

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية
REPUBLICUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
—oOo—

وزارة التعليم و البحث العلمي
Ministère de l'Enseignement et de la Recherche Scientifique
—oOo—

18/87

25K

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

École Nationale Polytechnique
BIBLIOTHEQUE
الجامعة الوطنية للتكنولوجيا

DEPARTEMENT : Mines Métallurgie

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

ELABORATION DE LA TECHNOLOGIE DE
LA MECANISATION ET DE L'ORGANISATION
DU CREUSEMENT DE LOUVRAGE MINIER
SOUTERRAIN HORIZONTAL A L'EXPLOSIF

Proposé par :

Mr ANTONIEVITCH

Etudié par :

IDRIS.M

Dirigé par :

Mr ANTONI VIETCH

OUID-AMAR.Mahmoud

PROMOTION : JUIN 87

بِغُفْرِ اللَّهِ الرَّحِيمِ الرَّحِيمِ

أَمَّا أَنْ طَعَمْتُمْ لَوْ جَبِه

اللَّهُ لَا نُدْرِي

مِنْكُمْ جِنَاءٌ وَلَا

شُكُورًا .

صَدَقَ اللَّهُ الْعَظِيمُ

- SOMMAIRE -

I-INTRODUCTION

I-1. NOTIONS DE MINES ET DE CREUSEMENT D'OUVRAGES MINIERs.....I
 I-2. RECETTE DE LA MINE.....3
 I-3. CONDITIONS GEOLOGIQUES DE LA DISPOSITION DU TRAVERS-BANC PRINCIPAL.....5

II-RESOLUTIONS TECHNOLOGIQUES DU CREUSEMENT DU TRAVERS-BANC6

II-1. FORME DE LA SECTION TRANSVERSALE DU TRAVERS-BANC PRINCIPAL.....6
 II-2. CHOIX DU TYPE DE SOUTÈNEMENT.....7
 II-2-1. MATERIAUX POUR LE SOUTÈNEMENT.....7
 II-2-2. CARACTERISTIQUES DES SOUTÈNEMENTS.....9
 II-2-3. BOULONNAGE.....II
 II-3. DETERMINATION DES DIMENSIONS DE LA SECTION TRANSVERSALE.....I3
 II-4. PRESSION DES TERRAINS.....I6
 II-4-1. ETAT DE CONTRAINTE (TENSION) DU MASSIF DE ROCHES.....I6
 II-4-2. ETAT DE CONTRAINTE DE ROCHES SUR LE CONTOUR DE L'EXCAVATION.....I7

MINIERE ET CALCUL DE LA STABILITE DE L'OUVRAGE SANS SOUTÈNEMENT

II-4-3. PRESSION DES TERRAINS SUR LES EXCAVATIONS MINIERES.....23
 II-5. CALCUL DU SOUTÈNEMENT EN CINTRES METALLIQUES ELASTIQUES.....29
 II-6. CALCUL DU BOULONNAGE.....33
 II-7. CHOIX DE LA METHODE DE FRAGMENTATION DES ROCHES ET DES EQUIPEMENTS.....44

DE CREUSEMENT

II-8. TRAVAUX DE TIR ET DE FORAGE.....45
 II-8-1. DEFINITIONS.....45
 II-8-2. CARACTERISTIQUES DES EXPLOSIFS.....46
 II-8-3. CARACTERISTIQUES DIVERSES DES EXPLOSIFS.....60
 II-8-4. CHOIX DE L'EXPLOSIF.....6I
 II-8-5. CALCUL DES PARAMETRES DES TRAVAUX DE TIR.....63

II-9. VENTILATION DU CHANTIER DE L'EXCAVATION..... 67

 II-9-1/. GENERALITES..... 67

 II-9-2. CALCUL DE LA VENTILATION..... 69

II-10. CHARGEMENT DES ROCHES..... 74

 II-10-1. GENERALITES..... 74

 II-10-2. CALCUL DE LA QUANTITE TOTALE DE WAGONNETS POUR EVACUER LES ROCHES.. 75

II-II. SOUTÈNEMENT PROVISOIRE, AMENAGEMENT DE LA RIGOLE, POSE DES VOIES DE RAIL.. 76

 II-II-1. SOUTÈNEMENT PROVISOIRE..... 76

 II-II-2. AMENAGEMENT DE LA RIGOLE..... 76

 II-II-3. POSE DES VOIES DE RAIL..... 77

II-12. ORGANISATION DE TRAVAIL..... 79

II-13. ETUDE ECONOMIQUE..... 88

III. CONCLUSION



-AVANT PROPOS -

Trouvera ici l'expression de notre profonde gratitude , Monsieur ANTONIEVITCH qui par ses conseils sans cesse renouvelés nous a si bien aidé dans l'étude de ce projet .

Nous adressons aussi nos remerciements très particuliers à Monsieur SAADA pour son sincère dévouement et à MLOURAD pour la mise en forme du projet .

Nous exprimons aussi notre vive reconnaissance à Monsieur ALLAOUI OMAR Pour son aide si précieuse .

Nous tenons également à remercier tous les professeurs de l'école en particulier les professeurs du département Mine et Métallurgie , qui , de près ou de loin ont contribué à notre formation .

I-INTRODUCTION

I-I. NOTIONS GENERALES SUR LES MINES ET LE CREUSEMENT D'OUVRAGES SOUTERRAINS .

Sous le nom de "mine" on désigne actuellement tout aussi bien les lieux d'où l'on extrait les minéraux que l'ensemble des travaux qui servent à exploiter un gîte de matière utile .

On pourrait dire d'une manière générale que les travaux miniers consistent à exploiter les dépôts des substances qui se trouvent au sein de l'écorce terrestre et qui sont utiles à l'homme , ces dépôts pouvant être de nature solide , liquide ou gazeuse . Il va sans dire que dans une exploitation, l'idée de gain est sous-entendue , mais naturellement elle est pour beaucoup fonction des traitements que subiront les minéraux après la sortie de la mine .

Les travaux miniers font apparaître dans l'épaisseur des minerais ou dans les stériles des espaces vides dénommés excavations minières , ayant des formes très variées . Selon leurs buts , les travaux miniers sont soit de prospection ou d'exploitation et selon l'emplacement de leurs exécutions on distingue les exploitations à ciel ouvert et souterraine . Afin de découvrir et d'atteindre les régions minéralisées , la mine nécessite un système d'excavations . Parmi ces dernières citons les excavations verticales (puits de fouille , de prospection , d'exploitation et puit aveugles) et les excavations horizontales (galeries , galeries au jour , galeries d'exploitation , les travers-bancs et les recoupes) .

Parmi les excavations les plus importantes citons :

le puit , le travers-banc , la galerie de roulage , etc ...

Ces excavations facilitent l'accès au corps minéral par l'intermédiaire des

des ouvrages auxilliaires . La figure I montre un schéma type d'excavations minières. Dans une mine d'exploitation , les ouvrages horizontaux ont plusieurs rôles , accès à la zone minéralisée , transport du minerai , aérage , prospection , etc ... Le dimensionnement des ouvrages horizontaux dépend particulièrement des équipements , des engins de travail , des lignes de service , des conduites d'aérage et de la voie de déplacement du personnel .

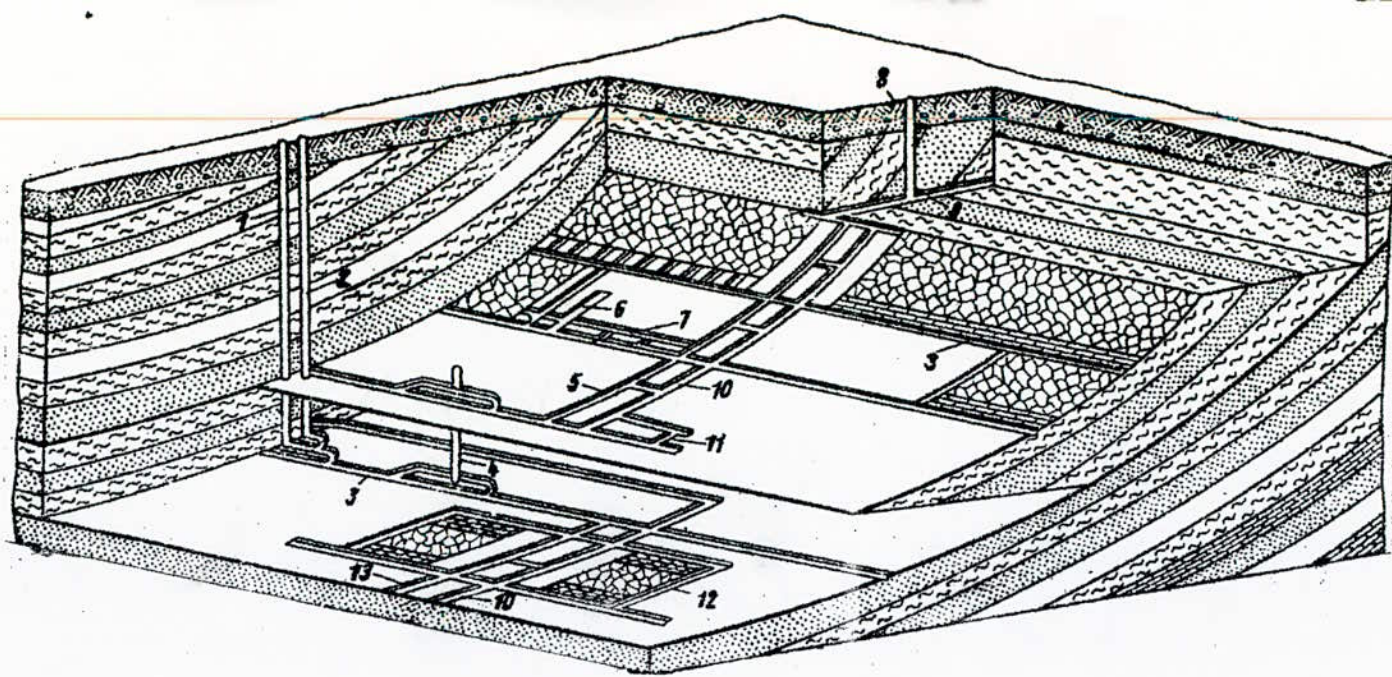
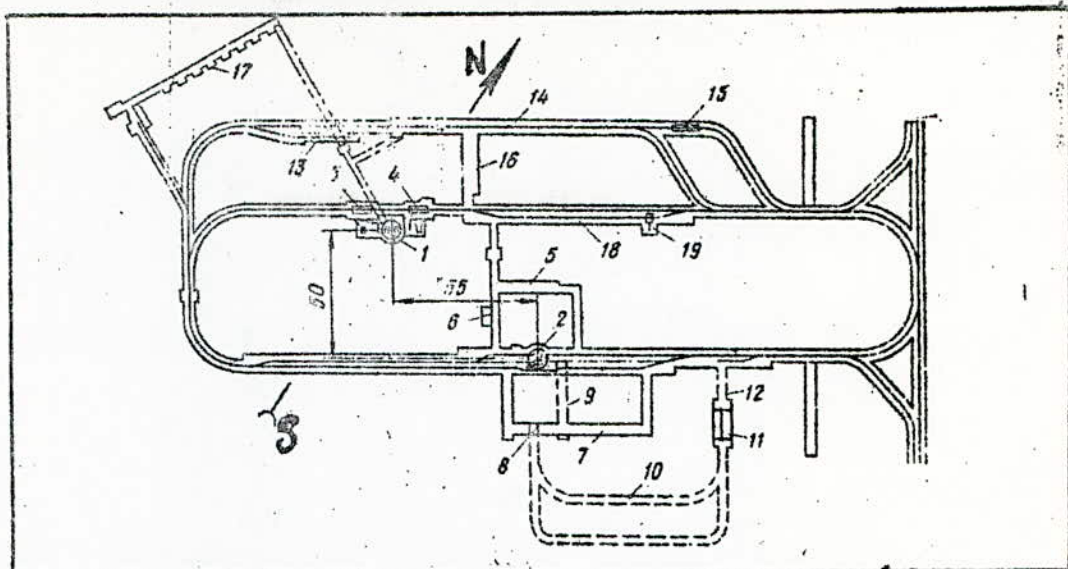


Figure 1. Exploitation des gisements miniers par la méthode souterraine (mine).

1. Puit vertical Principal, 2. Puit vertical auxiliaire, 3. galerie,
4. Puit aveugle, 5. montage, 6. chambre d'abattage, 7. galerie parallèle,
8. Puit de fouille, 9. travers-banc d'aérage, 10. Passage, 11. recoupe,
12. taille d'abattage, 13. Descenderie.



- Figure 2 -

Schéma d'une recette cyclique d'une mine

1. Puit Principal 2. Puit Auxiliaire 3. Magasin houiller
4. Magasin houiller pour le stérile 5. Salle d'attente
6. Chambre du médecin 7. Station électrique
8. Salle des Pompes 9. Ramassage de l'eau
10. Passage pour conduite d'eau 11. Recupérateur de
particules solides ou épurateur 12. Passage incliné de
l'eau 13. Garage pour les trains contre-incendie
14. Garage de recharge des batteries de locomotives
15. Atelier de réparation des locomotives 16. Station de
transformation du courant électrique 17. Dépôt d'explosifs
18. Train de déplacement du personnel 19. Sanitaires.

sont disposés le plus souvent parallèlement à la direction de l'ouvrage du puit auxiliaire .

Le plus souvent on construit la recette de façon cyclique avec les ouvrages principaux disposés perpendiculairement ou parallèlement par rapport au travers-banc principal .

Le choix du type de recette est déterminé par une série de facteurs qui sont :

L'angle de pendage des couches , le nombre de couches , la distance entre les couches et la stabilité des roches encaissantes où on construit la recette .

La recette occupe un volume très important par rapport aux autres ouvrages souterrains , ce volume est déterminé suivant cette formule :

$$V_{\text{rec}} = 12,5 + (4,9 + 0,9.W) . A$$

dans ce cas la locomotive est à accumulateurs

$$V_{\text{rec}} = 13,5 + (4,9 + 0,9.W) . A$$

dans ce cas la locomotive est à contact .

Où

V_{rec} : volume de la recette en 1000m^3 ;

-A : rendement de projet de mine en million de tonnes / an ;

-W : coefficient du débit d'eau en m^3 / tonne .

Notons que le volume de la recette constitue 15 % environ du volume total des ouvrages miniers et la durée de sa construction occupe plus de 60 % de la durée de construction totale de la mine car la configuration des ouvrages (jonctions , intersections , salles , section transversale , etc ...) est compliquée .

Pour atteindre les couches de minerai , il faut réunir la recette avec les couches , pour cela on creuse le travers-banc principal dont la longueur est plus ou moins grande . Cet ouvrage sert pour le transport du minerai , du personnel , du matériel , et pour l'aérage , c'est pourquoi il a une grande section transversale . Le but de notre présent projet consiste en la construction du travers-banc principal .

I-3. CONDITIONS GEOLOGIQUES DE LA DISPOSITION DU TRAVERS-BANC

La mine est à une profondeur de 700 m . La longueur du travers-banc principal atteint 650 m . Notre travers-banc traverse du grès dont la résistance à la compression est de 600 Kg / cm^2 .

L'angle de pendage de la couche de minéral utile (charbon) est de 8° .

Le débit d'eau dans la taille de l'excavation horizontale est de $1,7 \text{ m}^3/\text{h}$.

La catégorie en gaz est de $17,7 \text{ m}^3 / \text{t}$.

La locomotive et la berline sont respectivement de types AI4.2 et VD.33 circulant sur les deux voies de chemins de fer prévues .

La largeur d'une voie ferrée est de 900 mm.

Notons que la durée de vie de notre travers-banc dépasse les 10 années .

II. RESOLUTIONS TECHNOLOGIQUES DU CREUSEMENT DU TRAVERS-BANC PRINCIPAL.

II-1. FORME DE LA SECTION TRASVERSALE DU TRAVERS-BANC PRINCIPAL.

Le choix de la forme de la section transversale des ouvrages miniers dépend des propriétés des roches traversées de la grandeur de la pression des terrains , de la direction des pressions des terrains de la destination , de la durée de vie et du mode de creusement de cet ouvrage .

La forme de la section transversale des ouvrages horizontaux peut être , en voûte , trapézoïdale , circulaire , elliptique etc ...

Dans le cas de roches stables on utilise la forme en voûte ou rectangulaire sans soutènement , dans le cas d'une stabilité moyenne des roches et d'une faible pression des terrains la forme de la section transversale dépendra du type de soutènement .

Dans les ouvrages horizontaux avec le soutènement en bois ; métallique et en béton armé des éléments droits on utilise une forme rectangulaire , trapézoïdale ou polygonale .

Avec un soutènement métallique en arc ou en béton armé il faut utiliser une forme en voûte avec des pieds droits ou inclinés .

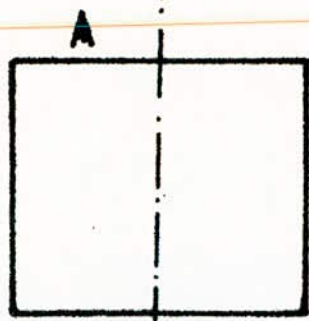
Dans le cas d'une petite stabilité des roches dans le toit et les parois , on utilise une forme en voûte , en fer à cheval avec soutènement métallique et en béton armé .

Si toute la section est soumise à des pressions on utilise une forme de la section transversale en voûte et en fer à cheval avec une voûte inverse en forme circulaire ou elliptique .

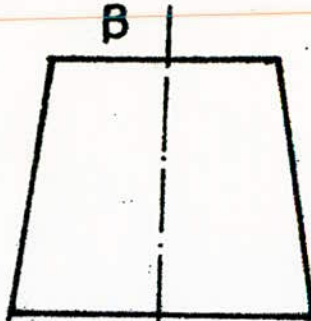
Pour les différentes sections transversales sus-citées (voir figure 3) .

Notre travers-banc traverse des roches de dureté moyenne , leur coefficient de dureté est égal à 6 ($f=6$ d'après l'échelle du professeur PROTODIAKONOV) .

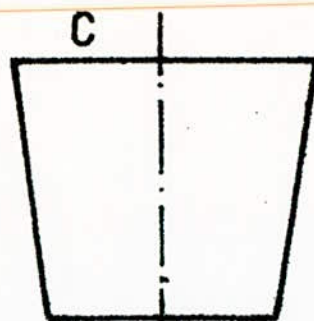
La durée de vie de l'excavation est longue , c'est pourquoi notre choix portera sur la forme en arc de la section transversale , car cette forme assure une plus petite concentration des pressions sur le toit et une plus grande stabilité de l'excavation



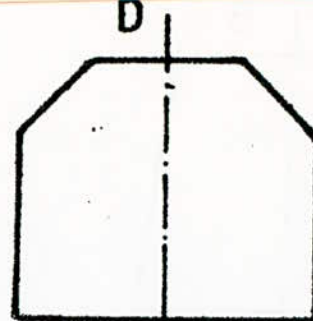
Rectangulaire



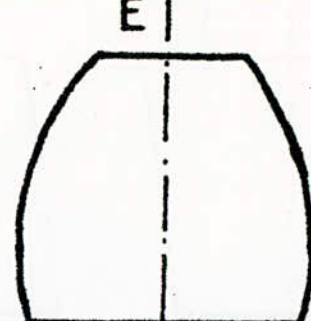
TRAPEZOIDALE



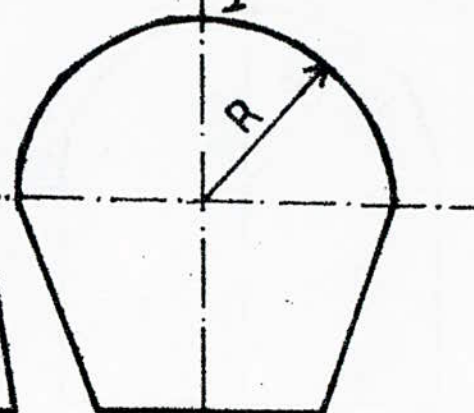
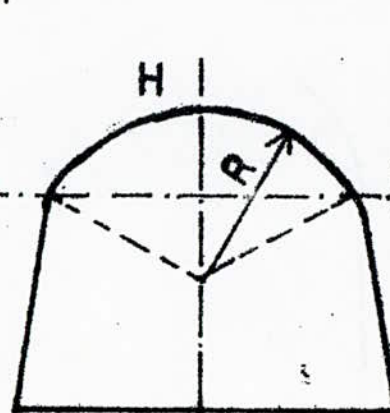
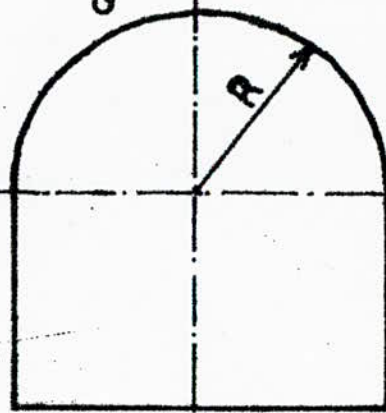
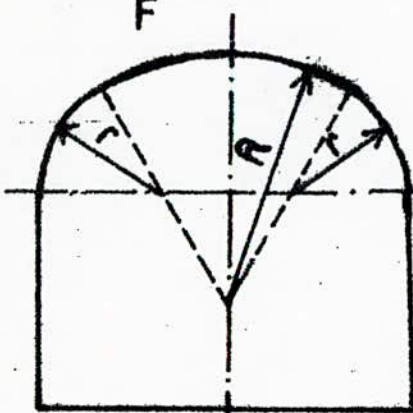
TRAPEZOIDALE



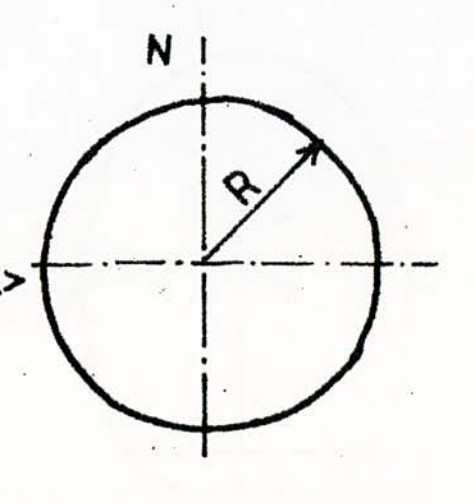
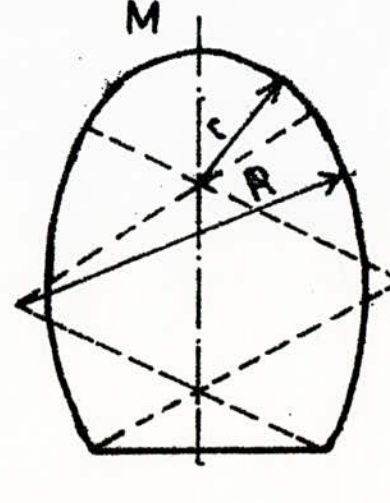
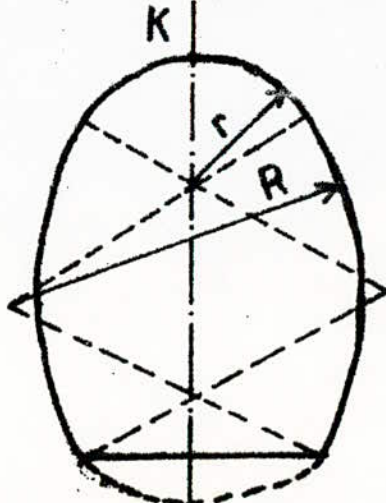
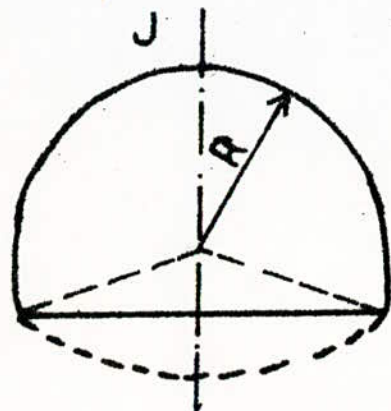
POLYgonALE



En Tonneau



F, G, H, I: En voûte avec Pieds droits



J, K, M. En Fer à cheval

FIGURE 3

Circulaire

II-2. CHOIX DU TYPE DE SOUTÈNEMENT .

