est le coefficient d'utilisation du treuil durant le poste.  $K''_u = 0,2$  .

$t_{ch}$  est le temps de chargement du déblai en h .  $t_{ch} = 5,1 \text{ h} .$

$$Q_{tr} = 4.5,1.0,2 = 4,08 \text{ Kwh} . \quad (129)$$

\*\*\* Consommation d'énergie électrique par ventilateur :

$$Q_v = P_v \cdot T_c \quad (\text{Kwh/cycle}) \quad (130)$$

où  $P_v$  est la puissance du ventilateur , (voir Tableau 24)

$T_c$  est le temps du cycle en h .  $T_c = 12 \text{ h} .$

$$Q_v = 10.12 = 120 \text{ Kwh} . \quad (131)$$

Ayant déterminé la consommation d'énergie on procède au calcul du prix de revient du creusement de l'excavation par cycle d'après l'énergie .

Pour ce but , il faut d'abord calculer les dépenses de l'énergie en dinards venant à chaque type des consommateurs d'après la formule :

$$P_c = Q \cdot P_u \quad (\text{DA}) \quad (132)$$

où  $Q$  est la consommation de l'énergie par cycle en  $\text{DA}/\text{m}^3$  ou  $\text{DA}/\text{Kwh}$  .

Prix de  $1\text{m}^3$  d'air comprimé est à :  $P_{a.c} = 0,035 \text{ DA}$  .

Prix de  $1\text{Kwh}$  de l'énergie électrique est à :  $P_c = 0,2 \text{ DA}$  .

La somme totale des dépenses par cycle représente le prix de revient du creusement de l'excavation par cycle d'après l'énergie ( $P_t$ ).

On pourra utiliser le tableau ci-dessous :

" Calcul de la somme d'énergie "

Consommateur	Consommation totale d'air comprimé ( $\text{m}^3$ )	Consommation totale d'énergie électrique (Kwh)	Prix d'énergie $\text{DA}/\text{m}^3$ ou $\text{DA}/\text{Kwh}$	Prix d'énergie par cycle, DA
Marteau perforateur	806	-	0,035	28,21
Chargeuse PPM - 4m	-	71,4	0,2	14,28
Treuil	-	4,08	0,2	0,81
Ventilateur	-	120	0,2	24,00

Tableau 48

$$\underline{\underline{P_t = 67,30 \text{ DA}}}$$

Le prix de revient d'un mètre de creusement de l'excavation par cycle d'après l'énergie ( $P_e$ ) .

$$P_e = \frac{P_t}{L_{av}} \quad (133)$$

où  $P_t$  est le prix de revient de l'excavation par cycle d'après l'énergie en DA.

$L_{av}$  est l'avancement de l'excavation par cycle en m .  $L_{av} = 1,8 \text{ m}$ .

$$P_e = 67,30 / 1,8 = 37,4 \text{ DA} \quad (134)$$

Le prix de revient du creusement de l'excavation par cycle d'après l'amortissement est calculé par la formule suivante :

$$P_a = \frac{\sum S}{12 \cdot N_e} \quad (\text{DA/cycle}) \quad (135)$$

où S est la somme d'amortissement annuelle en DA/an .

$N_e$  est le nombre de cycle par mois .

$n_m$  est le nombre de jours par mois ( $n_m = 24 - 25$ ) .

Le prix de revient d'un mètre de l'excavation d'après l'amortissement est :

$$P_{am} = \frac{P_a}{L_{av}} \quad (\text{DA/m}) \quad (136)$$

où  $L_{av}$  est la longueur d'avancement par cycle en m .

Prix des équipements et leur amortissement .