II-2-I. Matériaux pour le soutènement .

Pour un soutènement des excavations souterraines on utilise souvent les matériaux suivants : Bois , métal , béton armé , briques , etc ...

Lors du choix du matériau pour le soutènement il faut tenir compte de la durée de vie de l'excavation et des conditions de travail du soutènement :

- grandeur et directions des pressions de terrains ;
- déplacement vertical et déplacement horizontal des roches ;
- saturation à l'eau ;
- etc ...

Le plus universel des matériaux est l'acier .

On recommande pour les excavations de longue durée (plus de 10 années) et dont les roches sont de moyenne ou faible dureté d'utiliser un soutènement métallique ou en béton .

Pour notre projet nous avons opté pour le soutènement métallique , néanmoins nous ferons un résumé bref sur le boulonnage qui est un soutènement moderne .

Actuellement , le boulonnage est le soutènement qui s'est le plus développé et imposé , on utilise aussi le soutènement combiné du boulonnage avec du béton giclé.

Le boulonnage répond particulièrement aux critères suivants :

- efficacité ;
- sécurité ;
- facilité et rapidité de pose ;
- standardisation .

Le boulonnage consomme moins de matériaux et son prix de revient est moindre en comparaison avec d'autres types de soutènement .

Le boulonnage occupe une plus petite de la section en terrain nu avec une section nette égale à :

$$S_{cr}^{ac} - S_{cr}^{bo} = 1 \text{ à } 2 \text{ m}^2 .$$

Où

S_{cr}^{ac} : section en creusement pour le soutènement métallique ;

S_{cr}^{bo} : section en creusement pour le soutènement en boulons .

II-2-2. caractéristiques des soutènements métalliques

Pour le soutènement des excavations minières on utilise l'acier laminé, des poutres en I et en U, des rails, de l'acier plat et de l'acier rond.

Comme matériaux auxiliaires on utilise divers produits métalliques sous forme de boulons, d'écrous, de crochets, de pattes, etc ...

L'acier est utilisé pour la fabrication d'un soutènement spécial à segments ou éléments de couvelage dans des puits verticaux de mines et dans les excavations au rocher. Mais plus souvent on utilise l'acier spécial interchangeable de types ; SVP 14, SVP 17, SVP 19, SVP 22 et SVP 27 (voir figure 14) où le nombre 14, 17, 19, 22 et 27 signifient la masse de un mètre en Kg.

Une superficie de la section transversale du profil SVP est de 18,5 à 34,37 cm², la hauteur h de 88 à 123 mm, la largeur b de 121 à 150 mm et l'épaisseur d du mur de 5,7 à 7,4 mm et le moment de résistance $W_x = W_y = 40,7$ à 100,2 cm³ (tableau 7).

TABLEAU 7

indices	caractéristiques SVP				
	14	17	19	22	27
masse d'un mètre du profil en cm	14,7	17,1	19,2	21,9	27,0
hauteur du profil en cm	8,8	9,4	10,2	11	12,3
section transversale en cm ²	18,7	21,3	24,4	27,9	34,37
moment de résistance en cm ³	40,7	50,3	61,3	74,8	100,2

Le soutènement métallique est largement utilisé dans les mines , actuellement on soutient avec ce type de soutènement plus de 50 % de tous les volumes constituant les excavations souterraines .

Pour les roches ayant un coefficient de dureté $f = 3$ à 12 , le soutènement utilisé est souvent métallique , l'avantage de ce dernier par rapport au boisage est :

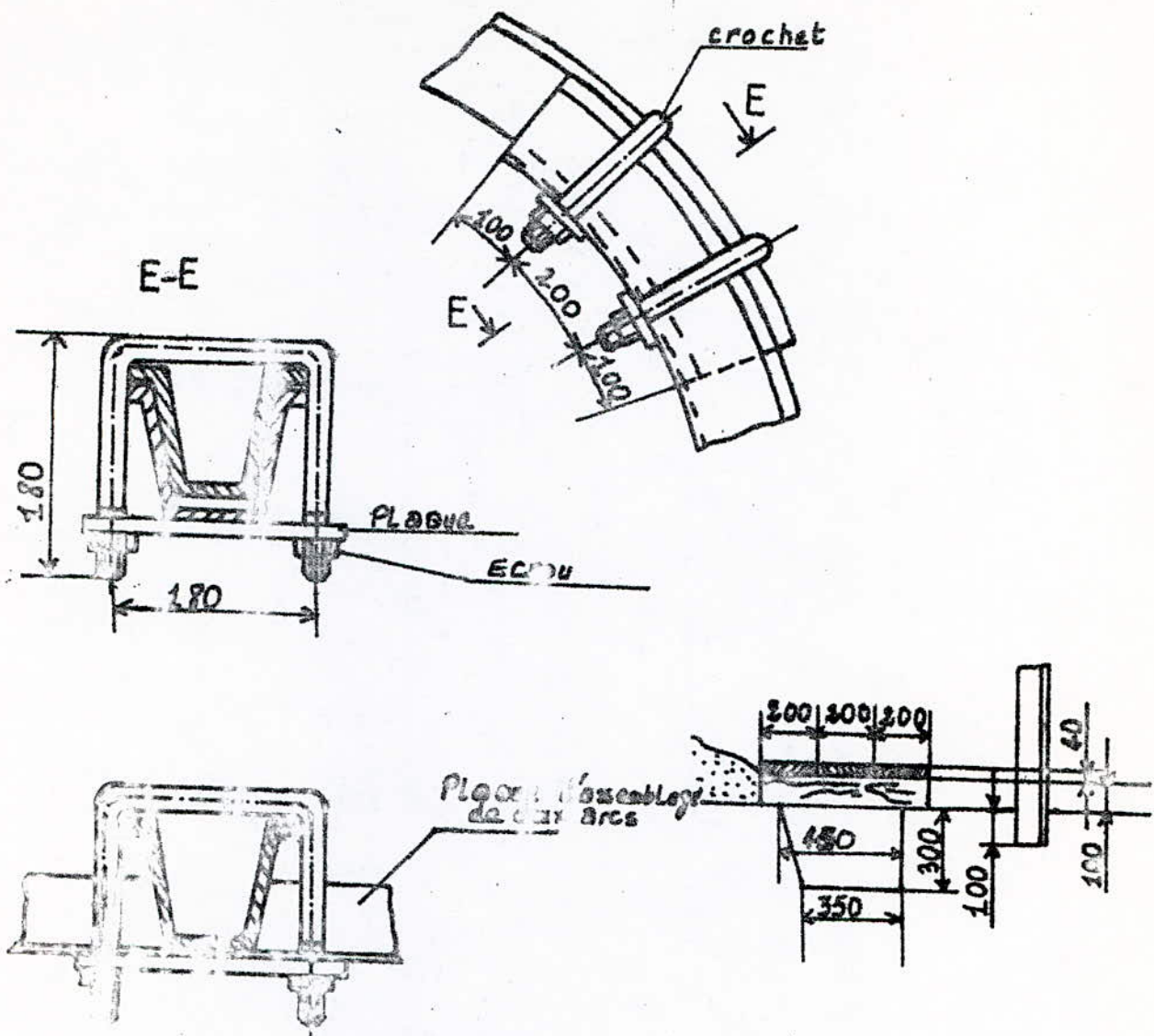
- plus grande résistance à la compression , à la flexion , à la traction , résistance au feu , résistance à la corrosion et durabilité ;
- plus petite dépense pour le traitement des excavations .

Le soutènement métallique peut être installé sous forme de cadres de soutènement ou sous forme de cintres(arcs) . Ce type de soutènement peut être rigide ou élastique . Le soutènement rigide est composé de quatre éléments réunis par des boulons et des éclisses , il est utilisé dans les excavations caractérisées par une durée de vie assez longue où le déplacement des roches est négligeable .

Le plus souvent on utilise le soutènement en cintres élastiques fabriqués par l'acier du profil SVP . Ce soutènement est composé de trois éléments , deux latéraux(montants) et un arc supérieur(chapeau) dont les extrémités sont introduits à 400 mm dans les éléments latéraux(voir figure 4) .

Les éléments de soutènement en cintres sont réunis par des crochets , des écrous et des plaques .

Le serrage des écrous permet de régler l'élasticité du soutènement jusqu'à 300 à 350 mm en vertical . La distance entre les arcs(cintres) de soutènement et les cadres varie de 0,5 à 1,25 m . Les cintres sont réunis l'un à l'autre à l'aide de trois tirants . On utilise ce type de soutènement (élastique) dans les excavations avec un angle d'inclinaison variant jusqu'à 30 degrés , dans les conditions des déplacements éventuels des roches .



- Figure 4 - Élément de soutènement métallique

II-2-3. BOULONNAGE

Le boulonnage est l'ensemble des boulons fixés dans les trous de mine et disposés d'une manière déterminée dans les roches autour de l'excavation . Le boulonnage est destiné à la consolidation des massifs de roches et à l'augmentation de la stabilité de ces derniers grâce à la réunification des couches de roches ou des zones du massif de déformations différentes .

Les boulons en consolidant le massif de roches , permet l'utilisation maximale de leurs capacités de résistance .

Actuellement , on utilise des boulons métalliques , en bois , en béton armé , composés d'acier et de plastique .

Les boulons métalliques les plus répandus se composent d'une tige cylindrique dont l'une des extrémités porte une tête vissée tandis que l'autre possède une serrure permettant la fixation du boulon dans le trou . Ces boulons métalliques sont de formes diverses , à coin , à vis , à fente , etc ...

Dans l'ensemble du boulon est inclu aussi une plaque d'acier .

Les boulons à coin et à fente sont des tiges en acier de forme cylindrique et de diamètre 22 à 25 mm .

Dans la partie de la serrure , la tige possède une fente diamétrale d'épaisseur 2 à 3mm et de longueur 151 à 200 mm où s'introduit le coin de longueur 121 à 180 mm et d'épaisseur 25 à 35 mm .

L'introduction du boulon dans le trou de mine se fait avec le coin ensemble .

En frappant sur l'extrémité de la tige , le coin s'introduit dans la fente et par la suite , la serrure s'élargit et se fixe dans le trou de mine . Le diamètre du trou de mine est divisé de telle sorte qu'il soit de 12 à 15 mm supérieur que celui du boulon . Après la fixation du boulon on introduit sur l'extrémité du boulon la plaque d'appui et on visse l'écrou .

Le boulon métallique est employé dans les roches de coefficient de dureté $f = 4$ à 12

Les boulons en béton armé sont fixés dans les trous de mine par du béton armé ou par du béton polymère se trouvant dans la partie de serrure ou dans toute la profondeur du trou .

Sur l'extrémité de la tige sortant de l'excavation , on fixe la plaque d'appui .

Le diamètre du trou doit être de 32 à 42 mm . Comme tige on utilise l'acier du profil périodique de diamètre 16 à 22 mm .

Les boulons ne peuvent supporter la charge qu'après le durcissement du béton .

C'est pourquoi il est recommandé d'introduire dans le béton des substances complémentaires permettant le durcissement rapide du béton considéré .

II-3. DETERMINATION DES DIMENSIONS DE LA SECTION TRANSVERSALE .

Les dimensions de la section transversale de l'excavation dépendent de sa destination. Ces dimensions sont déterminées en fonction des dimensions des locomotives et des berlines et des autres types de transport .

La hauteur de l'excavation ne doit pas être moins de 1800 mm à partir de la tête des rails et dans le cas de la locomotive à contact pas moins de 2200 mm .

La largeur de l'excavation est déterminée d'après la largeur de la locomotive et de la berline .

La distance entre la locomotive et le soutènement en bois ou métallique ne doit pas être moins de 250 mm et avec un soutènement en maçonnerie ou en béton pas moins de 200 mm .

Pour le passage du personnel , la distance ne doit pas être moins de 700 mm à la hauteur de 1800 mm .

Dans l'ouvrage avec transport de convoyeurs , le passage du personnel est de 700 mm et la distance entre le soutènement et le convoyeur est de 400 mm ou plus .

En outre , les dimensions des excavations doivent assurer le débit nécessaire de l'air avec une vitesse admissible du mouvement de l'air .

Une dimension principale lors du choix de la section transversale de type standard de l'ouvrage minier est la largeur nécessaire de cet ouvrage au niveau de la hauteur de la locomotive .

Dans notre projet nous utilisons la locomotive à accumulateurs AI4-2 dont les caractéristiques sont :

- largeur : 1350 mm

- hauteur : 1500 mm

Suivant le gabarit des équipements de transport pris et des jeux nécessaires suivant les règles de sécurité pour le passage du personnel ; on détermine

la longueur nécessaire pour le travers-banc avec deux voies de rail sur le niveau supérieur de la locomotive selon la formule suivante (voir figure 8)

B_n : largeur nette de l'excavation (mm)

$$B_n = a + 2.A + m + 700 + (1800 - h) \cdot \text{Cotg} \alpha - 190 \cdot \text{Cotg} \alpha$$

Où

a : distance minimale entre la locomotive et le soutènement (mm)

m : distance entre deux locomotives (mm)

h : hauteur de la locomotive (mm)

α : angle d'inclinaison du soutènement (degré)

APPLICATION

a = 250 mm ; A = 1350 mm ; m 250 mm (d'après les règles de sécurité)

h = 1500 mm ; $\alpha = 75^\circ = 75^\circ$

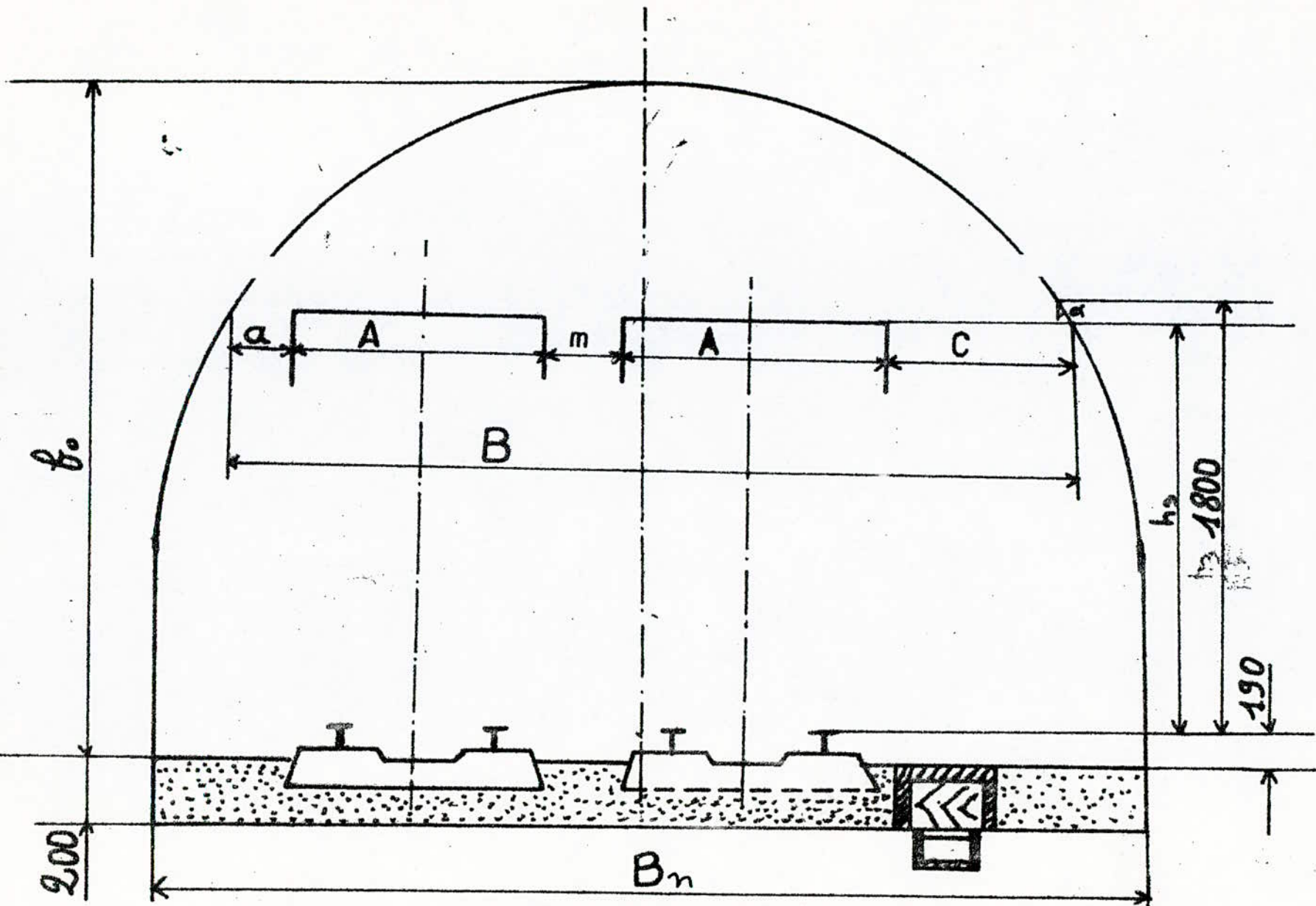
soit $B_n = 250 + 2 \cdot 1350 + 250 + 700 + (1800 - 1500) \cdot \text{Cotg} 75^\circ - 190 \cdot \text{Cotg} 75^\circ$

$$B_n = 3930 \text{ mm}$$

d'après le tableau 2 on choisit la section standard de telle sorte que :

$$B_{\text{type}} = B_{\text{standard}} = 4060 \text{ mm}$$

$$S_{\text{nette}} = 11,2 \text{ m}^2$$



-FIGURE 8 . Détermination des dimensions de la section transversale.

On vérifie la section prise d'après la formule de la vitesse admissible de l'air :

$$V = \frac{A_j \cdot g_m \cdot K}{864 \cdot S_n \cdot (d - d_o)}$$

Où

- A_j : quantité de charbon transportée sur le travers-banc en tonne/jour ;
- g_m : dégagement de méthane dans l'excavation pour chaque tonne de rendement journalier en m^3 / tonne ;
- K : coefficient de fuite de l'air ou coefficient de réserve ;
- S_n : section nette transversale après déplacement des roches en m^2 ;
- d : pourcentage admissible de quantité de méthane dans l'air à la sortie de l'excavation ;
- d_o : pourcentage de quantité de méthane dans l'air entré dans l'excavation .

APPLICATION

$$A_j = 1500 \text{ t/j} ; g_m = 17,7 \text{ m}^3 / \text{t} ; K = 1,45 ; S_n = 11,2 \text{ m}^2 ; d = 75 \% \text{ et } d_o = 0 ,$$

$$V = \frac{1500 \cdot 17,7 \cdot 1,45}{864 \cdot 11,2 \cdot (0,75 - 0)} = 5,30 \text{ m / s} .$$

La section transversale prise satisfait donc aux règles de sécurité qui recommandent une vitesse d'air inférieure à 8 m / s (voir tableau 2) .

En définitif la section transversale choisie a pour dimensions :

- section nette transversale avant déplacement des roches $S_n = 12,8 \text{ m}^2$;
- largeur de la section nette avant déplacement des roches $B = 4,75 \text{ m}$;
- hauteur nette de l'excavation avant déplacement des roches $f_o = 3,84 \text{ m}$;
- rayon d'arc $r_T = 2,375 \text{ m}$.

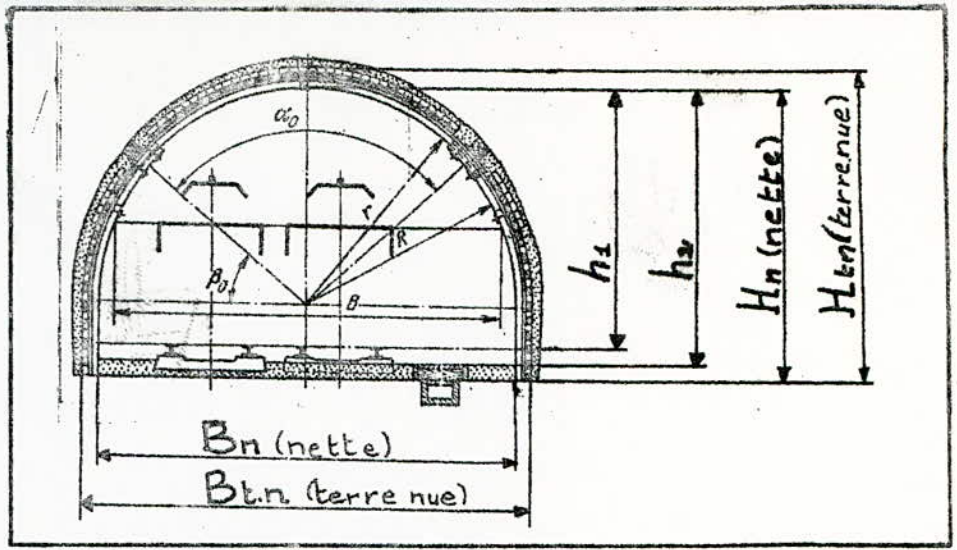


TABLEAU 2

S.T (m ²)		Dimensions définitives												
		B _{tn} (m)			B _n (m)	B (m)	H _{tn} (m)	H _n (m)	h ₁ (m)	h ₂ (m)	r (m)	R (m)	α. (°)	β. (°)
S _n	S _{tn}	f=3	f=4÷6	f=7÷9										
6,4	8,2	3,29	3,17	3,05	2,87	2,46	2,79	2,58	2,19	2,38	1,45	1,65	105° 18'	37° 19'
7,3	9,3	3,61	3,49	3,37	3,18	2,78	2,87	2,66	2,27	2,46	1,65	1,65	105° 22'	37° 19'
8,5	10,8	3,89	3,77	3,65	3,45	3,07	3,13	2,91	2,52	2,71	1,65	2,11	84° 20'	47° 50'
10,4	13	4,53	4,41	4,29	4,07	3,69	3,26	3,03	2,64	2,83	2,11	2,11	84° 32'	47° 44'
12,8	15,9	5,21	5,00	4,88	4,63	4,25	3,58	3,34	2,95	3,14	2,32	2,62	98° 40'	40° 40'
14,5	17,8	5,56	5,44	5,32	5,07	4,70	3,69	3,45	3,06	3,25	2,62	2,62	98° 40'	40° 40'
17,2	20,8	5,78	5,66	5,44	5,29	5,11	4,11	3,87	3,48	3,67	2,74	2,74	75° 32'	53° 14'

Dimensions Principales des excavations minières avec soutènement métallique en cintre et élastique.

S.T		Dimensions définitives												
S.T (m ²)		B _{tn} (m)			B _n (m)	B (m)	H _{tn} (m)	H _n (m)	h ₁ (m)	h ₂ (m)	r (m)	R (m)	α. (°)	β. (°)
S _n	S _{tn}	f=3	f=4÷6	f=7÷9										
6,4	8,2	3,29	3,17	3,05	2,87	2,46	2,79	2,58	2,19	2,38	1,45	1,65	105° 18'	37° 19'
7,3	9,3	3,61	3,49	3,37	3,18	2,78	2,87	2,66	2,27	2,46	1,65	1,65	105° 22'	37° 19'
8,5	10,8	3,89	3,77	3,65	3,45	3,07	3,13	2,91	2,52	2,71	1,65	2,11	84° 20'	47° 50'
10,4	13	4,53	4,41	4,29	4,07	3,69	3,26	3,03	2,64	2,83	2,11	2,11	84° 32'	47° 44'
12,8	15,9	5,21	5,00	4,88	4,63	4,25	3,58	3,34	2,95	3,14	2,32	2,62	98° 40'	40° 40'
14,5	17,8	5,56	5,44	5,32	5,07	4,70	3,69	3,45	3,06	3,25	2,62	2,62	98° 40'	40° 40'
17,2	20,8	5,78	5,66	5,44	5,29	5,11	4,11	3,87	3,48	3,67	2,74	2,74	75° 32'	53° 14'

II-4 PRESSION DES TERRAINS

II-4-I. état de contrainte (tension) du massif de roches

Avant le creusement d'une excavation minière, il existe un état de contrainte volumique en équilibre dans le massif. On considère habituellement qu'une tension n'existe qu'en présence d'une épaisseur de roches se trouvant au dessus du point considéré.

On considère que le massif de roches est homogène, sans fissures et sans cavités (voir figure).

La composante verticale de la tension à la profondeur H, dans un cube élémentaire, est égale au poids de la roche à la même profondeur H, de formule

$$\sigma_z = \gamma \cdot H$$

Où γ est la masse volumique moyenne des roches en Kg / m³

Les composantes horizontales sont déterminées par les propriétés élastiques des roches suivant l'expression :

$$\sigma_x = \sigma_y = \lambda_I \cdot \sigma_z$$

Où λ_I : coefficient de poussée latérale $\lambda_I = \mu / (1 - \mu)$ et μ étant le coefficient de déformation de Poisson, $\mu = 0,1$ à $0,35$.

Mais on trouve généralement dans le massif de roches beaucoup de fissures et de cavités et l'adhésion entre les blocs de structures n'existe pas.

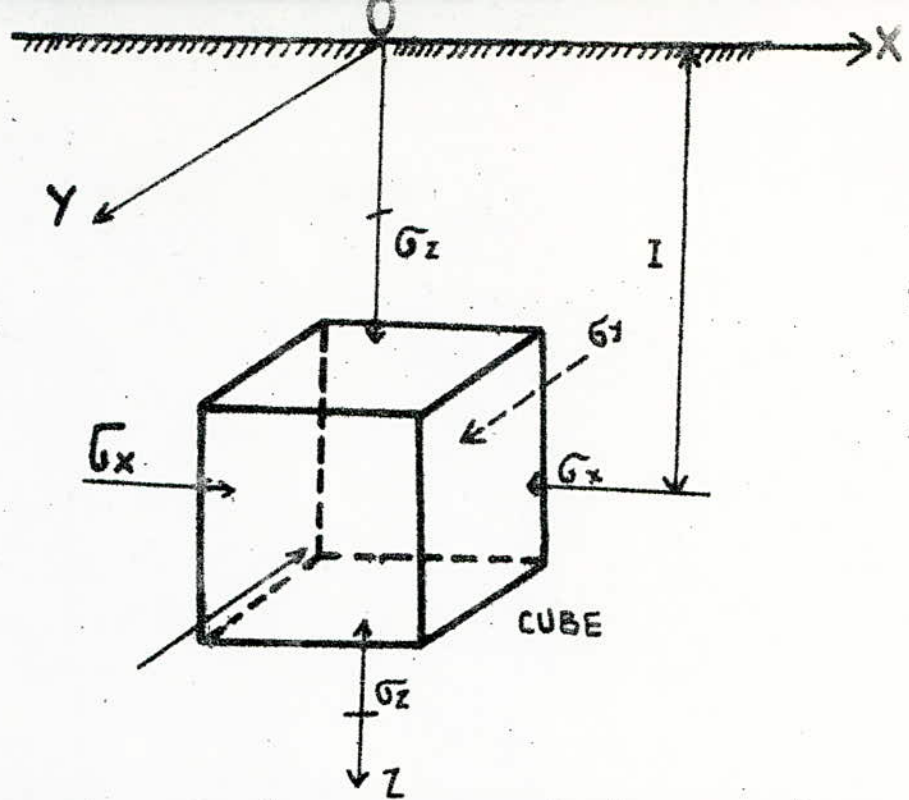
Un tel état de massif est dit milieu "versé".

Si la région considérée dépasse de trois à quatre fois la dimension maximale de ces blocs on prend alors :

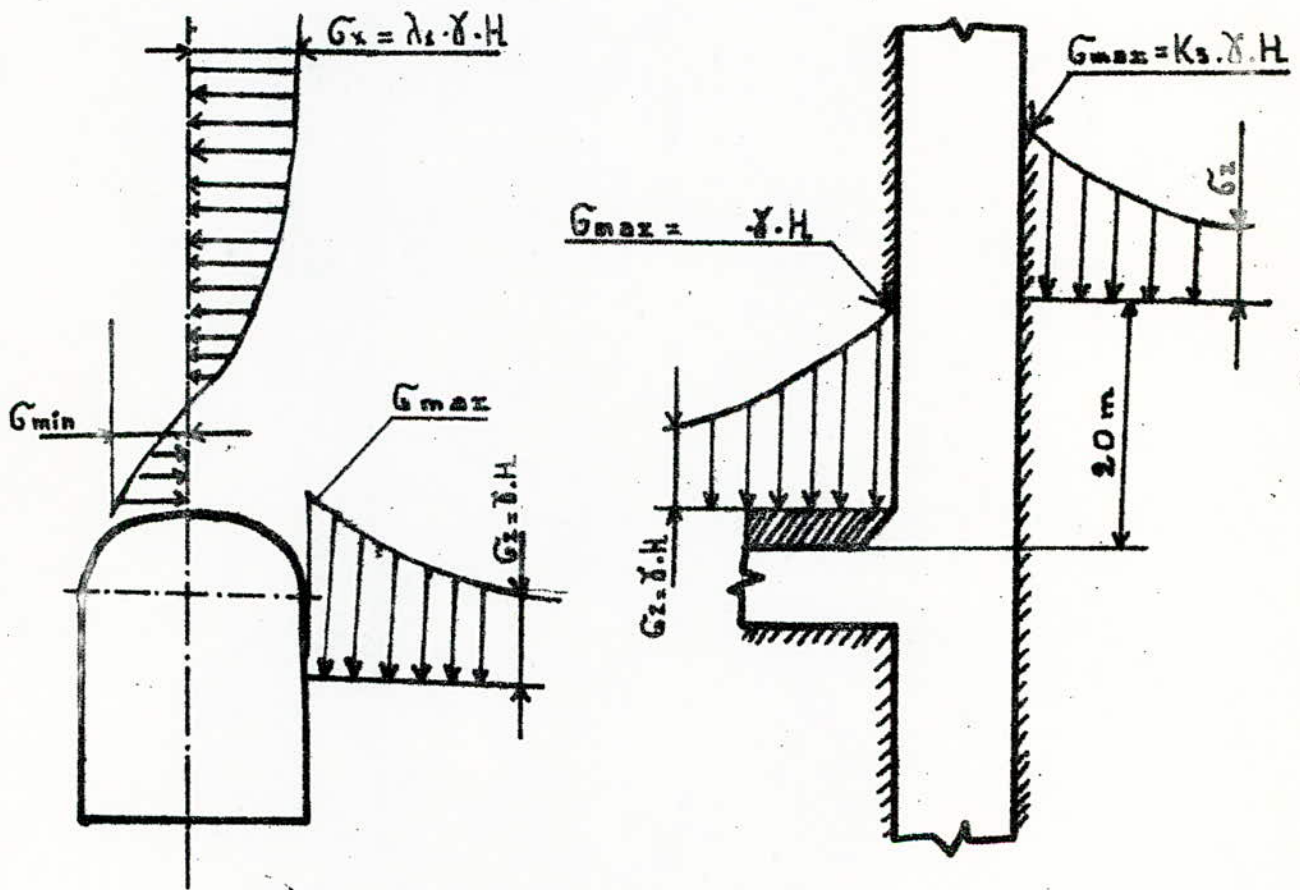
$$\sigma_z = \gamma \cdot H \text{ et } \sigma_x = \sigma_y = \lambda_2 \cdot \sigma_z$$

Où λ_2 est le coefficient de poussée latérale du milieu versé soit

$$\lambda_2 = \operatorname{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right).$$



- FIGURE 5 - Schéma de calcul de l'état de contrainte du massif de roche



- FIGURE 6 - Epures de l'état de contrainte des roches sur le contour de l'excavation minière.

II-4-2. état de contrainte de roches sur le contour de l'excavation minière
et calcul de la stabilité de l'ouvrage sans soutènement

Le champ de contrainte qui existe dans le massif de roches influence les zones de tensions élevées et basses autour des cavités et des fissures qui ont pris naissance dans les ouvrages miniers après le creusement. Nous pouvons même avoir des tensions de traction. La grandeur des tensions dépend beaucoup de la forme de la section transversale de l'ouvrage minier (voir figure 6). L'état de contrainte de roches sur le contour de l'ouvrage horizontal est déterminé par :

- la tension de compression maximale pour les murs : $\sigma_{\max} = K_1 \cdot \gamma \cdot H$

- la tension minimale de traction pour les toits : $\sigma_{\min} = K_2 \cdot \gamma \cdot \lambda_I \cdot H$

Où

K_1 et K_2 sont les coefficients de concentration des tensions (voir tableau 3).

Et dans les ouvrages verticaux, la tension verticale maximale s'écrit :

$$\sigma_{\max} = K_3 \cdot \gamma \cdot H$$

Où K_3 est le coefficient de concentration des tensions de compression $K_3 = 3$ et au niveau des jonctions des puits avec les ouvrages horizontaux $K_3 = 6$.

La tension de compression minimale dans le plan horizontal pour la forme circulaire s'écrit :

$$\sigma_{\min} = K_4 \cdot \lambda_I \cdot \gamma \cdot H \text{ avec } K_4 = 2$$

On peut considérer le contour de l'ouvrage comme stable si les tensions

sur le contour ne dépassent pas la valeur de la résistance du massif de roches

$$\text{pour les murs : } n_m = \frac{R_{\text{com}}}{\sigma_{\text{max}}} \geq I$$

$$\text{pour les toits : } n_t = \frac{R_{\text{tr}}}{\sigma_{\text{min}}} \geq I$$

Où

n_m et n_t sont les degrés de stabilité dans le mur et dans le toit ,
mais ces conditions sont limitées , nous ne pouvons pas utiliser une condition limite pour notre calcul . Il faut passer à la condition nominale en utilisant les règlements de structure en béton (par analogie avec le béton) . La condition essentielle de la stabilité de structure s'écrit alors :

$$R_{\text{com}} \cdot m \geq \sigma_{\text{max}} \cdot n_s \cdot n_i$$

Où

m : coefficient de la condition de travail pour le béton, dans les conditions souterraines $m = 0,7$;

n_s : coefficient de surcharge, pour les pressions de terrain $n_s = 1,5$;

n_i : coefficient de réserve de la résistance du béton

$$n_i = \frac{\sigma_{\text{béton}}}{\sigma_{\text{nominale}}} = \frac{\sigma_b}{\sigma_{no}}$$

σ_b et σ_{no} sont les résistances respectives de l'échantillon de béton et nominale du béton , elles s'écrivent comme suit :

$$\sigma_{no} = \frac{\sigma_{nr}}{K} \quad \text{et} \quad \sigma_{\text{normale}} = 0,7 \cdot \sigma_b = \sigma_{nr}$$

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

$$n_i = \frac{\sigma_b}{\sigma_{nb}} = \frac{K \cdot \sigma_b}{\sigma_{nr}} = \frac{K \cdot \sigma_b}{0,7 \cdot \sigma_b} = \frac{K}{0,7} = \frac{1,5}{0,7} = 2$$

soit $R_{com} \cdot 0,7 \geq \sigma_{max} \cdot 2 \cdot 1,5$ soit $\frac{R_{com}}{\sigma_{max}} \geq 4$

donc les conditions de stabilité des ouvrages souterrains sans soutènement sont

$$\eta_m = \frac{R_{com}}{\sigma_{max}} = \frac{\sigma_{max} \cdot K_s \cdot \varphi}{K_1 \cdot \lambda_I \cdot H} \geq 4$$

$$\eta_t = \frac{R_{com}}{\sigma_{max}} = \frac{\sigma_{tr} \cdot K_s \cdot \varphi}{K_2 \cdot \lambda_I \cdot H} \geq 4$$

Où

K_s : coefficient d'affaiblissement de structure dépendant de la présence de fissures dans le massif de roches , lorsque de degré de fissuration croît la résistance du massif de roches diminue .

φ : coefficient de la résistance de longue durée , il montre la diminution de la résistance de la roche avec l'augmentation de la durée du chargement

Le tableau I et la figure 7 sont utilisés pour déterminer la valeur de K_s .

Distance entre Les fissures	K_s
$> 1,5 \text{ m}$	0,9
$1,5 \div 1 \text{ m}$	0,8
$1 \div 0,5 \text{ m}$	0,6
$0,5 \div 0,1 \text{ m}$	0,4
$< 0,1 \text{ m}$	0,2

TABLEAU 1

b : Distance entre Les fissures

B : Dimension de La Partie du massif (roche

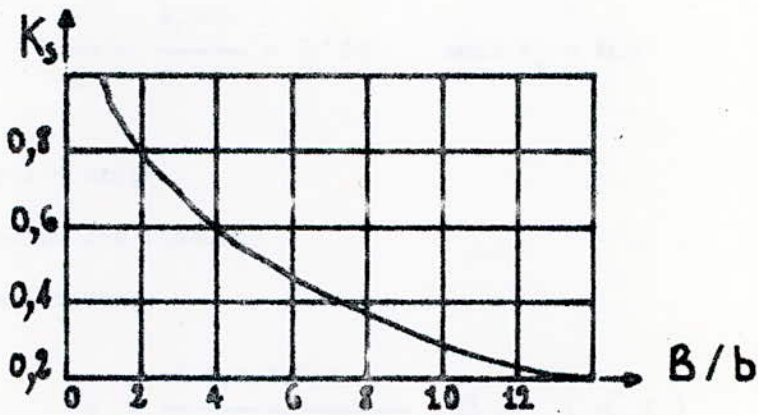


figure 7

II-4-3. pression des terrains sur les excavations minières

Pour accéder à un gisement de charbon ou de minerai et pouvoir l'exploiter, il faut creuser des excavations, ces dernières engendrent des espaces vides dans les terrains. Ces vides sont à l'origine des mouvements et des manifestations de pression.

On appelle pressions de terrain, les tensions dans le massif de roche autour de l'excavation, qui existent après le creusement de cette excavation.

Dans le massif de roches on assiste à une redistribution des tensions autour de l'excavation à la fin de son creusement. Pendant le processus de cette redistribution les roches tendent vers un nouvel état d'équilibre et se déforment, et si le soutènement n'était pas installé à temps, une destruction de roche est possible se produisant surtout dans le toit de l'excavation, où la roche se disloque en morceaux et s'effondre dans l'excavation.

Lors de l'effondrement des roches, une voûte se forme dans le toit, et les côtés peu solides s'effondrent. La section de l'excavation prend la forme d'un fer à cheval. Cette forme de section présente une forme d'équilibre naturel et dépend surtout des propriétés mécanophysiques des roches.

Pour préserver les excavations contre la désagrégation, on utilise un soutènement minier dont les dimensions doivent être en correspondance avec la grandeur de la pression des terrains. Le professeur PROTODIAKONOV a proposé une méthode de détermination de la grandeur de la pression des terrains (voir figure 9).

Sur une excavation horizontale, en partant de la théorie de la voûte en équilibre naturel, les contraintes qui existaient avant le creusement de l'excavation changent pendant les travaux miniers et s'équilibrent suivant une ligne de voûte.

Les parties de roches se trouvant à l'intérieur de cette voûte restent en déséquilibre et ont tendance à tomber à l'intérieur de l'excavation, en exerçant une pression sur le soutènement. Le contour de la voûte de décharge est pris dans

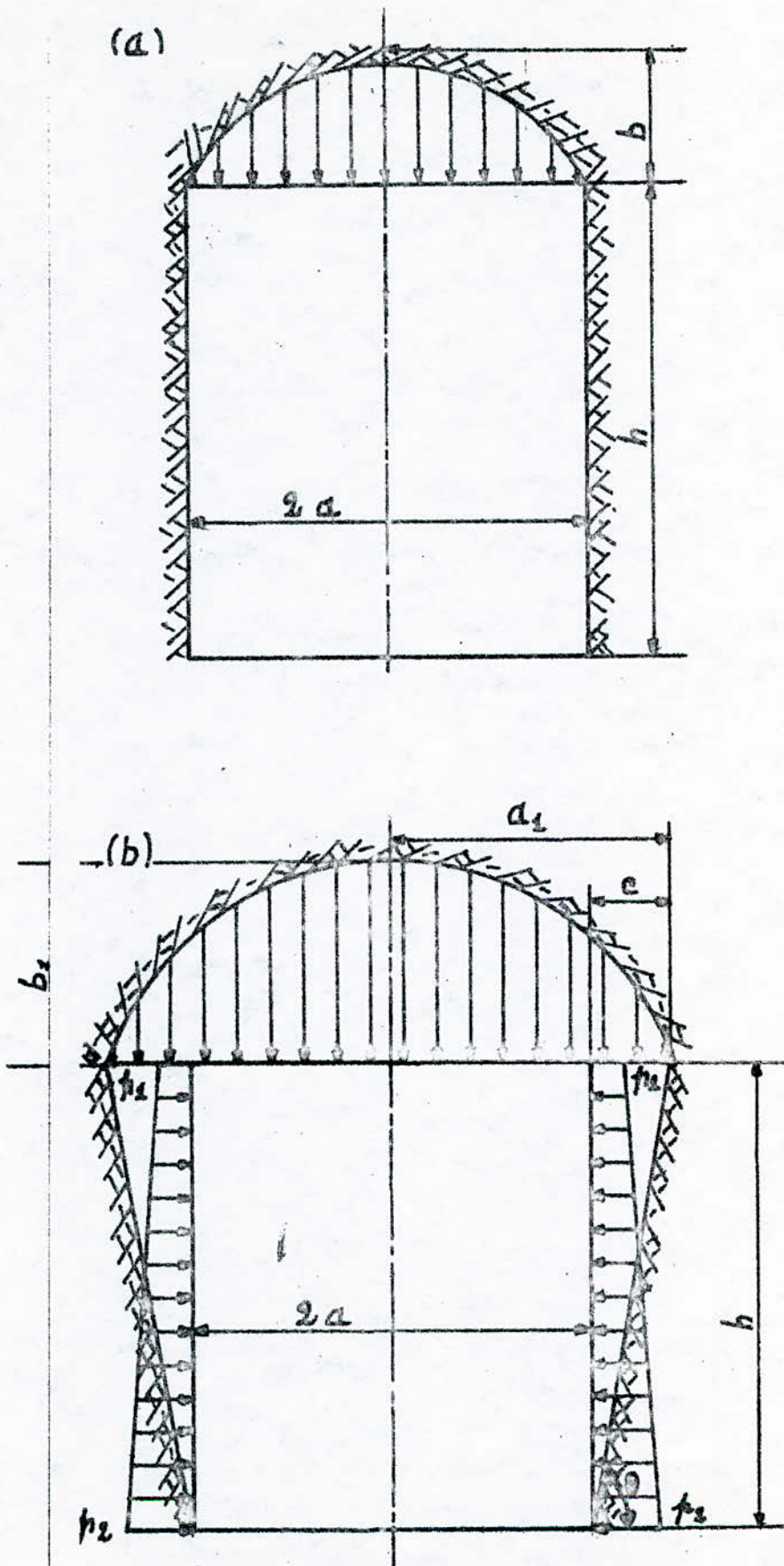


Figure 9 Schéma de calcul de la Pression en excavations horizontale et inclinée.
 (a) Cas où les roches latérales sont st.
 (b) Cas où les roches latérales sont peu st.

ce cas , suivant une parabole , dont la hauteur est donnée par la formule: $b = \frac{a^2}{f}$ (m)

Où

b : hauteur de la voûte (m)

a : demi-portée de l'excavation (m)

f : coefficient de dureté

On recommande d'utiliser dans cette formule une valeur calculée du coefficient de dureté (f_c) ; $f_c = f \cdot K_s$ où K_s est le coefficient d'affaiblissement de la structure.

Si le temps de l'ouvrage est supérieur à 5 ans on a $b = \frac{2 \cdot a}{f}$

La section parabolique d'une voûte déterminant le volume de la roche qui exerce une pression sur le soutènement , est donnée par $S = \frac{4}{3} \cdot a_1 \cdot b$ (m²)

Pour trouver la pression de la roche par mètre linéaire de l'excavation on fait

$$P = S \cdot \gamma = \frac{4}{3} \cdot a_1 \cdot b = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot a_1 \cdot \frac{a}{f}$$

Où γ est la masse volumique de la roche (t / m³)

Dans le cas des roches latérales dures on a : $a_1 = a$ et la pression latérale n'existe pas ; alors

$$P = \frac{4}{3} \cdot \gamma \cdot \frac{a^2}{f}$$

La voûte naturelle s'appuie par ses pieds sur le massif , elle engendre ainsi une pression de terrain que l'on appelle-pression d'appui-si la dureté des roches des terrains des côtes latéraux est insuffisante , un glissement de ces dernières sous forme de prisme se produit sur les côtés , exerçant une pression sur le soutènement . Dans ce cas , la demi-portée de la voûte naturelle (a_1) augmente d'une valeur (c) par rapport à la demi-portée de l'excavation (a)

$$a_1 = a + c = a + h \cdot \text{tg} \left(\frac{90 - \varphi_1}{2} \right)$$

h : hauteur de l'excavation (m)

φ_I : angle de frottement apparent $\varphi_I = \text{Arctg} f_I$ (f_I : coefficient de dureté des roches)

$$b_I = \frac{a_I}{f_t} = \frac{a + h \cdot \text{tg} \left(\frac{90^\circ - \varphi_I}{2} \right)}{f_t}$$

Où

f_t : coefficient de dureté dans le toit /

La pression des roches latérales (\uparrow_I) au voisinage du toit de l'excavation peut être déterminée selon la formule appliquée dans les calculs des parois d'appui:

$$\uparrow_I = b_I \cdot \gamma \cdot \text{tg}^2 \left(\frac{90^\circ}{2} - \frac{\varphi_I}{2} \right) \quad (\text{t / m})$$

et au voisinage du sol de l'excavation, suivant la formule :

$$\uparrow_2 = (h + b_I) \cdot \text{tg}^2 \left(\frac{90^\circ}{2} - \frac{\varphi_I}{2} \right) \quad (\text{t / m})$$

pour déterminer la pression de la roche par un cadre de soutènement il

faut utiliser la formule suivante :

$$P = \frac{4}{3} \cdot \frac{a^2}{f} \cdot \gamma \cdot L \quad (\text{t / cadre})$$

Où

L : distance entre les cadres (m)

Si le temps d'utilisation de l'excavation est supérieur à 5 années, alors

$$P = \frac{4}{3} \cdot a \cdot b \cdot \gamma \cdot L = \frac{4}{3} \cdot a \cdot \frac{2 \cdot a}{f} \cdot \gamma \cdot L = \frac{8}{3} \cdot a^2 \cdot \gamma \cdot L \quad (\text{t/cadre})$$

TABLEAU 3

Forme de la section transversale	Paramètres de la voûte			coefficient de concentration des tensions		durété de la roche -f-
	rayon d'axe	rayon d'axe	hauteur de la voûte-h ₀	K ₁	K ₂	
Voûte et pieds droits	0,905.b	0,173.b	$\frac{1}{4}.b$	2	0,40	f > 12
	0,692.b	0,262.b	$\frac{1}{3}.b$	2	0,30	f ≤ 12
	0,500.b	---	$\frac{1}{2}.b$	2	0,25	
Parabolique et pieds droits	---	---	---	2	0,23	$y = x^2 / 0,58b$ $\psi = x^2 / 0,58b \cdot \psi$ $\psi = 39^\circ$
Forme de la section transversale Trapezoidale	---	---	---	2	1,00	---

Forme de la section transversale	Paramètres de la voûte	coefficient de concentration des tensions	durété de la roche			
rayon d'axe	rayon d'axe	hauteur de la voûte-h ₀	K ₁	K ₂	-f-	
Voûte et	0,905.b	0,173.b	$\frac{1}{4}.b$	2	0,40	f > 12
pieds droits	0,692.b	0,262.b	$\frac{1}{3}.b$	2	0,30	f ≤ 12
	0,500.b	---	$\frac{1}{2}.b$	2	0,25	
Parabolique et	---	---	---	2	0,23	$y = x^2 / 0,58b$ $\psi = 39^\circ$
pieds droits	---	---	---	2	1,00	---