N°	Équipement	Prix d'unité en milles	Normes annuelles d'amortissement en %
1	Foreuse électrique à main	1,0	20
2	Foreuse électrique à colonne	2,5	15
3	Marteau perforateur à main	2,0	20
4	Marteau perforateur à colonne	6,0	20
5	Poussoir	1,0	20
6	Chargeuse PML-5, EPM-3	30,0	15
7	Chargeuse PPM-4	60,0	15
8	Chargeuse 2 PNB	35,0	15
9	Chargeuse PM4	42,0	15
10	Chargeuse à racloir	25,0	15
11	Treuil	5,0	15
12	Ventilateur	1,0	20
13	Pompes	1,5	20

Tableau 49

Exemple du calcul du prix de revient d'après l'amortissement :

Le prix de revient du creusement de l'excavation d'après l'amortissement des équipements peut être calculé à l'aide du tableau suivant :

Calcul de la somme annuelle de l'amortissement .

Equipements	Nombre	Prix en mille, DA		Norme d'amortissement annuelle en %	Somme d'amortissement annuelle en %	Somme d'amortissement par cycle, DA
		D'unité	Total			
Marteau perforateur PR-19	4	2,0	8,0	20	1600	2,8
Chargeuse PFM - 4m	1	60,0	60,0	15	9000	15,6
Treuil	1	5,0	5,0	15	750	1,3
Ventilateur BU - 6	1	1,0	1,0	20	200	0,35
<u>Tableau 50</u>				$P_c = 20\ 05\ DA$ =====		

On peut calculer aussi le prix de revient de l'amortissement des équipements utilisés selon la manière suivante :

\*\*\*\* Le prix de revient de l'amortissement des marteaux perforateurs ( $P_{a.p}$ ) par cycle est :

$$P_{a.p} = \frac{\sum S_p}{12 \cdot N_c} = \frac{1600}{12 \cdot 48} = 2,8 \text{ DA/cycle} \quad (137)$$

où  $S_p$  est la somme d'amortissement annuelle des perforateurs en DA ,

$$\sum S_p = 1600 \text{ DA .}$$

12 est le nombre de mois par an .

$N_c = n_e \cdot m_n = 2 \cdot 24 = 48$  est le nombre de cycles par mois .

où  $m_n$  est le nombre de jours de travail par mois (voir formule 37).

\*\*\*\* Le prix de revient de l'amortissement de treuil par cycle est égal à :

$$P_{a.tr} = \frac{\sum S_{tr}}{12 \cdot N_c} = \frac{750}{12 \cdot 24} = 1,3 \text{ DA/cycle} \quad (138)$$

où  $\sum S_{tr}$  est la somme d'amortissement de treuil (voir tableau 50)

$$\sum S_{tr} = 750 \text{ DA .}$$

\*\*\*\* Le prix de revient de l'amortissement du ventilateur par cycle est :

$$P_{a.\text{vent}} = \frac{\sum S_v}{12 \cdot N_c} = 2 \frac{200}{12 \cdot 2 \cdot 24} = 0,35 \text{ DA/cycle} \quad (139)$$

où  $\sum S_v$  est la somme d'amortissement de treuil annuel (voir tableau 50) .

$$\sum S_{\text{vent}} = 200 \text{ DA} .$$

Le prix de revient d'un mètre de l'excavation d'après l'amortissement

(  $P_{am}$  ) est :

$$P_{am} = \frac{P_a}{L_{av}} = \frac{20,05}{1,8} = 11,1 \text{ DA/m} . \quad (140)$$

où  $P_a$  est la somme d'amortissement de toute les machines par cycle , en DA .

(voir tableau 50)  $P_a = 20,05 \text{ DA} .$

$L_{av}$  est la longueur d'avancement par cycle ;  $L_{av} = 1,8 \text{ m} .$

Le prix de revient d'un mètre du creusement de l'excavation d'après le salaire , matériaux , énergie et amortissement est égal :

$$P_t = P_m + P_e + P_{am} + S_m \quad (141)$$

c'est-à-dire :

## BIBLIOGRAPHIE

- 1 B. Boky.  
Exploitation des mines (1968)
- 2 B. BOKY.  
La technologie et mécanisation et  
Organisation des ouvrages miniers (1983)
- 3 P. TARANOV.  
Fragmentation des roches.
- 4 CHAROKDINE.  
Recueil de solutions aux problèmes relatif  
à l'exploitation d'une mine.