Paramètre de calcul	Degré de stabilité			
	$\eta_t \leq 1$	$\eta_t > 1$	$1 < \eta_t < 4$	$\eta_t > 4$
FORME TRAPEZOIDALE				
Hauteur de voûte de décharge	$b = \frac{a}{\text{tg} \varphi}$		$b' = \frac{a}{\eta_t \cdot \text{tg} \varphi}$	
Intensité de la pression (max)	$q = b \cdot \gamma$		$q' = b' \cdot \gamma$	
Charge sur le chapeau du cadre	$Q = \frac{4 \cdot a^2 \cdot \gamma \cdot L}{3 \cdot \text{tg} \varphi}$		$Q' = \frac{4 \cdot a^2 \cdot \gamma \cdot L}{3 \cdot \text{tg} \varphi \cdot \eta_t}$	
FORME EN VOÛTE ET PIED DROITS				
Hauteur de la voûte de décharge	$b = \frac{a}{\text{tg} \varphi} - h_0$		$b' = \frac{a}{\eta_t \cdot \text{tg} \varphi} - h_0$	
Intensité de la pression	$q = b \cdot \gamma$		$q' = b' \cdot \gamma$	
Charge sur le chapeau du cadre	$Q = \frac{4}{3} \cdot \left(\frac{a}{\text{tg} \varphi} - h_0 \right) \cdot \gamma \cdot L \cdot a$		$Q' = \frac{4 \cdot a}{3} \cdot \left(\frac{a}{\eta_t \cdot \text{tg} \varphi} - h_0 \right) \cdot \gamma \cdot L$	

TABLEAU 5

Paramètres de calcul	Degré de stabilité			
	$n_t \ll I$	$n_m \leq I$	$I < n_t < 4$	$n_m \leq I$
FORME TRAPEZOIDALE				
Hauteur de la voûte de décharge	$b_I = \frac{s+h \cdot \cotg \psi \cdot (45 + \frac{\psi}{2})}{\tg \psi}$		$b_2 = \frac{b_I}{n_t}$	
Intensité de la pression du côté du toit	$q_I = b_I \cdot \delta$		$q_2 = b_2 \cdot \delta$	
Charge sur le chapeau d'un cadre	$Q_I = 2 \cdot s \cdot q_I \cdot L$		$Q_2 = 2 \cdot s \cdot q_2 \cdot L$	
Intensité de la pression laterale PRES DU TOIT	$q'_t = q_I \cdot \lambda_2 \cdot \delta$		$q'_t = b_2 \cdot \lambda_2 \cdot \delta$	
Intensité de la pression laterale près du sol	$q'_s = (b_I + h) \cdot \lambda_2 \cdot \delta$		$q'_s = (b_2 + h) \cdot \lambda_2 \cdot \delta$	
Pression laterale	$D_I = 0,5 \cdot (q'_t + q'_s) \cdot h$		$D'_I = 0,5 \cdot (q'_t + q'_s) \cdot h$	

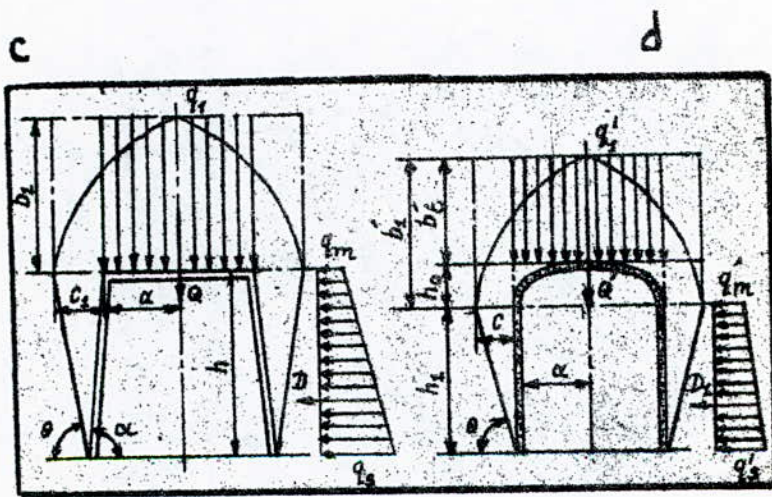
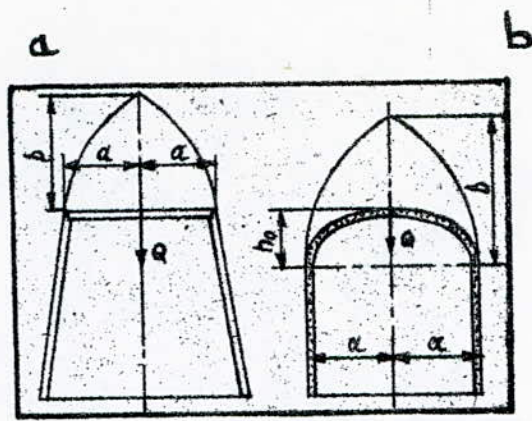
TABLEAU 6

paramètres de calcul	degré de stabilité			
	$n_t \leq I$	$n_m \leq I$	$I < n_t < 4$	$n_m \leq I$
FORME EN VOUTE ET PIEDS DRITS				
hauteur de la voûte de décharge	$b_t = \frac{a + h_I \cdot \text{Cotg } \theta}{\text{tg } \varphi} + h_0$	$b'_t = \frac{a + h_I \cdot \text{Cotg } \theta}{n_t \cdot \text{tg } \varphi} - h_0$		
hauteur de la voûte d'équilibre	$b_I = b_t + h_0$	$b'_I = b'_t + h_0$		
intensité de la pression du côté du toit	$q_I^s = b_t \cdot \delta$	$q_2^s = b'_t \cdot \delta$		
charge sur le chapeau du cadre	$Q = 2 \cdot a \cdot q_I^s \cdot L$	$Q' = 2 \cdot a \cdot q_2^s \cdot L$		
intensité de la pression latérale au niveau des pieds droits	$q_S = (b_I + h_I) \cdot \delta \cdot \lambda_2$	$q_5^s = (b'_I + h_I) \cdot \delta \cdot \lambda_2$		
pression latérale	$D_I = 0,5 \cdot (q_m + q_S) \cdot h_I$	$D'_I = 0,5 \cdot (q'_m + q_5^s) \cdot h_I$		
intensité de la pression latérale au niveau des pieds droits	$q_D = b_I \cdot \delta \cdot \lambda_2$	$q'_m = b'_I \cdot \delta \cdot \lambda_2$		

Pour faciliter les calculs des pressions de terrains sur les ouvrages horizontaux nous proposons les figures 9 et 10 et les tableaux 4,5,6 .

LEGENDE

- φ : angle de frottement interne
- h_0 : hauteur de la voûte de soutènement
- L : distance entre les cadres
- α : angle d'inclinaison du montant * du cadre
- λ_2 : coefficient de poussée latérale du milieu versé
- h : hauteur de l'excavation à terre nue
- $\theta = 45^\circ + \frac{\varphi}{2}$
- n_t : degré de stabilité des roches du toit
- n_m : degré de stabilité des roches du mur .



Figures 10 -

Schémas de calcul de la Pression des terrains

II-5. CALCUL DU SOUTÈNEMENT EN CINTRES METALLIQUES ELASTIQUES

(voir figure II et I2)

II-5-1. détermination de l'intensité de la pression des terrains latérale et du côté du toit

I- hauteur de la voûte naturelle , avec $\eta_t \leq I$

$$b_I = \frac{a + h_I \cdot \text{Cotg } \theta}{\text{tg}}$$

$$b_I = \frac{2,545 + 1,020 \cdot \text{Cotg } 65^{\circ} 59'}{\text{tg } 41^{\circ} 19'} = 3,438 \text{ m}$$

$$b_t = b_I - h_o = 3,438 - 2,520 = 0,918 \text{ m}$$

2-intensité de la charge par mètre de longueur de l'excavation du côté du toit

$$q_I = b_t \cdot \gamma \cdot L = 0,918 \cdot 2550 \cdot I = 2340,90 \text{ Kg/m}$$

3-charge latérale sur un arc

$$D = 0,5 \cdot \gamma \cdot L \cdot (2 \cdot b_I + h_I) \cdot \text{tg}^2 \left(45^{\circ} - \frac{\phi}{2} \right)$$

$$D = 0,5 \cdot 2550 \cdot I \cdot (2 \cdot 3,438 + 1,02) \cdot \text{tg}^2 \left(45^{\circ} - \frac{41,19^{\circ}}{2} \right)$$

$$D = 2072,93 \text{ Kg/m}$$

II- 5-2. détermination de la poussée latérale

$$H = \frac{q_I \cdot l^2}{8 \cdot h} - \frac{D \cdot r}{h}$$

$$H = \frac{2340,90 \cdot (5)^2}{8; 3,580} - \frac{2072,93 \cdot 2,540}{3,580} = 646,87 \text{ Kg}$$

II-5-3. détermination de la réaction d'appui

$$A = B = 0,5 \cdot q_I \cdot l$$

$$A = B = 0,5 \cdot 2340,90 \cdot 5 = 5957,59 \text{ Kg}$$

II-5-4. détermination des coordonnées du point c où existe un moment de flexion maximum

$$X_0 = \sqrt{r^2 - \left(\frac{H+D}{q_I}\right)^2} \quad \text{et} \quad y_0 = \sqrt{r^2 - X_0^2} + h_I$$

$$X_0 = \sqrt{(2,54)^2 - \left(\frac{646,87 + 2072,93}{2340,90}\right)^2} = 2,259 \text{ m}$$

$$y_0 = \sqrt{(2,54)^2 - (2,259)^2} + 1,020 = 2,181 \text{ m}$$

II-5-5. détermination du moment de flexion maximum

$$M_{\max} = A \cdot (0,5l - X_0) - 0,5 \cdot q_I \cdot (0,5l - X_0)^2 - H \cdot y_0 - D \cdot (y_0 - h_I)$$

$$M_{\max} = 5957,59 \cdot (2,545 - 2,259) - 0,5 \cdot 2340,90 \cdot (2,545 - 2,259)^2 - 646,87 \cdot 2,181 - 2072,93(2,181 - 1,020) = - 2209,36 \text{ Kg.m}$$

II-5-6. détermination du moment de résistance du profil d'arc

$$W = \frac{|M_{\max}|}{[\sigma_f]} \quad \text{soit} \quad W = \frac{2209,36}{2700} \cdot 100 = 81,83 \text{ cm}^3$$

d'après le tableau 7 on prend le profil SVP 27 dont le moment de résistance est de $100,2 \text{ cm}^3$ et la section transversale de $F = 34,37 \text{ cm}^2$

II-5-7. détermination de la force axiale

$$N = \frac{A \cdot X_0 + (H+D) \cdot (y_0 - h_1) - q_1 \cdot (0,5 \cdot l - X_0)}{r}$$
$$N = \frac{13458,19 + 3157,69 - 1512,39}{2,540} = 5946,25 \text{ Kg}$$

II-5-8. détermination de la ^{tension} section totale dans le point dangereux de l'arc

$$\sigma = \frac{|M_{\max}|}{W} + \frac{N}{F}$$
$$\sigma = \frac{2209,36}{100,2} \cdot 100 + \frac{5946,25}{34,37} = 2378,19 \text{ Kg/cm}^2$$

Conclusion : la condition $\sigma = 2378,19 \text{ Kg/cm}^2 < [\sigma_f] = 2700 \text{ Kg/cm}^2$

étant remplie, le soutènement choisi est donc résistant avec une réserve de $\frac{[\sigma_f]}{\sigma} = 1,1$. En définitif nous opterons pour le profil SVP 27 avec

une distance entre arc $L = 1 \text{ m}$.

II-5-9. détermination de la section transversale à terre nue S_{tn}

$$S_{tn} = S_n + 0,37 \cdot 1,02 + (2,54 \cdot \pi) \cdot 0,22 \text{ m}^2$$

Où

0,22 représente l'épaisseur de l'arc avec l'épaisseur de palplanche

$$0,22 = 0,12 + 0,10$$

soit donc

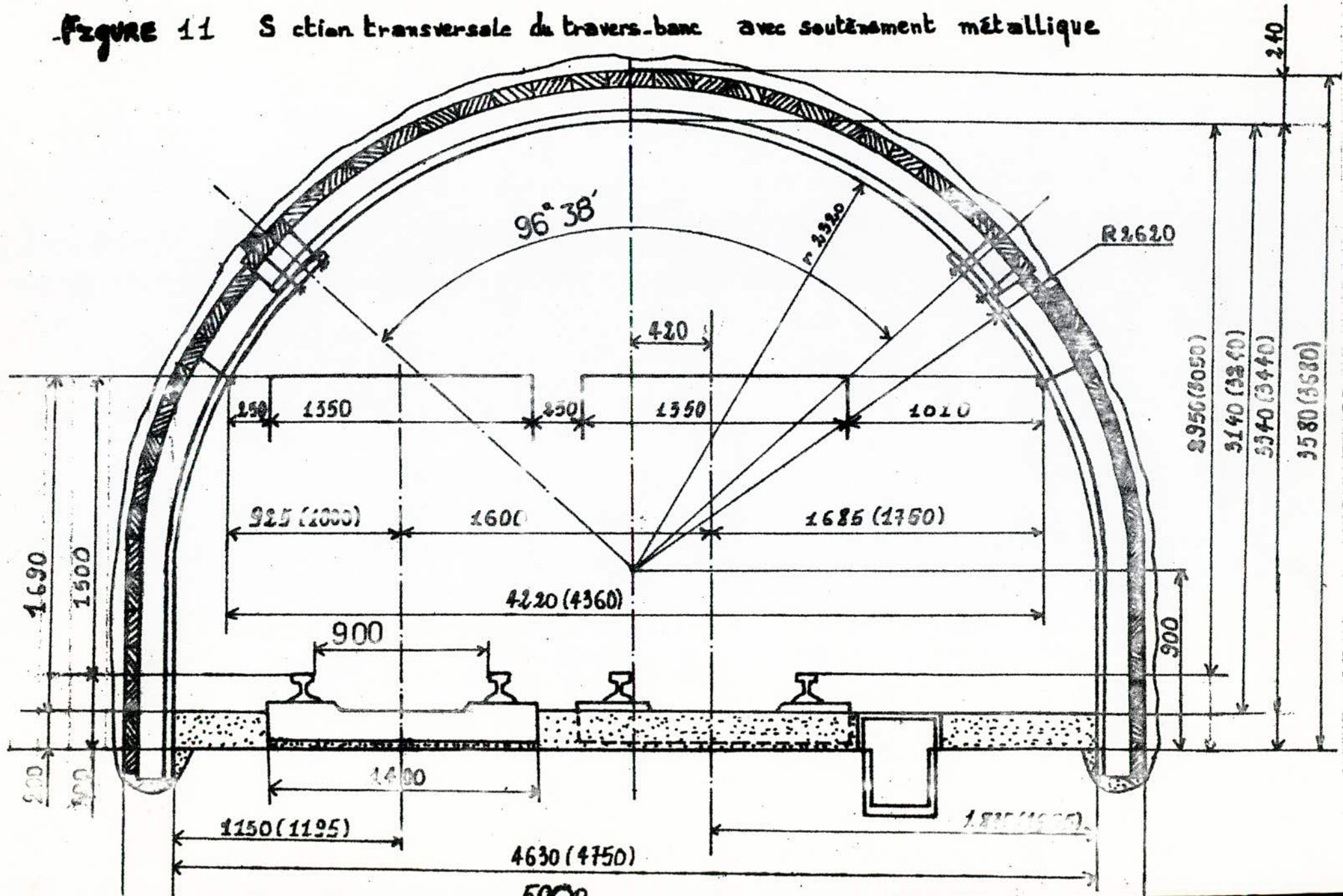
$$S_{tn} = 14,932 \text{ m}^2$$

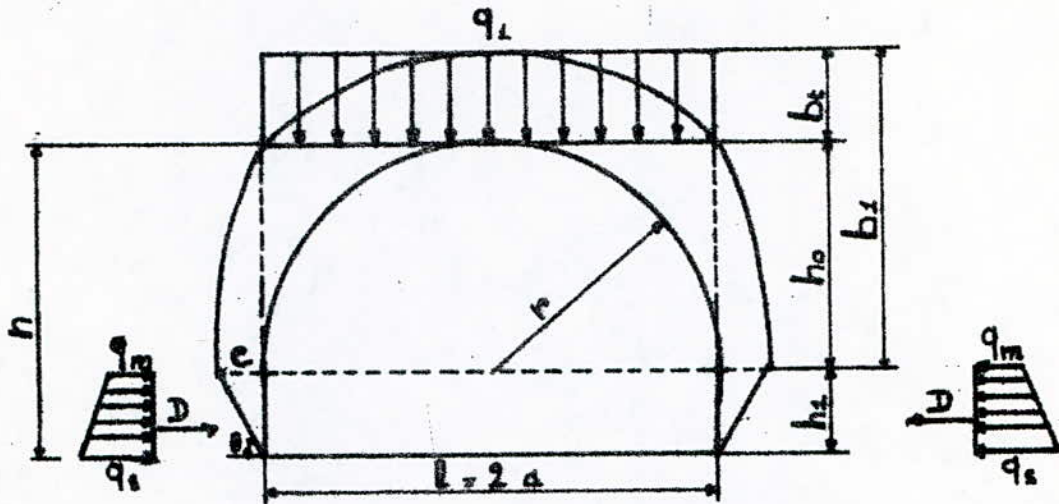
II-5-10. détermination de la section en creusement , S_{cr}

$$S_{cr} = S_{tn} \cdot (1,03 \text{ à } 1,05)$$

$$S_{cr} = S_{tn} \cdot (1,05) = 15,697 \text{ m}^2$$

Figure 11 Section transversale du travers-banc avec soutènement métallique





- Figure 12

Schéma de calcul de la Pression sur le Travers-banc

l : largeur de l'excavation	$l = 5,000 \text{ m}$
h : Hauteur de l'ouvrage	$h = 3,580 \text{ m}$
r : Rayon externe de la voûte	$r = 2,540 \text{ m}$
h_0 : Hauteur de la voûte d'arc	$h_0 = 2,520 \text{ m}$
h_1 : Hauteur du Pied droit	$h_1 = 1,020 \text{ m}$
b_t : Hauteur de la voûte naturelle	$b_t = b_1 - h_0$
$\theta = 45^\circ + \frac{\varphi}{2} = 45^\circ + \frac{41,18}{2} = 65,59^\circ$	
b_1 : Hauteur de la voûte naturelle d'équilibre	

II-6. CALCUL DU BOULONNAGE

- capacité portante de calcul de la tige d'acier du boulon en partant de la résistance à la traction

$$P_t = F \cdot R_t \cdot m \quad (\text{Kg})$$

Où

F : section transversale de la tige (m²), $d_t = 0,016$ m

R_t : résistance à la traction de la tige en Kg / m²

1^{ère} classe d'acier A-I : $R_t = 21 \cdot 10^6$

2^{ème} classe d'acier A-II : $R_t = 27 \cdot 10^6$

3^{ème} classe d'acier A-III : $R_t = 36 \cdot 10^6$

m : coefficient de condition de travail de la tige dans le milieu
pour les conditions ordinaires $m = 0,9$ à 1, on prend $m = 0,9$

- capacité portante de calcul de la tige en acier en partant de la fixation des tiges dans le béton (ou polymère)

$$P_f = \pi \cdot d_t \cdot \zeta \cdot K_I \cdot m_I \cdot l_f \quad (\text{Kg})$$

Où

d_t : diamètre de la tige $d_t = 0,016$ m

l_f : partie de la tige fixée dans le béton (ou polymère) en m

m_I : coefficient de condition de travail de la tige fixée dans le béton (polymère)
pour les trous secs : $m_I = 0,8$

pour les trous humides $m_I = 0,6$ à 0,7

ζ : adhésion spécifique du béton (Kg / m²)

pour le béton de qualité 300-400 (= σ_{com}) : $\zeta = 11 \cdot 10^5$ à $12 \cdot 10^5$ Kg / m²

pour le béton polymère : $\zeta = 2 \cdot 10^6$ à $2,4 \cdot 10^6$ Kg / m²

$l_f = 0,35$ à $0,5$ pour le béton ordinaire

$l_f = 0,25$ à $0,3$ pour le béton polymère

K_f : coefficient correctif de l_f

suivant les données pratiques , nous prenons l_f selon le tableau suivant :

l_f (m)	0,1	0,2	0,25	0,3	0,4
K_I (béton de ciment)	0,1	0,65	0,62	0,58	0,55
K_I (béton polymère)	1	0,75	0,72	0,68	0,65

\bar{x}

-capacité portante de calcul de la serrure de buolon en partant du déplacement du béton par rapport au mur du trou

$$P'_t = \pi \cdot d_r \cdot \tau_2 \cdot l_f \cdot m_2 \quad (\text{Kg})$$

Où

d_r : diamètre du trou , $d_r = 0,032$ m

τ_2 : adhésion spécifique du béton(ou polymère)avec les roches (Kg)

m_2 //:coefficient de condition de travail de la serrure ;

pour les trous secs : $m_2 = 0,9$

pour les trous humides : $m_2 = 0,75$

Pour les trous saturés en eau : $m_2 = 0,6$

On recommande de prendre $\tau_2 = 10^5$ Kg / m² pour les calcaires et

$\tau_2 = 3 \cdot 10^5$ Kg / m² POUR LE BÉTON POLYMÈRE .

En conclusion , comme capacité portante de calcul du boulon il faut prendre la valeur minimale des valeurs de P_t , P_f , et P'_t calculées .

- calcul de la longueur du boulon : l_b

La longueur du boulon est déterminée en partant des zones d'effondrement éventuel des roches, dépendant du degré de stabilité des roches du toit et du mur, de la forme de la section transversale de l'excavation et du schéma de calcul de la pression de terrains.

La hauteur de la zone d'effondrement éventuel ou de dislocation des roches est déterminée suivant la formule :

$$l_b = l_1 + l_2 + l_3 \quad (m)$$

Où

- l_1 : hauteur de la zone d'effondrement éventuel ou de dislocation des roches

- l_2 : longueur du boulon ayant pénétré dans les roches stables ;

- l_3 : longueur du boulon sortant dans l'excavation et dépendant des éléments d'appui du boulon, $l_3 = 0,05$ à $0,2$ m.

Dans tout les cas $l_b = 1$ à $2,5$ m et parfois à 3 m.

- calcul de la densité de disposition des boulons $S(I/m^2)$ dans le toit de l'excavation

$$S = \frac{q_n \cdot n_s}{P_b}$$

Où

q_n : pression normative du côté du toit en Kg/m^2

n_s : coefficient de surcharge, pour les pressions de terrains $n_s = 1,2$

P_b : capacité portante de calcul du boulon

- calcul de la distance entre boulons dans le toit et suivant leurs dispositions d'après la maille carrée

$$a_I = \left(\frac{I}{S} \right)^{\frac{1}{2}} \quad (m)$$

- calcul de la longueur du boulon dans le mur de l'excavation

$$l_m = \frac{c}{n_m} + l_2 + l_3$$

Où

-c : augmentation de la demi-portée de l'excavation à cause du glissement du prisme des roches (voir figure 9). Avec une forme de la section transversale en voûte et des pieds droits il faut prendre

$$c = h_I \cdot \text{Cotg} \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)$$

où h_I est la hauteur du pied droit

- n_m : degré de stabilité du mur, si $n_m \leq 1$ alors prendre $n_m = 1$
calcul de la densité de disposition des boulons dans le mur

$$S' = \frac{q_s \cdot n_s}{P_b}$$

Où

- q_s : intensité de la pression latérale au niveau du sol (voir figure 12)

calcul du nombre de boulons dans le toit

$$n_I = \frac{q_n \cdot n_s \cdot B_I \cdot a_I}{P_b}$$

Où

- B_I : largeur de l'excavation ou 1

calcul du nombre de boulons dans le mur

$$n_2 = \frac{q_s \cdot h_I \cdot a_2}{P_b}$$

calcul de la quantité de béton (ou polymère) qui fixe le boulon dans le trou

$$V = 0,825 \cdot (d_r^2 - d_t^2) \cdot l_f \quad (\text{cm}^3)$$

Dans le cas où l'excavation a été soutenue par boulonnage , il est possible qu'il y ait effondrement des roches entre les boulons , c'est pourquoi nous utilisons dans nos conditions le soutènement combiné. Cela veut dire qu'après avoir installé les boulons on gicle du béton sur l'excavation .

-calcul de l'épaisseur du béton giclé

Dans le cas du soutènement de l'excavation minière par boulonnage, il est possible d'avoir des chutes de pierres séparées entre les boulons voisins dans les places avec fissures intenses dans les roches . Dans ce cas on utilise un soutènement soutènement combiné .

Après installation des boulons on soutient cet ouvrage avec une petite couche de béton giclé . Parfois , pour donner une bonne consolidation au béton giclé on y installe un grillage métallique .

Suivant les données pratiques , la hauteur de chute entre les boulons peut être égale à la demi-portée ou à la demi-distance entre ces derniers .

On juge que la forme de la chute est pyramidale .

Pour calculer l'intensité de la charge sur le béton giclé du côté du toit avec une chute pyramidale de hauteur $h = 0,5 \cdot a_I$ où a_I est la distance entre les boulons et avec une longueur du côté de la base de la pyramide égale à a_I ; on utilise la formule suivante :

$$q_n = 0,17 \cdot a_I \cdot \gamma$$

Où

a_I : distance entre les boulons dans le toit avec une disposition des boulons en maille carrée (m)

γ : masse volumique des roches du toit

Si la distance a_2 entre les rangées de boulons est telle que $a_2 > a_I$ alors on installe dans cette formule de q_n , a_2 au lieu de a_I .

Pour calculer l'épaisseur de la couverture du béton giclé, on utilise la formule

$$\delta = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{q_n \cdot n_s}{m_b [\sigma_{tr}] \cdot n_t}}$$

où

n_t : degré de stabilité des roches du toit, si $n_t \leq 1$ on prend alors $n_t = 1$

n_s : coefficient de surcharge, pour les pressions des terrains $n_s = 1,2$

m_b : coefficient de condition travail du béton .

$m_b = 0,85$ pour le béton giclé sans armatures et $m_b = 1$ pour le béton giclé armé.

$[\sigma_{tr}]$: résistance à la traction de calcul du béton giclé

pour les qualités 300 - 400 - 500 $\text{Kg/cm}^2 = \sigma_{com}$, $[\sigma_{tr}] = 12-14-16 \text{ Kg/cm}^2$

ET armatures .

et $[\sigma_{tr}] = 10-12-13,5 \text{ Kg/cm}^2$ avec absence d'armatures .

Le tableau suivant résume ces dernières données .

nature de la résistance	résistance de calcul (Kg/cm^2) avec qualité du béton							
	150	200	250	300	350	400	450	500
compression axiale	70	90	110	135	155	175	195	215
résistance à la traction	6,3	7,5	8,8	10	11	12	12,8	13,5

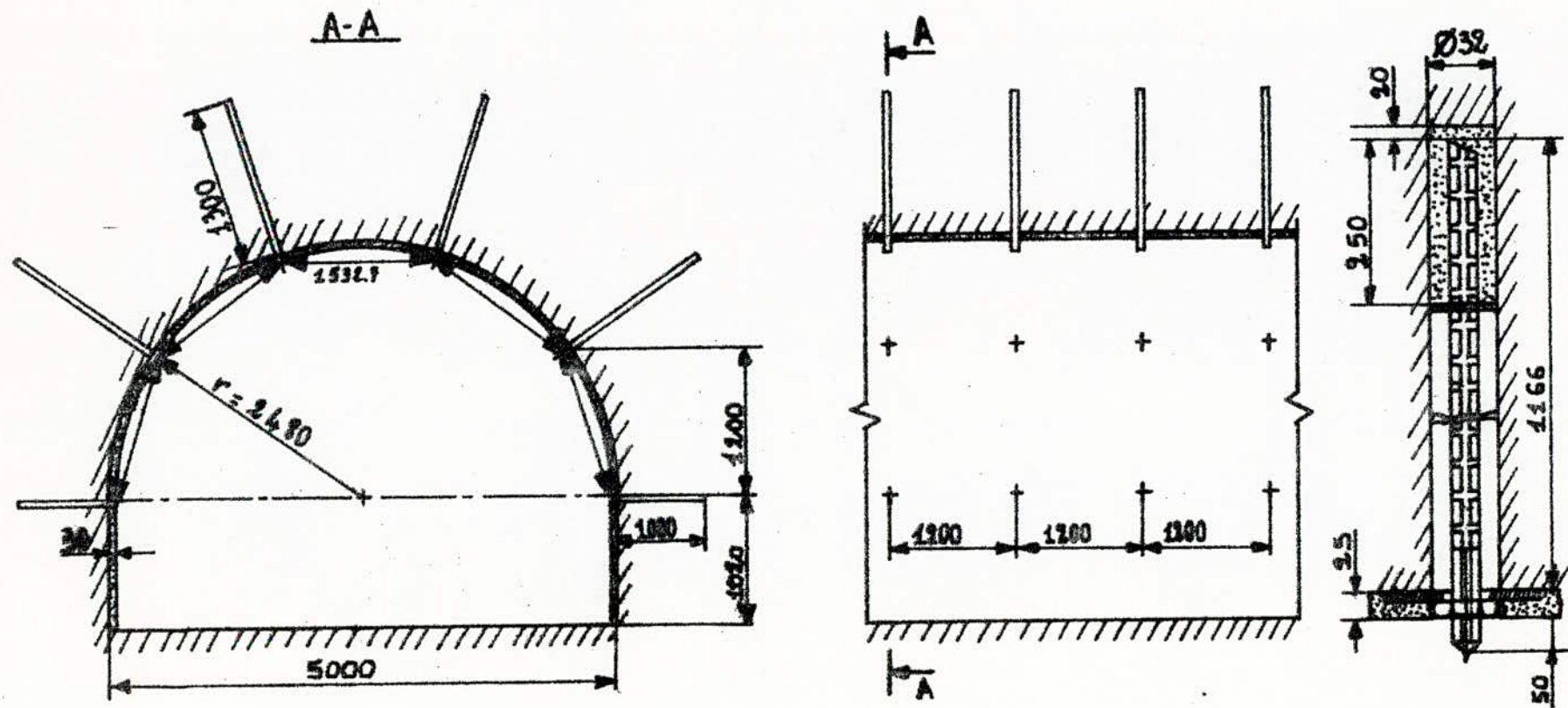


Figure 13 Soutènement du travers-banc par boulonnage et béton giclé

APPLICATION

-calcul de la capacité portante de la tige d'acier du boulon

$$P_t = F \cdot R_t \cdot m$$
$$F = \frac{\pi \cdot d_t^2}{4} = \frac{\pi \cdot (0,016)^2}{4} = 2,0106 \cdot 10^{-4} \text{ m}^2$$

$$P_t = 2,0106 \cdot 10^{-4} \cdot 21 \cdot 10^6 \cdot 0,9 = 3800 \text{ Kg}$$

-capacité portante de calcul de la tige d'acier du boulon en partant de la fixation des tiges dans le béton (ou polymère)

$$P_f = \pi \cdot d_t \cdot \zeta_1 \cdot K_I \cdot m_I \cdot l_f$$

$$\zeta_1 = 2,2 \cdot 10^6 \text{ Kg/m}^2 ; L_f = 0,25 ; K_I = 0,72 ; m_I = 0,6 ; d_t = 0,016 \text{ M}$$

$$P_f = \pi \cdot 0,016 \cdot 2,2 \cdot 10^6 \cdot 0,72 \cdot 0,6 \cdot 0,25 = 11943 \text{ Kg}$$

-capacité portante de calcul de la serrure de boulon en partant du déplacement du béton
béton par rapport au mur du trou

$$P'_t = \pi \cdot d_r \cdot \zeta_2 \cdot l_f \cdot m_2$$

$$d_r = 0,032 \text{ m} ; m_2 = 0,75 ; l_f = 0,25 ; \zeta_2 = 3 \cdot 10^5 \text{ Kg / m}^2$$

$$P'_t = \pi \cdot 0,032 \cdot 3 \cdot 10^5 \cdot 0,25 \cdot 0,75 = 5655 \text{ Kg}$$

Nous prenons la capacité portante de calcul du boulon la valeur

$$P_t = \min (P_t , P'_t , P_f) = p_t = 3800 \text{ Kg}$$

- calcul de la longueur du boulon

$$l_b = l_1 + l_2 + l_3$$

$$\text{or } l_1 = l_b - l_2 - l_3 = b_t = \frac{a + h_1 \cdot \text{Cotg } \theta}{\text{tg } \varphi} - h_0$$

$$l_1 = \frac{2,5 + 1,02 \cdot \text{Cotg } 65^{\circ} 59'}{\text{tg } 41^{\circ} 19'} - 2,520 = 0,866 \text{ m}$$

$$l_1 = 0,866 \text{ m} ; l_2 = 0,3 \text{ m} ; l_3 = 0,05 \text{ m} \text{ soit } l_b = 1,300 \text{ m}$$

- calcul de la densité de disposition des boulons dans le toit de l'excavation

$$S = \frac{q_n \cdot n_s}{P_b}$$

$$q_n = q_1 = b_t \cdot \delta \cdot L = 0,866 \cdot 2550 \cdot 1 = 2208,30 \text{ Kg} / \text{m}^2$$

$$S = \frac{2208,30 \cdot 1,2}{3800} = 0,69$$

- calcul de la distance entre les boulons dans le toit

$$a_1 = \left(\frac{1}{S} \right)^{\frac{1}{2}} = \left(\frac{1}{0,69} \right)^{\frac{1}{2}} = 1,19 \text{ soit } a_1 = 1,2 \text{ m}$$

- calcul de la longueur du boulon dans le mur de l'excavation

$$l_m = \frac{c}{n_m} + l_2 + l_3$$

$$\text{or } c = h_1 \cdot \text{Cotg } \theta = 1,02 \cdot \text{Cotg } 65^{\circ} 59' = 0,463 \text{ m}$$

$$l_m = \frac{0,463}{1} + 0,3 + 0,05 = 0,813 \text{ m} \text{ soit } l_m = 1 \text{ m} .$$

- calcul de la densité de disposition des boulons dans le mur

$$S' = \frac{q_s \cdot n_s}{P_b}$$

$$q_s = (b_I + h_I) \cdot \gamma \cdot \lambda_2 = (b_I + h_o + h'_I) \cdot \gamma \cdot \text{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{\varphi}{2} \right)$$

$$q_s = (0,866 + 2,52 + 1,02) \cdot 2550 \cdot \text{tg}^2 \left(45^\circ - \frac{41,79}{2} \right) = 2313 \text{ Kg}$$

$$S' = \frac{2313 \cdot 1,2}{3800} = 0,73$$

- calcul de la distance entre les boulons dans le mur

$$a_2 = \left(\frac{I}{S'} \right)^{\frac{1}{2}} = \left(\frac{I}{0,73} \right)^{\frac{1}{2}} = 1,17 \text{ m soit } a_2 = 1,2 \text{ m .}$$

- calcul du nombre de boulons dans le toit

$$n_I = \frac{q_n \cdot n_s \cdot B_I \cdot a_I}{P_b}$$

$$n_I = \frac{2313 \cdot 1,2 \cdot 5 \cdot 1,2}{3800} = 4,18 \text{ soit } n_I = 4 .$$

- calcul du nombre de boulons dans le mur

$$n_2 = \frac{q_s \cdot n_s \cdot h_I \cdot a_2}{P_b}$$

$$n_2 = \frac{2313 \cdot 1,2 \cdot 1,02 \cdot 1,2}{3800} = 0,89 \text{ soit } n_2 = 1$$

-calcul de la quantité de béton(ou polymère) qui fixe le boulon dans le trou

$$V = 0,825. (d_r^2 - d_t^2) \cdot l_f$$

$$V = 0,825 \cdot ((0,032)^2 - (0,016)^2) \cdot 0,25 = 1,584 \cdot 10^{-4} \text{ m}^3$$

$$V = 0,825 \cdot (7,684 \cdot 10^{-4}) \cdot 0,25 = 158,4 \text{ cm}^3$$

-calcul du nombre de boulons par avancement de 1 m de la taille

$$n' = \frac{n_1 + n_2}{a_{1(\text{ou}2)}} = \frac{6}{1,2} = 5$$

il faut dépenser $5 \cdot V = 792 \text{ cm}^3$ de béton (ou polymère) .

-calcul de la masse d'acier du boulon

$$M = \left(\frac{\pi \cdot d_t^2}{4} \cdot (l_b \cdot 4 + l_m \cdot 2) + 6 \cdot \frac{\pi \cdot d_p^2}{4} \cdot e_p \right) \cdot \gamma_a$$

où

d_p : diamètre de la plaque , $d_p = 0,15 \text{ m}$

e_p : épaisseur de la plaque , $e_p = 0,02 \text{ m}$

γ_a : masse volumique de l'acier , $\gamma_a = 7800 \text{ Kg} / \text{m}^3$

$$M = \left(\frac{\pi \cdot (0,016)^2}{4} \cdot (1,3 \cdot 4 + 2 \cdot 1) + 6 \cdot \frac{\pi \cdot (0,15)^2}{4} \cdot 0,02 \right) \cdot 7800$$

$M = 27,832 \text{ Kg}$ pour une longueur de boulon de 1,2 m

et pour 1 m il faut une masse de $\frac{M}{1,2} = 23,193 \text{ Kg}$

- calcul de l'épaisseur du béton giclé

L'intensité de charge sur le béton giclé du côté du toit est égale à :

$$q_n = 0,17 \cdot a_I \cdot \gamma = 0,17 \cdot 1,2 \cdot 2550 = 520,2 \text{ kg / m}^2$$

$$q_n = 0,05202 \text{ Kg / cm}^2$$

L'épaisseur du béton giclé est

$$\delta = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{q_n \cdot n_s}{m_b \cdot [\sigma_{tr}] \cdot n_t}}$$

$$m_b = 0,85 ; n_s = 1,2 ; n_t = 1 ; [\sigma_{tr}] = 13,5 \text{ Kg / cm}^2 = 135000 \text{ Kg / m}^2$$

$$\delta = 0,35 \cdot \sqrt{\frac{520,2 \cdot 1,2}{0,85 \cdot 135000 \cdot 1}} = 0,258 \text{ m} = 25,81 \text{ mm}$$

On prend une épaisseur de béton giclé (sans armatures) de 30 mm .

- calcul du volume de béton giclé pour 1 m d'excavation

$$V' = (2 \cdot h_I + \pi \cdot r) \cdot 1 \cdot \delta$$

$$V' = (2 \cdot 1,02 + \pi \cdot 2,54) \cdot 1 \cdot 0,03 = 0,3 \text{ m}^3$$

Sachant que les pertes de volumes sont de 15 % , on devrait prévoir un volume

V'' tel que ,

$$V'' = V' + (15 \%) \cdot V' = 0,345 \text{ m}^3 .$$

II-7. CHOIX DE LA METHODE DE FRAGMENTATION DES ROCHES ET DES EQUIPEMENTS DE CREUSEMENT

Notre travers-banc traverse des roches (grès) dont la dureté d'après le professeur PROTODIAKONOV est $f=6$ et la résistance à la compression $\sigma_{com} = 600 \text{ Kg/cm}^2$. La longueur de l'ouvrage n'est pas considérable .

S'il est banal de constater le rôle primordial de l'explosif comme mode d'abattage et de découpage des massifs rocheux , il convient de souligner d'emblée l'importance des études dont il est l'objet depuis des décennies . Toutefois , le caractère spécifique de sa libération d'énergie , son mode d'action brutal sur le milieu environnant , les contraintes liées à l'environnement , dressent un cadre très particulier à son étude .

La machine combinée (tunneliers , etc ...) ne pouvant travailler dans un tel milieu de dureté , nous proposons d'utiliser pour le creusement de l'ouvrage la méthode des travaux de tir et de forage .

Selon les recommandations nous utilisons la chargeuse avec les équipements de foreuse .

Notons que cette machine est utilisée pour le creusement des ouvrages miniers horizontaux et inclinés (jusqu'à une pente de 8 degrés) .

caractéristiques de la machine (voir figures I4 et I5)

- paramètres de la taille d'excavation où travaille la machine

hauteur de l'excavation : $h = 3,5 \text{ m}$

largeur de l'excavation : $L = 3,8 \text{ m}$

- nombre de machines foreuses : 2

- profondeur des trous forés : 2,5 m

- rendement de la machine chargeuse : $120 \text{ m}^3 / \text{h}$.

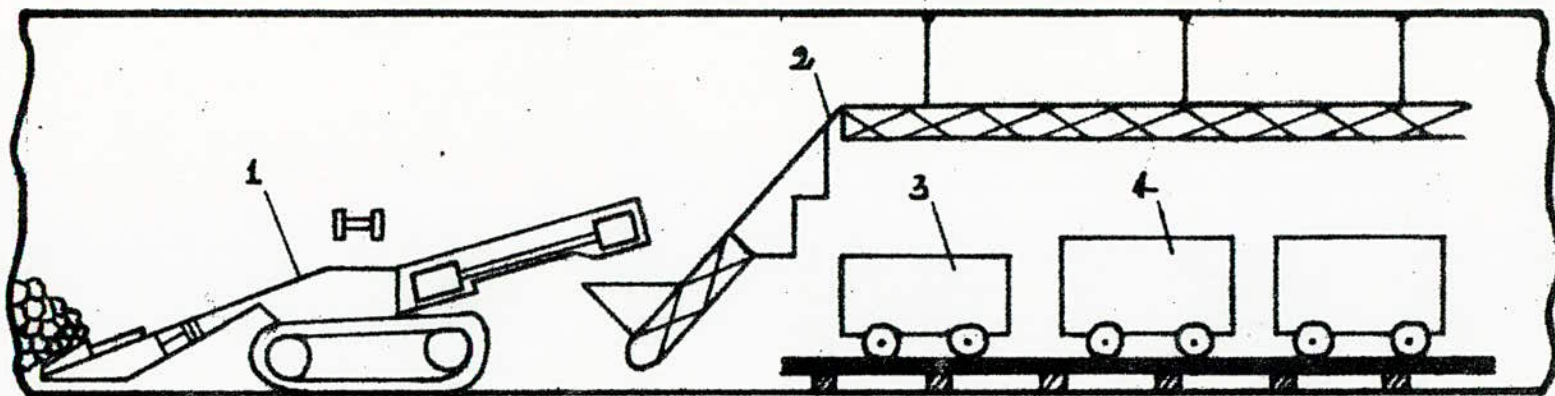


Figure 14 : Schéma de chargement des roches avec sa mécanisation.

- 1 - Chargeuse - Foreuse 2 PNB-2B
- 2 - Convoyeur PPL-1
- 3 - Chariot mécanisé
- 4 - Berlines ou wagonnet

Schéma de disposition des équipements de creusement (Echelle 1/500) 29

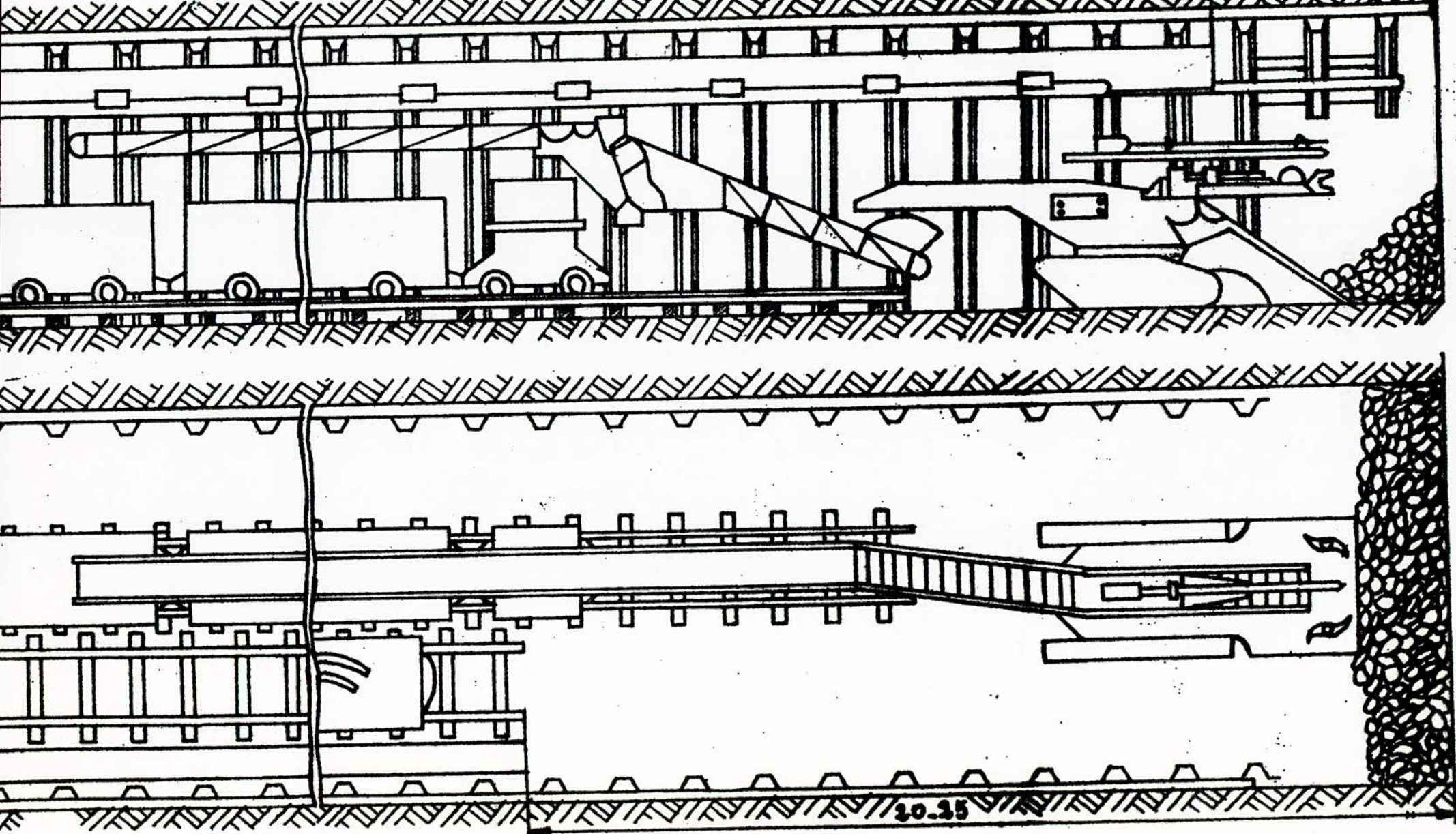


Figure 15

- front de chargement : sans limite ;
- dureté des roches : jusqu'à $f = 12$;
- dimensions de la machine :

longueur : 6800 mm

largeur : 1800 mm

hauteur : 1450 mm

Dans le but de réaliser un chargement continu et d'économiser au maximum le temps nous utilisons le transporteur type PPL-I de longueur 25 m .

Ce transporteur est utilisé dans les excavations ayant une section transversale d'au moins $8,8m^2$ et est suspendu au soutènement , c'est pourquoi on peut déplacer à la suite de l'avancement de la taille à l'aide du chariot mécanisé .

Dans le travers-banc nous installons deux voies de rail de type R-33(1 m de rail pèse 33 Kg) . Pour relier deux rails entre eux , on le fait par des traverses en béton armé .

Pour le transport des roches nous utilisons le wagonnet de type BD-33 et la locomotive de type A-I4-2 . Pour assurer la ventilation de l'excavation on prend le ventilateur de type BM-6M .

II-8. TRAVAUX DE TIR ET DE FORAGE

Pour exécuter les travaux de tir et de forage avec succès il faut choisir exactement l'équipement de forage , les explosifs , la charge , la disposition des charges d'explosifs et le moyen de mise à feu .

II-8-I. Définitions

Les explosifs sont des combinaisons chimiques ou des mélanges mécaniques capables de produire en un temps très court un dégagement de chaleur à haute température

et de former des gaz à haute pression capables de fournir un travail mécanique .

L'explosion , effet d'un explosif , est une réaction chimique très exothermique et extrêmement rapide libérant une grande quantité d'énergie qui , sous l'effet de la température élevée , se dilatent instantanément , produit un effet de pression et des ondes de choc .

Les gaz , brutalement générés par la transformation chimique , contiennent une énergie de l'ordre de 1 à 6 mégajoules par kilogramme d'explosif (1 à 6 MJ / Kg) suivant la nature de l'explosif et son mode d'amorçage .

A titre d'exemple , cette énergie correspond à l'énergie cinétique ($1/2 mV^2$) d'une masse de 1 Kg animée d'une vitesse comprise entre 1400 m/s et 3400 m/s , ou d'une masse d'une tonne tombant en chute libre d'une hauteur comprise entre 100 m et 400 m .

Un explosif peut être détonnant (brisant) ou déflagrant (lent) et ceci en fonction de la grandeur de la vitesse et de la rapidité de l'explosif considéré .

En fonction de la grandeur de la vitesse de l'explosion , à l'intérieur de la charge on distingue la déflagration (la propagation de l'explosion dans l'explosif se fait sans ondes de choc et s'effectue à une vitesse de centaines de mètres) et la détonnation (la propagation de l'explosion se produit par le passage de l'onde de choc dans l'explosif et s'effectue à une vitesse supersonique constante de l'ordre de quelques milliers de m / s) .

II-8-2. caractéristiques des explosifs

Aux phénomènes purement calorifiques des explosifs viennent s'ajouter des phénomènes cinétiques ; propagation des ondes de choc à travers le massif .

Aussi dans la pratique utilise-t-on parfois des grandeurs caractéristiques qui sont arbitraires , aucune ne pouvant servir à définir complètement les explosifs , mais dans l'ensemble permet de se faire une idée complète des propriétés des explosifs . Parmi ces caractéristiques citons l'énergie la brisance , la sensibilité , etc...

I-la brisance

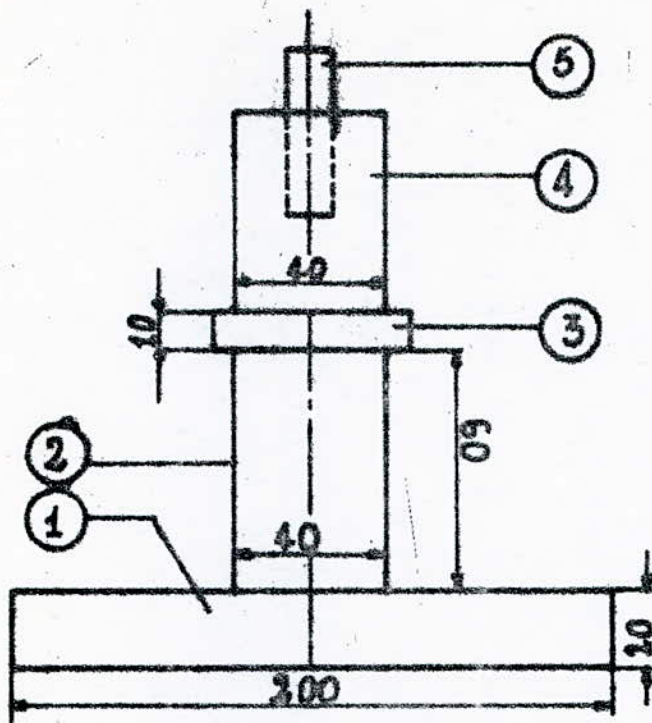
Si le travail des explosifs était seulement lié à la décomposition des gaz d'une façon statique , comme de l'air comprimé qui se détend dans un cylindre , on ne peut pas expliquer comment l'explosif peut casser un objet à côté duquel il est posé sans bourrage .

Cette propriété de l'explosif de disloquer un matériau qui l'entoure caractérise la brisance de cet explosif exprimée en milli mètre . La brisance d'un explosif dépend de la vitesse de détonation de celui-ci (cette vitesse croît avec la densité de l'explosif) .

- méthode de détermination de la brisance

Cette méthode est basée sur le sertissage d'un cylindre en plomb (voir figure 16) . Sur une plaque d'acier (1) on installe un cylindre (2) en plomb de hauteur 60 mm et de diamètre 40 mm au dessus duquel on pose un disque en acier (3) de diamètre 41 mm et d'épaisseur 10 mm . Sur le disque on pose une cartouche (4) de diamètre 40 mm remplie de 50 grammes de l'explosif d'essai , puis on installe le détonateur . Après l'explosion , on mesure la hauteur du cylindre et la différence en hauteur avant et après l'explosion , exprimée en millimètre , caractérise la brisance de l'explosif éprouvé .

Principe de détermination de la brisance d'explosif



- FIGURE 16 -

Légende

- ① Plaque en acier
- ② Cylindre en plomb
- ③ Disque en acier
- ④ Cartouche d'explosif
- ⑤ Détonateur

2 - énergie des explosifs

Le travail développé par un explosif est susceptible d'être mesuré par un certain nombre de grandeurs donnant chacune un aspect particulier de l'énergie .

- volume spécifique , V_0

C'est le volume des gaz produits par la décomposition complète d'1 Kg d'explosif à 0°C et 1 ATM , V_0 est compris entre 300 et **800** litres .

- température de l'explosion , T

C'est la température à laquelle seraient portés les gaz par la décomposition complète de l'explosif à volume constant , T est compris entre 1500 et 3500 $^{\circ}$.

- potentiel

Si la détente des gaz se poursuivait adiabatiquement jusqu'à la pression atmosphérique le travail enregistré serait égal à la variation d'énergie interne qui est à peu près égale à la chaleur de décomposition de l'explosif ramenée à la température ordinaire (à volume constant) .

Cette valeur est dite potentiel varié . Ce potentiel est de 400 Kcal / Kg pour les explosifs anti - grisouteux et de 1600 Kcal / Kg pour la dynamite-gomme .

- coefficient d'utilisation pratique , C.U.P

Dans la pratique , le comportement de l'explosif sera très différent de celui que donnent les modèles théoriques très strictes (réaction adiabatique , équation d'état) et il est préférable de trouver un moyen de comparaison des explosifs .

Expérience :

On fait exploser sans bourrage dans une cavité d'un bloc de plomb une quantité d'explosif m et on ajuste m de telle façon à obtenir après explosion un évasement de volume V_0 égal à celui que donne une masse m_0 d'un explosif de

de référence , l'acide picrique ou mélinite facile à obtenir pur .

$$C.U.P = \frac{m_o}{m} \cdot 100 \quad 40 \leq C.U.P \leq 155$$

-capacité de travail

C'est la capacité de l'explosif à produire un travail pendant l'explosion pour un certain milieu à détruire . Cette capacité dépend du volume des gaz dégagés , de la quantité de chaleur libérée et de la vitesse de détonation .

Détermination de capacité de travail (méthode de TRAUTZL)

On prend un cylindre en plomb de diamètre 200 mm et de hauteur 200 mm , on perce un trou de diamètre 25 mm et de profondeur 125 mm . Dans le trou on met 10 grammes d'explosif et on bourre le tout avec du sable . Après l'explosion , assurée par un dét~~eur~~ détonateur , il se forme un évasement de volume déterminé . La détermination de la capacité de travail est mesurée par la différence des volumes avant et après l'explosion (voir figure I7) .

Exemple

V_o : volume du trou avant l'explosion = 65 cm³

V : volume du trou après l'explosion = 475 cm³

capacité de travail = $V - V_o - 30 = 380$ cm³ .

Où 30 cm³ représente le volume formé par l'explosion du détonateur .

- force f , pression de détonation

C'est la pression que développerait les gaz produits par l'explosion adiabatique de 1 Kg d'explosif dans un volume de 1 litre .

détermination de la quantité de gaz de l'explosion

La quantité de gaz de l'explosion est théoriquement déterminée suivant la réaction chimique et par l'expérience . Théoriquement , les quantités de gaz sont déterminées d'après la loi d'AVOGADRO / . ~~La loi~~

d'AVOGADRO qui stipule que les gaz de l'explosion, dans les conditions normales de température (0°C) et de pression (760 mm Hg), occupent le même volume moléculaire $V = 22,4$ litres. le volume de gaz de l'explosion, dans de I K mole d'explosif est : $V_0 = 22,4 \cdot \sum n$

Où

$\sum n$: nombre sommaire de K mole de tous les gaz de l'explosion

Le volume des gaz de l'explosion de I Kg d'explosif ou volume spécifique est

$$V'_0 = \frac{V_0}{M_e} = \frac{22,4 \cdot \sum n}{M_e}$$

Où M_e est la masse de l'explosif en Kg

Si l'explosif n'était pas une combinaison chimique, mais un mélange de ces dernières, alors le volume spécifique s'écrit

$$V'_0 = \frac{22,4 \cdot \sum n}{M_{e1} \cdot N_{e1} + M_{e2} \cdot N_{e2} + \dots}$$

Où

N_{e1}, N_{e2} : nombre de K mole des composants du mélange de l'explosion

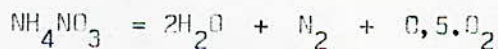
S'il est nécessaire de déterminer le volume spécifique dans les autres conditions de température, il faut utiliser l'expression suivante

$$V'_t = V'_0 \cdot \frac{T}{273}$$

Exemple : si $T = 288 \text{ }^\circ\text{K} = 15 \text{ }^\circ\text{C}$ alors $V'_{15} = V'_0 \cdot \frac{288}{273} = 1,055 \cdot V'_0$.

Exemple de calcul du volume des gaz d'explosion du nitrate d'ammonium :

La réaction chimique de décomposition lors de l'explosion est



Le volume des gaz obtenus lors de l'explosion de 1 Kmole de NH_4NO_3 est égal à

$$V_0 = 22,4 \cdot \sum n = 22,4 \cdot (2+1+0,5) = 78,4 \text{ m}^3 / \text{Kmole}$$

Le volume spécifique est alors $v'_0 = \frac{V_0}{M_e} = \frac{78,4}{80} = 0,98 \text{ m}^3 / \text{Kg}$

Les volumes des gaz d'explosion peuvent être obtenus par d'autres méthodes telles que la méthode de mesure des pressions des gaz dans le cylindre d'acier après l'explosion dans ce cylindre de la charge de l'explosif. Après l'explosion, il faut attendre une heure, le temps de laisser la température de l'explosion atteindre celle de l'ambiante. Le volume des gaz qui a été réduit jusqu'à les conditions normales est déterminé selon l'expression suivante :

$$V_0 = \frac{V \cdot P \cdot 273}{760 \cdot T}$$

Où

V : volume initiale de gaz dans le cylindre (m^3)

P : pression interne dans le cylindre après l'explosion (mm Hg)

T : température de gaz dans le cylindre

Puis on détermine le volume des vapeurs d'eau condensées (on souffle de l'air frais sec dans le cylindre, cet air passe dans un récipient contenant du chlorure de calcium qui absorbe les vapeurs d'eau contenues dans cet air) qu'on ajoute à la valeur V_0 calculée pour obtenir V'_0 . Sur cette base on calcule le volume spécifique (pour 1 Kg d'explosif) des gaz de l'explosion avec les vapeurs d'eau selon

$$v'_0 = \frac{V_0}{Q}$$

Q étant la masse des charges explosées (Kg)

Pour préserver le cylindre contre sa destruction il faut avoir la relation de la masse d'explosif sur le volume du cylindre (densité de chargement) pas plus de $0,02 \text{ Kg} / \text{dm}^2 /$

Détermination de la chaleur de l'explosion

Théoriquement, la chaleur de l'explosion est déterminée sur la base de la loi de HESS qui stipule que la quantité de chaleur dégagée lors de l'explosion est égale à la chaleur sommaire de formation des produits d'explosion otée de la chaleur de formation de cet explosif

$$Q_c = q_1 \cdot n_1 + q_2 \cdot n_2 + \dots - Q_e$$

Où

Q_c : chaleur de I Kmole d'explosif (Kcal)

q_1, q_2, \dots :chaleur de formation des diverses produits d'explosion(Kcal/Kmole)

n_1, n_2, \dots :nombre de Kmole des produits d'explosion

Q_e : chaleur de formation de I Kmole d'explosif (Kcal)

La chaleur de l'explosion de I Kg d'explosif est alors égale à

$$Q'_c = \frac{Q_c}{M_e}$$

Pour I Kg de mélange d'explosif, on détermine la chaleur d'explosion par :

$$Q'_c = \frac{q_1 \cdot n_1 + q_2 \cdot n_2 + \dots - (Q_{e1} \cdot N_1 + Q_{e2} \cdot N_2 + \dots)}{N_1 \cdot M_{e1} + N_2 \cdot M_{e2} + \dots}$$

Où

Q_{e1}, Q_{e2}, \dots sont les chaleurs de formation des composants 1, 2, ... du mélange d'explosif.

La chaleur de formation de certains explosifs et des produits d'explosion lors de la de la pression constante et la température de 15 °C est donnée au tableau 8.

La chaleur d'explosion avec le volume constant(avant la détente des gaz, juste au moment de l'explosion) est plus grande que la valeur de Q_c calculée précédemment d'une certaine valeur de la chaleur Q_c dépensée pour le travail de la détente du gaz, notée Q_v .

$$Q_V = Q_C + \Delta Q_C = Q_C + \sum n \cdot R \cdot T$$

Où

R: constante des gaz parfaits, $R = 1,987 \text{ Kcal / kmole} \cdot ^\circ\text{C}$

$\sum n$: nombre sommaire de Kmole des gaz de l'explosion

Si $T = 15^\circ\text{C} = 288^\circ\text{K}$ alors $\Delta Q_C = \sum n \cdot R \cdot T = R \cdot T \cdot \sum n = 1,987 \cdot 288 \cdot \sum n = 572 \cdot \sum n \text{ Kcal}$

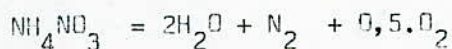
par la suite, la chaleur de l'explosion d'1 Kmole d'explosif à volume constant :

$$Q_V = Q_C + 572 \cdot \sum n \text{ Kcal/kmole}$$

pour 1 Kg d'explosif on a : $Q'_V = \frac{Q_C + 572 \cdot \sum n}{M_e} \text{ Kcal / Kg}$

APPLICATION

détermination de la chaleur de l'explosion de 1 Kg de NH_4NO_3



SUIVANT LE TABLEAU 8, la chaleur de formation de NH_4NO_3 est $Q_e = 88600 \text{ Kcal/Kmole}$

par les produits d'explosion $q_1(\text{H}_2\text{O}) = 57000 \text{ Kcal / Kmole}$

$$q_2(\text{N}_2) = q_3(\text{O}_2) = 0 \text{ (car les gaz sont à l'état libre)}$$

La chaleur de l'explosion de 1 kmole de NH_4NO_3 est

$$Q_C = q_1 \cdot n_1 + q_2 \cdot n_2 + q_3 \cdot n_3 = Q_e = 57000 \cdot 2 + 0 + 0 - 88600 = 27000 \text{ Kcal/Kmole}$$

LA chaleur de l'explosion de 1 Kmole de NH_4NO_3 à volume constant est

$$Q_V = Q_C + 572 \cdot \sum n = 27000 + 572 \cdot 3,5 = 29000 \text{ Kcal / Kmole}$$

la chaleur d'explosion de 1 Kg d'explosif à pression et volume constants est

$$Q'_C = \frac{Q_C}{M_e} = \frac{27000}{80} = 338 \text{ Kcal/kg} \quad \text{et} \quad Q'_V = \frac{Q_V}{M_e} = \frac{29000}{80} = 363 \text{ Kcal / Kg}$$

TABLEAU 8

substance	formule	chaleur de formation à 15 ° C et 760 mm Hg	
		Kcal / Kmole	Kjoule / Kmole
nitrate d'ammonium	NH_4NO_3	88600	371000
dinitronaphtaline	$\text{C}_{10}\text{H}_6(\text{NO}_2)_2$	5700	- 23630
nitroglycérine	$\text{C}_3\text{H}_5(\text{ONO}_2)_2$	94200	395000
nitroglycol	$\text{C}_2\text{H}_4(\text{ONO}_2)_2$	67700	283000
ten	$\text{C}_5\text{H}_8(\text{ONO}_2)_4$	112300	516000
trinitrotoluène (TNT)	$\text{C}_6\text{H}_2(\text{NO}_2)_3\text{CH}_3$	16500	69300
pyroxyline	$\text{C}_{24}\text{H}_{29}\text{O}_9(\text{NO}_2)_{11}$	624000	2610000
coton colloïdale	$\text{C}_{24}\text{H}_{31}\text{O}_{11}(\text{NO}_2)_9$	705000	2950000
fulminate de mercure	$\text{Hg}(\text{CNO})_2$	- 62800	-258500
vapeur d'eau	H_2O	57800	241500
eau liquide	H_2O	68400	286000
dioxyde de carbone	CO_2	94300	39500
monoxyde de carbone	CO	26200	109800
oxyde d'azote	NO	26600	-111200
oxyde de diazote	N_2O	- 20600	-86400
méthane	CH_4	18600	78000
cellulose	$\text{C}_6\text{H}_{10}\text{O}_5$	200000	839000
alumine	Al_2O_3	399000	1870000

Détermination de la température d'explosion

Cette température peut être calculée par $t = \frac{Q_V}{\sum n \cdot C_V}$

Où

C_V : capacité calorifique molaire des gaz de l'explosion (Kcal/Kmole. °C)

Au moment de l'explosion , avant la détente des gaz , C_V est pris à volume constant .

Pour les gaz réels , la valeur de C_V n'est pas constante , elle dépend de la température et de la nature du gaz de l'explosion .

LECHATÉLIER a proposé , pour calculer C_V , la formule suivante :

$$C_V = C' + \Delta C' \cdot t$$

Où

C' : capacité calorifique molaire à 0 °C

$\Delta C'$: accroissement de la valeur de la capacité calorifique molaire lorsque la température croît de 1 °C en Kcal / Kmole . °C

on a
$$t = \frac{Q_V}{\sum n \cdot (C' + \Delta C' \cdot t)}$$

ou
$$\sum n \cdot \Delta C' \cdot t^2 + \sum n \cdot C' \cdot t - Q_V = 0$$

La résolution de cette équation du second degré en t nous donne la valeur

$$t = \frac{-\sum n \cdot C' + (\sum n \cdot C')^2 + 4 \cdot \sum n \cdot \Delta C' \cdot Q_V}{2 \cdot \sum n \cdot \Delta C'}$$

Pour faire une application, le tableau 9 donne les valeurs de C' et de $\Delta C'$

TABLEAU 9

Produits de l'explosion	$C' \text{ (à } 0^\circ\text{C)}$ Kcal / Kmole. °C	C' Kcal / Kmole.
gaz biatomique (N_2, O_2)	4,8	0,001
gaz triatomique (H_2O, CO_2)	6,2	0,0025
gaz ployatomique (CH_4)	7,5	-----

APPLICATION

Calcul de la temperature d'explosion de NH_4NO_3

La réaction s'écrit : $NH_4NO_3 = 2H_2O + N_2 + 0,5O_2$

$Q_V(NH_4NO_3) = 29000 \text{ Kcal/Kmole}$

$C'_1(\text{vapeur d'eau}) = 6,2 \dots\dots\dots C'_1 = 0,0025$

$C'_2(N_2) = 4,8 \dots\dots\dots C'_2 = 0,001$

$C'_3(O_2) = 4,8 \dots\dots\dots C'_3 = 0,001$

Soit $\sum n_i \cdot C'_i = n_1 \cdot C'_1 + n_2 \cdot C'_2 + n_3 \cdot C'_3 = 2 \cdot 6,2 + 1 \cdot 4,8 + 0,5 \cdot 4,8 = 19,6$

$\sum n_i \cdot \Delta C'_i = n_1 \cdot \Delta C'_1 + n_2 \cdot \Delta C'_2 + n_3 \cdot \Delta C'_3 = 0,0065$

donc $t = \frac{-19,6 + \sqrt{(19,6)^2 + 4 \cdot 0,0065 \cdot 29000}}{2 \cdot 0,0065} = 1020^\circ\text{C}$

Calcul de la pression des gaz de l'explosion :

Avec une très grande pression développée par l'explosion dans les trous de mine, la densité des gaz est très proche de celle des liquides, c'est pourquoi pendant la détermination de la pression des gaz d'explosion il faut obligatoirement tenir compte du volume des molécules de gaz.

Le calcul de la pression dépendra évidemment de la loi d'état des gaz $f(P, V, T)$ qui sera adoptée pour la loi de MARIOTTE .

$$f = \frac{P_0 \cdot V_0}{273} \cdot T$$

Pour la loi de VAN-DER-WALLS , la pression P absorbée dans l'explosif de poids \bar{w} dans un volume V sera :

$$P \cdot (V - \bar{w} \cdot d) = P_0 \cdot \bar{w} \cdot V_0 \cdot \frac{T}{273}$$

Pour un poids d'explosif $\bar{w} = I \text{ Kg}$, on a

$$P \cdot (V - d) = P_0 \cdot V_0 \cdot \frac{T}{273}$$

d'où la relation entre P et f

$$P = \frac{\bar{w}}{V - \bar{w}} \cdot f = \frac{\Delta_{c.c}}{I - d \cdot \Delta_{c.c}} \cdot f \quad \text{où} \quad \Delta_{c.c} = \frac{\bar{w}}{V}$$

et

$$\frac{dP}{d\Delta_{c.c}} = \frac{I}{(I - d \cdot \Delta_{c.c})^2} \cdot f > 0$$

P est une fonction croissante de $\Delta_{c.c}$, donc P croît avec la densité de chargement . Le travail du daz sera proportionnel dans sa détente , à f et P .

P_0 : pression atmosphérique , $P_0 = 1,033 \text{ Kg} / \text{cm}^2$

\bar{w} : poids d'explosif dans un volume V , Kg

V_0 : volume des gaz de l'explosion d' I Kg d'explosif , cm^3 .

Où

V : volume de la chambre de charge (cm^3)

T : température d'explosion en degré Kelvin ($^\circ\text{K}$)

α : covolume des gaz d'explosion

La valeur de α est déterminé par la dimension des molécules de gaz et exprime le volume incompressible occupé seulement par ces molécules . Selon certains

auteurs , on recommande de prendre $\alpha = 0,001.V_0^1$ ou $\alpha = 0,0006.V_0^1$.

D'après le professeur PROTOBIKONOV, α est pris d'après le tableau 10 suivant :

TABLEAU 10

GAZ	masse moléculaire	α exprimé en			c_v : Kcal ----- K mole. c
		dm^3 pour 1 Kg de gaz	dm^3 pour 1 dm^3 de gaz	dm^3 pour 1 Kg de gaz	
azote	28	13,8	0,00062	0,49	7
hydrogène	2	5,6	0,00025	2,80	7
vapeur d'eau	18	8,1	0,00036	0,45	12
oxygène	32	11,3	0,00051	0,35	13
carbone	12	5,3	-----	0,44	6
dioxyde de carbone	44	15,2	0,00068	0,345	7
monoxyde de	28	15,2	0,00068	0,25	7

Dans la pratique on prend $\bar{w} = 1 \text{ Kg}$ soit $\Delta_{c.c} = \frac{\bar{w}}{V} = \frac{1}{V}$ soit $V = \frac{1}{\Delta_{c.c}}$

et ainsi l'équation de VAN-DER-WALLS devient

$$P = \frac{V_0^2 \cdot T \cdot \Delta_{c.c}}{(1 - \Delta_{c.c}) \cdot 273} \cdot P_0 \quad \text{or} \quad \Delta_{c.c} = \Delta_{e.c} \cdot \frac{d_1^2}{d_2^2}$$

Où

$\Delta_{e.c}$: densité de l'explosif dans la cartouche (Kg/dm^3)

$\Delta_{c.c}$: densité de la chambre de charge (Kg/dm^3)

d_1 : diamètre de la cartouche (mm)

d_2 : diamètre du trou de mine (mm)

remarquons qu'il est très utile d'étudier les fonctions suivantes :

$$P = f(d_1) \quad \text{avec } d_2 \text{ constant}$$

$$P = f(d_2) \quad \text{avec } d_1 \text{ constant}$$

nous aurons par la suite l'occasion d'y revenir .

3- sensibilité

Divers sensibilités peuvent être définis par rapport à un facteur extérieur

-amorce $-dP$ et $dT > 0$ P et T élevés

-ordre de choc $dP > 0$ P élevé $dP > 0$

-choc $dP > 0$ P faible

On appelle communément sensibilité la facilité avec laquelle une explosion peut s'amorcer à l'intérieur d'une masse d'explosif et les conditions dans

lesquelles cette explosion pourra se propager .

- sensibilité à l'amorce

La sensibilité à l'amorce est caractérisée par la plus petite charge de fulminate de mercure ($\text{Hg}(\text{CNO})_2$) pur , qui , formant détonateur , suffit à amorcer la détonation de l'explosif . La sensibilité décroît lorsque la densité augmente , pour devenir nulle à la densité limite , elle décroît aussi avec l'humidité .

- sensibilité à l'onde explosive ou coefficient de self excitation CSE

Cette sensibilité traduit la self excitation de l'explosif qui peut exploser lorsqu'un explosif de même nature explose au voisinage . Le C.S.E est la distance qui peut séparer les extrémités de deux cartouches de 50 grammes et de diamètre 30 mm , à l'air libre pour que la détonation de l'une entraîne celle de l'autre avec une probabilité de $\frac{1}{2}$. En pratique , la distance d'influence est beaucoup plus grande dans les trous de mine , mais peut être réduite par l'interposition de matière inerte . Pour la gomme ordinaire le C.S.E = 100 mm , pour la gomme à la potasse le C.S.E = 210 mm ; pour les explosifs nitrates à la poudre d'aluminium le C.S.E = 70 mm .

- sensibilité au choc

Cette sensibilité est mesurée par l'énergie de choc que provoque l'explosif avec une probabilité de $\frac{1}{2}$. Elle est de 0,70 Kg.m pour la dynamite-gomme .

II-8-3. caractéristiques diverses

I- danger d'incendie

Les explosifs réagissent différemment à la chaleur , un explosif de sûreté ne doit pas ou ne doit jamais présenter un danger d'explosion en masse sous l'action d'un choc ou d'une explosion .

2- toxicité des fumées

Certains gaz émis peuvent être dangereux , notamment le monoxyde de carbone (CO) - on a donc intérêt à suroxyder les explosifs et à limiter la densité qui entraîne des réactions incomplètes , les oxydes de N_2 sont les plus dangereux encore .

II-8-4. choix de l'explosif

Le choix de l'explosif approprié pour abattre un certain massif de roches dépend essentiellement de la dureté de ce massif et de la présence de gaz (méthane , grisou etc ...) et des poussières . Aussi , ce choix dépend des conditions de chargement des explosifs (humidité de la roche , etc ...) .

Les conditions de ce choix pour détruire les roches de notre travers-banc nous ont conduit à opter pour l'AMMONITE AP-5GV .

I-caractéristiques de l'ammonite AP-5GV

On appelle ammonites les mélanges mécaniques du salpêtre ammoniacal avec les dérivés nitrés , des substances organiques (trotyl , hexogène) ne contenant pas de nitroéther . En outre les composants , dans la composition des ammonites entrent les substances non explosives-combustibles ou ameublisseuses (farine de bois et additifs hydrophobes-paraffine , asphaltite et d'autres) , et dans celle des ammonites de sécurité-inhibiteurs de la flamme .

Les ammonites représentent une poudre cristalline fine jaune à teintes variées . Elles sont peu sensibles aux actions extérieures et sont les moins dangereuses de tous les explosifs commerciaux . Les inconvénients principaux des ammonites sont l'hygroscopicité et la compaction , ce qui les rend moins bonnes et même inutilisables . Pour élever leur résistance à l'eau , on introduit dans les ammonites les additifs hydrophobes . On fabrique spécialement les ammonites résistantes à l'eau .

Pour l'ammonite AP-5GV , elle présente les caractéristiques suivantes :

- diamètre de la cartouche : $d_1 = 28-32-36-45$ (mm)
- diamètre du trou de mine : $d_2 = 36-40-42-45-60$ (mm) .

- $\Delta_{e.c} = 1,05 \text{ à } 1,15 \text{ g / cm}^3 = 1,15 \text{ Kg / dm}^3$
- $V_0^i = 787 \text{ cm}^3 / \text{Kg} = 787000 \text{ cm}^3 / \text{Kg}$
- $\alpha = 0,001 \cdot V_0^i = 787 \text{ cm}^3 / \text{Kg}$
- $T = 2520 \text{ } ^\circ\text{C} = 2793 \text{ } ^\circ\text{K}$
- $P_0 = 1,033 \text{ Kgf / cm}^2$

2 - choix des diamètres de la cartouche (d_1) et du trou (d_2)

Pour faire judicieusement ce choix nous devons tracer les courbes suivantes :

$$P (\text{Kgf / cm}^2) = f (d_1) \text{ avec } d_2 \text{ constant et}$$

$$P (\text{Kgf / cm}^2) = f (d_2) \text{ avec } d_1 \text{ constant}$$

(voir TABLEAU 11)

Nous avons déjà obtenu la formule suivante

$$P = \frac{P_0 \cdot V_0^i \cdot T \cdot \Delta_{c.c}}{(1 - \alpha \cdot \Delta_{cc}) \cdot 273} \text{ or } \Delta_{c.c} = \Delta_{e.c} \cdot \left(\frac{d_1}{d_2}\right)^2 = \Delta_{e.c} \cdot X$$

$$\text{soit } P = \frac{1,033 \cdot 787000 \cdot 2793 \cdot 1,15 \cdot 0,001 \cdot X}{(1 - 787 \cdot 1,15 \cdot 0,001 \cdot X) \cdot 273} = \frac{9564,91 \cdot X}{(1 - 0,9 \cdot X)} (\text{Kgf/cm}^2)$$

TABLEAU des valeurs de P (Kg / cm²)

TABLEAU 11

d_1 (mm) \ d_2 (mm)	36	40	42	45	60
28	12700	8484	7100	5680	2894
32	26156	14437	11617	8875	3651
36	95650	28590	20752	14438	5094
45	—	—	—	95650	10897

Choix des diamètres de la cartouche(d_1) et du trou de mine(d_2) .

D'après les courbes des figures I8 et I9 la meilleure combinaison entre d_1 et d_2 qui donne une pression des gaz de l'explosion maximale est $d_1 = 36$ mm et $d_2 = 42$ mm .

II-8-5, calcul des paramètres de travaux de tir

Notre travers-banc est un travers-banc d'ouverture principale . Etant donné que cet ouvrage donne accès directement au gisement il va falloir l'exécuter le plus vite possible . Partant de ces hypothèses et des données pratiques on peut atteindre une vitesse de creusement de ~~200~~ **200 m/mois** et plus .

Partant de cette vitesse , nous devons choisir la longueur du trou de mine pour les travaux de tir qui est donnée par l'expression suivante :

$$L_{tr} = \frac{V_m}{n_m \cdot n_c \cdot n} \quad (m)$$

Où

L_{tr} : longueur moyenne des trous de mine (m)

V_m : vitesse d'avancement de l'excavation (m / mois)

n_m : nombre de jours ouvrables par mois , $n_m = 25$

n_c : nombre de cycles par jour , $n_c = 2 , 3 , 4 \dots$

n : coefficient de d'utilisation des trous de mine ; $n = 0,8$ à $0,9$

dans notre cas $f = 6$, on prend alors $n = 0,9$

APPLICATION

$L_{tr} = 4,445$ m	pour $n_c = 2$
$L_{tr} = 2,223$ m	pour $n_c = 4$
$L_{tr} = 1,112$ m	pour $n_c = 8$

Nous prendrons la valeur conforme de $L_{tr} = 2,223$ M soit $L_{tr} = 2,23$ m .

ÉCHELLE :
1 Kg / cm² → 0,002
Ø 1 mm → 2,5 m

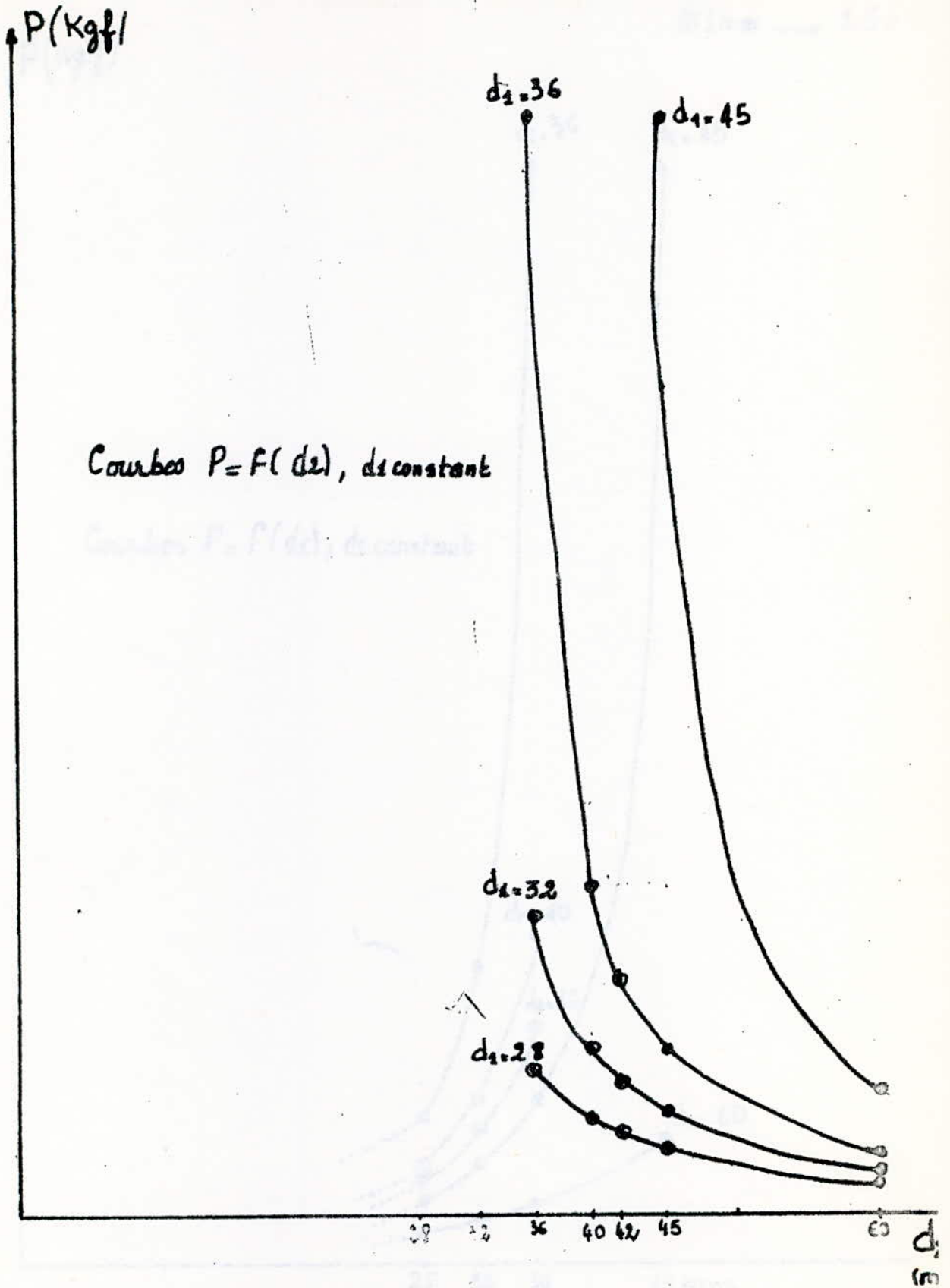


Figure 18

- calcul de la longueur d'avancement

$$L_{av} = L_{tr} \cdot n = 2,23 \cdot 0,9 = 2 \text{ m}$$

- calcul du volume de roche détruites pendant un cycle de travail

$$V_d = L_{av} \cdot S_{cr} = 2 \cdot 15,97 = 31,94 \text{ m}^3 / \text{cycle}$$

- calcul de la charge spécifique d'explosif pour détruire 1 m^3 de roche

$$q = q_I \cdot S_I \cdot v_I \cdot e_I$$

Où

q_I : charge spécifique d'explosif standardisée, d'après les recommandations
pour $f = 6$ on prend $q_I = 0,6$.

S_I : coefficient de texture des roches, $S_I = 1,3$ (d'après tableau)

v_I : coefficient de serrage de la roche (dépend de la surface libre),

$$v_I = \frac{6,5}{(S_{tn})^{1/2}} = \frac{6,5}{(14,932)^{1/2}} = 1,68$$

e_I = coefficient de capacité de travail, soit $e_I = \frac{380}{P}$

P : capacité de travail de notre explosif, $P = 320 \text{ cm}^3$ pour l'ammonite AP5-GV.

$$e_I = \frac{380}{320} = 1,19$$

$$\text{donc } q = 0,6 \cdot 1,3 \cdot 1,68 \cdot 1,19 = 1,561 \text{ Kg} / \text{m}^3$$

- calcul de la charge totale d'explosif pour un cycle

$$Q = q \cdot V_d = 1,561 \cdot 31,94 = 49,86 \text{ Kg} / \text{cycle}$$

- calcul du nombre de trous de mine par cycle

$$N = \frac{1,27 \cdot q \cdot S_{tr} \cdot n}{d_I^2 \cdot \Delta_{e.c} \cdot K_r}$$

Où

d_I : diamètre de la cartouche , $d_I = 0,036$ m

$\Delta_{e.c}$: densité de l'explosif dans la cartouche $\Delta_{e.c} = 1050$ Kg / m³

K_R : coefficient de remplissage du trou , $K_R = \frac{L_c}{L_{tr}} = 0,4 \text{ à } 0,5$

L_c étant la longueur du trou en chargement

$$\text{donc } N = \frac{1,27 \cdot 1,561 \cdot 14,932 \cdot 0,9}{(0,036)^2 \cdot 1050} \cdot \frac{1}{K_R} = \frac{19,58}{K_R}$$

$$N = 48,95 \text{ pour } K_R = 0,4$$

$$N = 43,52 \text{ pour } K_R = 0,45$$

$$N = 39,16 \text{ pour } K_R = 0,5$$

En définitif , on prend 44 trous de mine par cycle . En fonction de nos conditions , nous avons jugé que le type de bouchon central le plus efficace et le plus commode est le bouchon central en coin double (voir figure 20 et tableau I2) .

-calcul des charges dans chaque trou de mine

$$\text{la charge moyenne est égale à } Q_m = \frac{Q}{44} = \frac{49,86}{44} = 1,133 \text{ Kg}$$

répartition des cartouches

$$N_c \cdot (m_c \cdot n_c)$$

$$4 \cdot (0,3 \cdot 2) = 2,4 \text{ Kg pour les trous du bouchon auxilliaire}$$

$$4 \cdot (0,3 \cdot 4) = 7,2 \text{ Kg pour les trous du bouchon principal}$$

$$\underline{34; (0,3 \cdot 4) = 40,8 \text{ Kg pour les trous diverses}}$$

$$\text{TOTAL} = 50,40 \text{ Kg}$$

Donc la charge totale réellement consommée est de $Q_r = 50,40$ kg ; le calcul théorique théorique a donné $Q = 49,86$ Kg , soit une différence de $0,540$ Kg .

TABLEAU 12

N° du trou	profondeur du trou (mm)	Angle d'inclinaison (degré)		Masse de l'explosif (Kg)		N° du trou de l'explosion	Type du détonateur électrique
		Sur la verticale	Sur l'horizontale	pour un trou	pour tous les trous		
1-2-3-4	1100	90	65	0.6	2.4	I	EDKZ - 0P
5-6-7-8	2500	90	80	1.2	4.8	II	EDKZ - 15 PM
9-10	2500	85	80	1.2	2.4	II	EDKZ - 15 PM
11 - 12	2230	85	90	1.2	2.4	III	EDKZ - 30 PM
13-15-16-14-18	2230	90	90	1.2	2.4	III	EDKZ - 30 PM
20 - 21	2230	85	90	1.2	2.4	IV	EDKZ - 45PM
17-19-22-23-21 25	2230	90	90	1.2	2.4	IV	EDKZ - 45 PM
32 - 44	2230	85	85	1.2	2.4	V	EDKZ - 60 PM
26 - 27	2230	90	90	1.2	2.4	V	EDKZ - 60 PM
33-34-42-43	2230	90	85	1.2	2.4	V	EDKZ - 60PM
28-29-30-31	2230	90	90	1.2	2.4	VI	EDKZ - 80 PM
35-36-40-41	2230	85	85	1.2	2.4	VI	EDKZ - 80 PM
38	2230	85	90	1.2	2.4	VII	EDKZ - 100 PM
37-39	2230	85	85	1.2	2.4	VII	EDKZ - 100 PM

II-9. VENTILATION DU CHANTIER DE L'EXCAVATION

II-9-I. Généralités

Pour assurer les conditions normales de travail des ouvriers , les excavations doivent être ventilées par l'air frais dans toute l'étendue de l'ouvrage . L'air frais doit contenir pas moins de 20 % d'oxygène , pas plus de 0,5 % de gaz carbonique et le pourcentage des autres gaz doit satisfaire aux normes de sécurité. La température de cet air ne doit pas dépasser 20 °C et l'humidité relative maximale tolérée est de 90 % . La ventilation des ouvrages s'effectue par un courant d'air total assuré par les ventilateurs principal ou local .

Selon l'énergie utilisée , les ventilateurs locaux se divisent en pneumatique et électrique , ils se différencient aussi d'après que le principe de travail est centrifuge ou axial . Le plus commode est le ventilateur axial dont les types sont:

-BM-3 , BM-4 , BM-5 , BM-6 et BM-8 avec moteur électrique ;

-BMP-3 , BMP-4 , et BMP-5 avec moteur pneumatique .

Le ventilateur électrique est utilisé pour l'aération des ouvrages dont l'étendue est plus grande que 1,5 - 2 Km et dans les conditions d'intenses dégagements gazeux , la ventilation exige beaucoup d'air , plus de 1000 m³ / mn . On distingue trois schémas de ventilation , locale , soufflante , aspirante et combinée , (voir figure 2I). Le schéma le plus utilisé est le schéma soufflant . Dans ce cas l'air qui sort à grande vitesse de l'extrémité de la conduite dilue les produits d'explosion(gaz) plus intensément que dans le cas du schéma aspirant .

Le ventilateur soufflant est installé sur le courant frais à une distance pas moins de 10 m de la place de sortie de l'excavation . Il doit consommer moins de 70 % de la quantité d'air frais qui s'approche du ventilateur local à cause de la dépression totale de la mine. La distance entre l'extrémité de la conduite et la taille de l'excavation ne doit pas dépasser 8 m . L'inconvénient principal du schéma aspirant est la formation dans le chantier de l'excavation , de zones sans circulation d'air ; ce qui n'est pas commode . On ne peut évacuer les gaz que

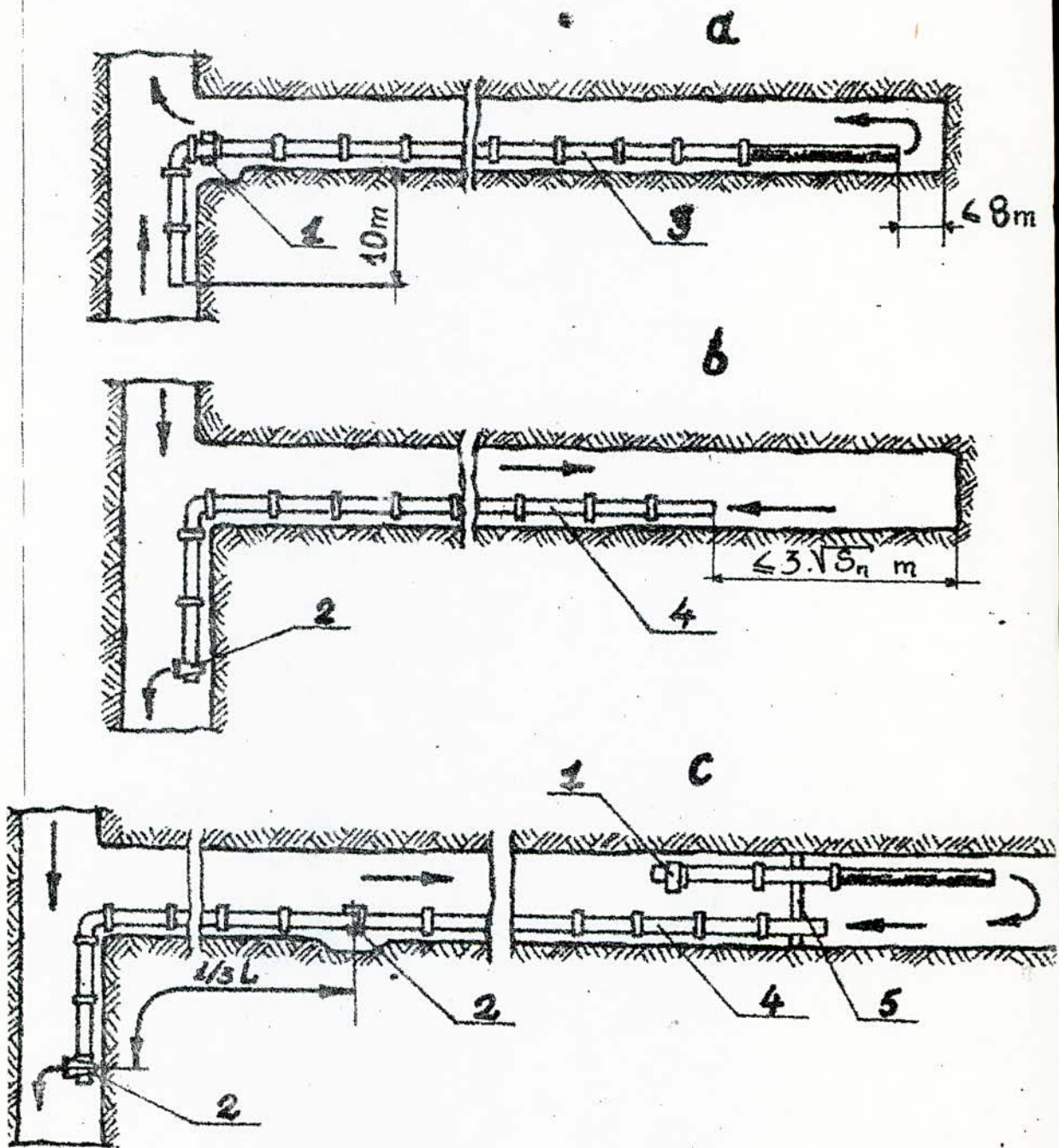


FIGURE 9.1 Différents types de ventilation

- | | | |
|-----------------------------|-------------------------|--------------|
| (a) Soufflante | (b) Aspirantes | (c) Combinée |
| 1. Ventilateur soufflant | 2. Ventilateur aspirant | |
| 3 et 4. Conduites | 5. Cloison | |
| L: Longueur de l'excavation | | |

ceux qui se trouvent proche de l'extrémité de la conduite à I-I, 5 m de l'orifice . Il est impossible d'approcher l'extrémité de la conduite aspirante de la taille car elle peut se détruire par les travaux de tir . Cette impossibilité se mesure par une distance d_i telle que $d_i \leq 3.(S_n)^{\frac{1}{2}}$. Avec le schéma combiné , l'inconvénient principal des deux schémas précédents est évité . Dans ce cas , à certaines distances du chantier , on installe des cloisons avec une porte qui doit être toujours fermée . A travers une cloison passe deux conduites , soufflante et aspirante . L'inconvénient du schéma combiné est qu'il nécessite deux ventilateurs avec les déplacement du ventilateur soufflant et la cloison . La conduite de ventilation est faite de tissu , de métal , ou de polymère .

On produit des tubes métalliques avec des diamètres 300 - 800 mm .

La longueur d'un tube est de 3 m , ce tube est réuni avec un dispositif spécial (flanelle) .

Pour ne pas avoir une fuite de gaz on installe des joints entre les tubes .

Les tubes en tissu ont des longueurs de 5 - 10 - 20 m et un diamètre de 300 - 600 mm .

Ces tubes en tissu sont légers et longs mais ils sont peu résistants et ont un grand coefficient de résistance aérodynamique (R_c) .

II-9-2. calcul de la ventilation

Après avoir choisi le schéma de la ventilation de l'excavation minière, il faut déterminer les paramètres de la ventilation, c'est à dire, il faut calculer le rendement de celle-ci, sa dépression et la puissance du moteur.

I- calcul de la quantité d'air frais d'après les facteurs suivants :

1^{er} facteur : selon le nombre d'ouvriers travaillant simultanément dans le chantier de l'excavation

$$Q_I = n \cdot q_m \cdot K \quad (m^3 / mn)$$

Où

Q_I : quantité totale d'air pour l'aérage de la taille

q_m : quantité d'air frais nécessaire pour un ouvrier (m^3 / mn)

d'après les règles de sécurité, $q_m = 6 m^3 / mn$

n : nombre d'ouvriers travaillant simultanément dans une taille d'excavation, $n=6$

K : coefficient de réserve, on admet que $K = 1,2$ à $1,3$

APPLICATION

$$Q_I = 6 \cdot 6 \cdot 1,2 = 43,2 m^3 / mn$$

2^{ème} facteur : selon la quantité totale d'explosif par cycle qui s'explode simultanément

$$Q_2 = \frac{2,3}{t_v} \cdot (Q_{ex} \cdot S_n^2 \cdot L_{ex}^2 \cdot b \cdot K_n)^{\frac{1}{3}} \quad m^3 / mn$$

Où

Q_2 : quantité d'air pour l'aérage selon le 2^{ème} facteur

t_v : durée de la ventilation du chantier après le tir, $t_v = 15$ à $30 mn$.

Q_{ex} : quantité totale d'explosif par cycle (Kg) , $Q_{ex} = 50,40$ Kg

S_n : section nette de l'excavation (m^2) , $S_n = 12,8$ m^2

L_{ex} : longueur de l'excavation (m) , $L_{ex} = 650$ m

b : dégagement de gaz lors du tir de 1 Kg d'explosif (l/Kg)

on admet que $b = 40$ l/Kg

K_n : coefficient de saturation par l'eau des roches environnantes

pour nos conditions (roches humides) , $K_n = 0,8$

APPLICATION

$$Q_2 = \frac{2,3}{30} (50,4 \cdot (12,8)^2 \cdot (650)^2 \cdot 40 \cdot 0,8)^{\frac{1}{3}} = 369,16 \text{ m}^3/\text{mn}$$

3^{ème} facteur: selon la quantité de dégagement de gaz (grisou)

$$Q_3 = \frac{I \cdot 100}{d - d_0} \text{ m}^3 / \text{mn}$$

Où

Q_3 : quantité totale d'air pour l'aéragé de la taille d'excavation

I : dégagement de gaz dans une taille d'excavation, $I = 1$ m^3/mn

d : teneur de gaz maximale admissible dans le courant d'air sortant (reprise)

d'après les règles de sécurité $CH_4 = 1,0$ %

$$CO_2 = 8,84 \text{ \%} = 0,5 \text{ \%}$$

d_0 : teneur de gaz dans le courant d'air frais

d'après les règles de sécurité $CH_4 = 0$ %

$$CO_2 = 0,04 \text{ \%}$$

APPLICATION

$$Q_3 = \frac{I \cdot 100}{I - 0} = 100 \text{ m}^3 / \text{mn}$$

Dans notre cas , $Q_{max} = Q_2 = 369,16 \text{ m}^3 / \text{mn}$.

2-calcul de la ventilation (rendement de la ventilation)

Le débit du ventilateur est donné par : $Q_V = P \cdot Q_{\max}$ (m^3/mn)

où P est le coefficient de fuite d'air dans la conduite du ventilateur ,
il dépend de la longueur de la conduite . Cette dépendance s'écrit sous la
forme du tableau I3 suivant :

L_c (m) -	50	100	150	200	250	300	400	500	600	700	800	1000	1200
P	1,04	1,07	1,11	1,14	1,16	1,19	1,22	1,30	1,35	1,39	1,41	1,54	1,76

Dans notre cas la longueur de la conduite $L_c = 600$ m soit $P = 1,35$.

APPLICATION

$$Q_V = P \cdot Q_{\max} = 1,35 \cdot 369,76 = 498,36 \text{ m}^3 / mn = 8,30 \text{ m}^3 / s$$

3- dépression du ventilateur

$$h_V = Q_V^2 \cdot R_c \text{ (Kg/m}^2 \text{)}$$

Où

Q_V : rendement du ventilateur (m^3/s)

R_c : résistance aérodynamique des conduites dépendant de la longueur de la
conduite, R_c est donné d'après le tableau I4 soit $R_c = 3,44$.

$$h_V = (8,30)^2 \cdot 3,44 = 237 \text{ Kg} / m^2 .$$

4- choix du ventilateur

Le choix du ventilateur dépend essentiellement du rendement de celui-ci et
de la valeur de sa dépression . Le tableau I5 détermine ce choix .

Soit donc , notre ventilateur est du type BM-8 .

Résistance aérodynamique des conduites en tube métallique

TABLEAU 14

Longueur de la conduite(m)	diamètre de la conduite (m)				
	0,4	0,5	0,6	0,7	1,2
100	22,9	7,28	2,93	1,16	0,055
200	45,7	14,56	5,85	2,32	0,11
300	68,6	21,84	8,78	3,48	0,165
400	91,4	29,1	11,7	4,64	0,219
500	114,3	36,4	14,63	5,8	0,274
600	137,2	43,68	17,55	6,96	0,329
700	160,1	51	20,48	8,12	0,384
800	183,0	58,24	23,4	9,28	0,439
900	205,9	65,5	26,33	10,44	0,494
1000	228,8	72,8	29,26	11,6	0,549
1200	270,6	87,36	35,1	13,92	0,658
1400	312,4	101,9	41	16,24	0,768
1600	354,2	116,48	46,8	18,56	0,878
1800	396,0	131	54,66	20,88	0,987
2000	437,8	145,6	58,5	23,2	1,097

- calcul de la puissance du moteur pour le ventilateur

$$P_m = \frac{1,05 \cdot Q_v \cdot h_v}{n \cdot 102} \quad (\text{KW})$$

où

$$Q_v = 8,30 \text{ m}^3 / \text{s} ; \quad h_v = 237 \text{ Kgf} / \text{m}^2 ; \quad n = 0,73 \text{ (coefficient de rendement du ventilateur)}$$

APPLICATION

$$P_m = \frac{1,05 \cdot 8,3 \cdot 237}{0,73 \cdot 102} = 27,74 \text{ KW}$$

TABLEAU 15

Ventilateurs axiaux à commande électrique								
type	$d_{r.a}$	Q_v	h_v	P_m	R_t	L_v	l_v	h
BM - 3	300	20-90	20-83	1,5	0,65	526	422	425
BM - 4	400	60-150	30-155	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

où

$d_{r.a}$: diamètre des roues d'action (mm)

Q_v : débit du ventilateur (m^3 / mn)

h_v : dépression du ventilateur (Kgf / m^2)

P_m : puissance du moteur (KW)

R_t : rendement type

L_v : longueur du ventilateur (mm)

l_v : largeur du ventilateur (mm)

h : hauteur du ventilateur (mm)

II-10. CHARGEMENT DES ROCHES

II-10-I. Généralités

Suivant la quantité de travail et la durée de chargement des roches , le chargement des roches occupe 30 à 40 % de temps total de creusement .

La mécanisation du chargement des roches est assurée par la chargeuse et le complexe de scrapers .

Selon le principe de travail , les chargeuses sont de deux types :

- les chargeuses à action continue et
- les chargeuses à action discontinue .

Selon le mécanisme de déplacement , on a :

- les chargeuses sur chenille ;
- les chargeuses sur rail ;
- les chargeuses à pneus .

Le choix du type de chargeuse le plus rationnel s'effectue en dépendance de la dureté des roches , de la section transversale de l'excavation , de la présence de voies de rail , du type d'énergie et de l'organisation de travail adopté .

Dans notre projet , pour la mécanisation du chargement des roches , on utilise les machines à action continue de type 2PMB-2B avec des bras ramasseurs .

Le rendement de chargement des roches dépend beaucoup de la méthode de chargement des wagonnets . Lors du chargement de wagonnets avec convoyeurs PPL-I que nous avons pris , la perte de temps pour le chargement des wagonnets est minimum , le travail manuel étant alors réduit .

Le chargement des wagonnets et le déplacement du convoyeur PPL-I s'effectuent par des chariots mécanisés. Avec une longueur du convoyeur de 22 m, on peut disposer cinq wagonnets de type UVG-3-3 (voir figure I4).

II-10-2. calcul de la quantité totale des wagonnets pour évacuer les roches

$$N = \frac{S_{cr} \cdot L_{av} \cdot K_f}{V_b \cdot K_r}$$

Où

N : nombre de wagonnets

L_{av} : longueur d'avancement = 2 m

K_f : coefficient de foisonnement des roches après l'explosion,

$K_f = 1,1$ à $1,6$, on prend $K_f = 1,4$

V_b : volume de remplissage des wagonnets, $V_b = 3,3 \text{ m}^3$

K_r : coefficient de remplissage des wagonnets, $K_r = 0,9$

S_{cr} : section en creusement, $S_{cr} = 15,97 \text{ m}^2$

$$\text{soit } N = \frac{15,97 \cdot 2 \cdot 1,4}{3,3 \cdot 0,9} = 15$$

II-II. SOUTÈNEMENT PROVISOIRE , AMÉNAGEMENT DE LA RIGOLE ET POSE DE VOIES DE RAIL

II-II-I. soutènement provisoire

Pour assurer les conditions de travail en sécurité pendant le chargement des roches dans la taille de l'excavation , il faut installer le soutènement provisoire juste après les travaux de tir . Parmi les soutènements provisoires citons :

les soutènements d'appui , de protection et de consolidation .

Le soutènement provisoire d'appui est un montant en bois ou en métal isolé . Il se compose d'un chapeau métallique appuyé sur le boulon au toit (voir figure 22) .

Le soutènement de consolidation est un boulonnage , du béton giclé ou leur combinaison.

D'après les recommandations , nous prenons le soutènement provisoire de protection qui se compose de deux rails suspendus au cadre du soutènement définitif avec le plancher en bois . D'après les règles de sécurité , la distance entre la taille de l'excavation et le dernier cadre définitif ne doit pas dépasser 3 m , la longueur du rail doit être au moins égale à 6 m et l'épaisseur de palplanche de 40 à 60 mm .

II-II-2. aménagement de la rigole

Pour que les eaux s'écoulent , on aménage le long de l'excavation au niveau du sol près de la paroi , une rigole (voir figure 23) .

La forme de la section transversale de la rigole et cette section sont choisies en dépendance du débit d'eau , des propriétés des roches , du type de soutènement de l'excavation et de la durée de vie de l'ouvrage .

Pour creuser cette rigole on fait exploser dans le sol de l'excavation simultanément avec la taille un ou deux trous de mine dans l'emplacement de la disposition de cette rigole .

Dans notre projet , il est plus préférable de forer le trou de mine N° 2I (figure 20).

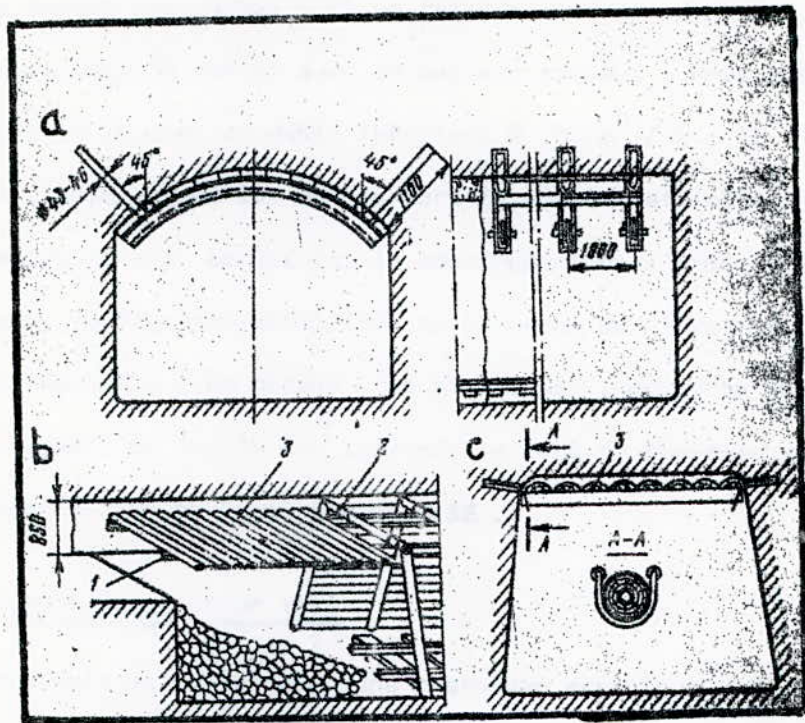


Figure 22. Soutènement Provisoire des ouvrages horizontaux.

1. Poutre mobile
2. Crochet pour suspendre les poutres.
3. Plancher de sécurité

l'exactitude de la pente 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 voie de 0,004 , l'épaisseur de la plaque est égale à 8 mm (4 mm par 1 m) et avec la même longueur et une pente de 0,005 , elle est de 10 mm . Afin de contrôler la pente de l'ouvrage , on place le niveau à plomb sur la tête du rail suivant la longueur avec la plaque d'épaisseur vers la recette . 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 . En outre , le contrôle courant de la pente peut être assuré à l'aide d'un niveau à la lunette (fig 24)

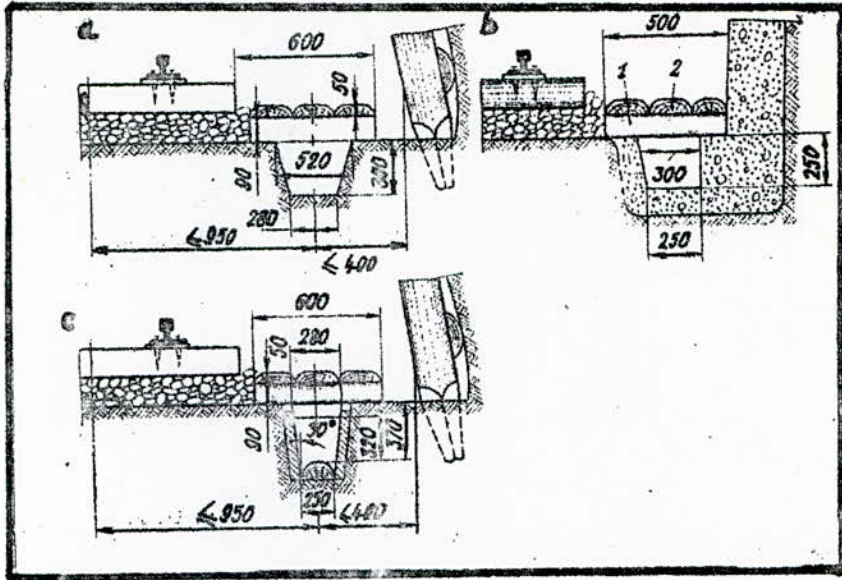
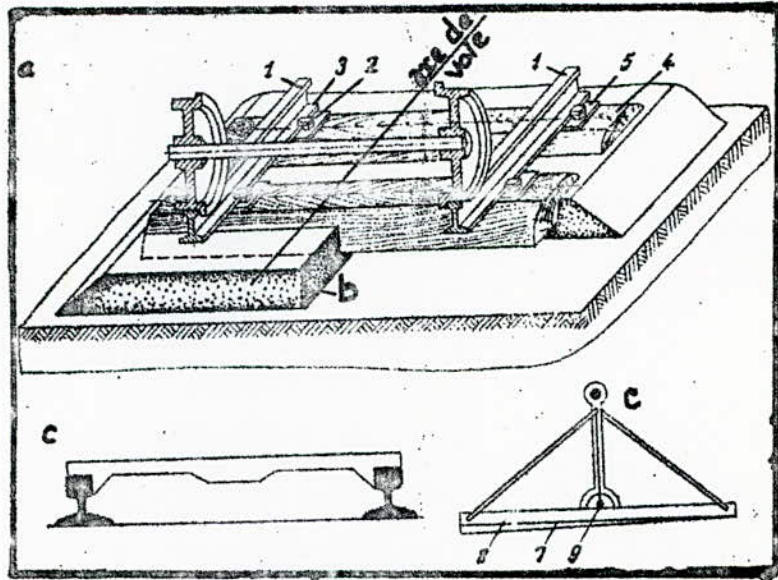


Figure 23 Rigola d'écoulement



- 1. Rail
- 2. Crampon
- 3. Patin
- 4. Traverse
- 5. Plaque
- b. Ballast

Figure 24 Construction de la voie de rail

L: Construction supérieure

b: Chablon (pour mesurer la distance entre rails)

c: WATERPASS (pour vérifier l'inclinaison de la voie de rail)

II-12. ORGANISATION DE TRAVAIL

L'organisation des travaux dans la taille de l'excavation minière dépend de la technologie adoptée , du complexe de l'équipement adapté , des dimensions de l'excavation , des matériaux et du type de soutènement et aussi des indices technico-économiques planifiés du creusement .

Le soutènement définitif en bois , métallique , en béton armé préfabriqué ou en béton giclé se fait directement dans la taille de l'excavation en même temps que le processus d'extraction des roches qu'on arrête seulement pour installer les cadres de soutènement . Par analogie , on installe le soutènement provisoire si le soutènement définitif est en béton monolite . Ce dernier est installé après un avancement de la taille de 50 à 100 m .

Dans les excavations ayant une petite section transversale on ne peut effectuer le processus d'extraction des roches et l'installation du soutènement définitif simultanément , c'est pourquoi on fait appel à l'organisation successive du travail . On avance la taille sur 100 à 200 m en installant le soutènement provisoire et puis la même équipe d'ouvriers installe le soutènement définitif jusqu'à la taille en enlevant le soutènement provisoire .

Dans une excavation ayant une section transversale considérable , on fait appel à une organisation de travail en parallèle .

Pour une bonne organisation de travail , il est plus aisé et plus commode de construire le graphique de celle-ci (cyclogramme) . Pour le creusement de notre travers-banc nous avons pris une équipe complète d'ouvriers , constituée d'équipe de poste (poste de 6 heures) avec à la tête un chef d'équipe . Nous prenons 4 postes . Pour construire le graphique d'organisation de travail ou le cyclogramme il faut

déterminer les indices principaux du creusement de l'excavation minière
(voir tableau 16)

On détermine les volumes des travaux du creusement du cycle selon les
formules suivantes :

$$\text{forage des trous de mine; } W_f = N_{tr} \cdot L_{tr}$$

$$\text{chargement de la roche : } W_{ch} = S_{cr} \cdot L_{tr} \cdot n$$

$$\text{soutènement de l'excavation: } W_s = \frac{L_{tr} \cdot n}{L}$$

$$\text{pose des voies de rail : } W_v = L_{tr} \cdot n$$

$$\text{aménagement de la rigole : } W_r = L_{av}$$

Où W_f , W_{ch} , W_s , W_v et W_r sont les volumes respectifs de forage des trous
de mine(m), de chargement des roches(m³), de soutènement(cadre), de pose
de voies de rail(m) et d'aménagement de la rigole(m).

N_{tr} : nombre de trous de mine pour un cycle

S_{cr} : section transversale en creusement (m²)

L_{tr} : longueur des trous de mine (m)

n : coefficient d'utilisation du trou

L : distance entre les trous .

Ensuite on détermine la quantité de travail de chaque opération du cycle de
creusement. Pour cela on divise les volumes des travaux de chaque opération
par la norme de rendement de chaque opération correspondante selon la formule:

$$b_i = \frac{W_i}{H_i} \text{ (H.P)}$$

où

b_i : quantité de travail de chaque opération (H.P)

H_i : norme de rendement de chaque opération (m/H.P , m³/H.P , cadre/H.P)

H_i est pris d'après les normes existantes .

- puis on calcule la quantité de travail totale par cycle du creusement

$$b_i = b_f + b_{ch} + b_s + b_v + b_r \text{ (H.P)}$$

- de là on détermine la norme complète de rendement du creusement de l'excavation

$$H_c = \frac{L_{tr} \cdot n}{b_i} \text{ (m/H.P)}$$

Le nombre d'ouvriers nécessaire pour remplir le cycle du creusement est déterminé comme

le nombre d'ouvriers (n) pris doit être un nombre entier , ce nombre est

toujours arrondi au nombre entier qui lui est directement inférieur .

Lors de cela on peut tenir compte du coefficient de dépassement de la norme

de rendement , k_d

$$K_d = \frac{b_i}{n} , k_d = 1,04 \text{ à } 1,2$$

Si on prend le nombre de poste pour exécuter le cycle de creusement égal à

$m = 2, 3, 4$ il faut déterminer le nombre d'ouvriers par poste d'après :

$$n_p = \frac{b_i}{m} \text{ et arrondir à un nombre entier}$$

le nombre d'ouvriers par poste n_p dépend de la section transversale de

l'excavation et habituellement $n_p = 3 \text{ à } 8$.

- la norme complète de rendement planifié du creusement s'écrit alors

$$H_c^P = K_d \cdot H_c = \frac{L_{tr} \cdot n}{n_a} \quad (\text{m/H.P})$$

Où

n_a : nombre d'ouvriers adoptés

-le temps d'exécution de chaque opération du cycle de creusement est calculé d'après l'expression suivante

$$t_i = \frac{W_i \cdot t_p \cdot \alpha}{H_i \cdot K_d \cdot n_i} = \frac{b_i \cdot t_p \cdot \alpha}{K_d \cdot n_i} \quad (\text{heure})$$

Où

t_p : durée d'un poste (h)

n_i : nombre d'ouvriers effectuant l'opération correspondante

α : coefficient tenant compte de la dépense du temps pour les opérations normalisées ,

$$\alpha = \frac{T_c - T_I}{T_c}$$

Où

T_c : durée du cycle de creusement (h)

T_I : durée des opérations non normalisées calculées comme suit

$$T_I = t_v + t_{ins} + t_{cht} + t_{re}$$

Où

t_v : durée du tir et de la ventilation de l'excavation après le tir, $t_v = 15$ à 30 mn

t_{ins} : durée de l'inspection de l'excavation après le tir, $t_{ins} = 15$ mn

t_{cht} : durée de chargement des trous de mine par l'explosif soit

$$t_{cht} = \frac{N_{tr} \cdot t'_{ch}}{n'} \quad (h)$$

Où

t'_{ch} : temps de chargement d'un trou de mine par l'explosif, $t'_{ch} = 2 \text{ à } 3 \text{ mn}$

n' : nombre d'ouvriers chargeant les trous de mine par l'explosif

t_{ro} : réserve de temps pour un cycle, $t_{ro} = 0,05 \cdot T_c$

pour vérifier l'exactitude des résultats, on fait

$$T_c = \frac{\sum (t_i \cdot n_i)}{n} + T_I$$

- le rendement du travail réel est alors

$$P_r = \frac{V_r}{\sum b_{ir}} \quad (m / mois)$$

Où

V_r : nombre ou vitesse réelle du creusement (m / mois)

$\sum b_{ir}$: nombre réel d'homme par mois (H.P / mois)

APPLICATION

-calcul des différents volumes du cycle

.forage des trous de mine : $W_f = N_{tr} \cdot L_{tr}$

$$W_f = 44 \cdot 2,23 = 98,12 \text{ m}$$

.chargement des roches : $W_{ch} = S_{cr} \cdot L_{tr} \cdot n$

$$W_{ch} = 15,97 \cdot 2,23 \cdot 0,9 = 32 \text{ m}^3$$

soutènement de l'excavation : $W_s = \frac{L_{av}}{L}$

$$W_s = \frac{2}{1} = 2 \text{ cadres}$$

.pose des voies de rail : $W_p = L_{av} \cdot \nabla = 2 \text{ m}$

- calcul de la quantité de travail de chaque opération

.forage des trous de mine : $b_f = \frac{W_f}{H_f}$

$$b_f = \frac{98,12}{72} = 1,36 \text{ H.P}$$

.chargement des roches : $b_{ch} = \frac{W_{ch}}{H_{ch}}$

$$b_{ch} = \frac{32}{15} = 2,13 \text{ H.P}$$

.soutènement de l'excavation : $b_s = \frac{W_s}{H_s}$

$$b_s = \frac{2}{0,84} = 2,38 \text{ H.P}$$

pose des voies de rail : $b_p = \frac{W_p}{H_p}$

$$b_p = \frac{2}{2,45} = 0,82 \text{ H.P}$$

aménagement de la rigole : $b_r = \frac{W_r}{H_r}$

$$b_r = \frac{2}{7,06} = 0,28 \text{ H.P}$$

donc $\sum b_i = b_f + b_{ch} + b_s + b_p + b_r = 6,97 \text{ H.P}$

le calcul de la quantité totale de travail par cycle du creusement est de 6,97 H.P

-calcul de la norme complète de rendement du creusement

$$H_c = \frac{L_{av}}{\sum b_i} = \frac{2}{6,97} = 0,287 \text{ m / H.P}$$

-calcul du coefficient de dépassement de la norme de rendement

$$K_d = \frac{\sum b_i}{n} = \frac{6,97}{6} = 1,16$$

-calcul de la norme complète de rendement planifié du creusement

$$H_c^p = K_d \cdot H_c = \frac{L_{tr} \cdot n}{n_a} = \frac{2}{6} = \frac{L_{av}}{n} = 0,33 \text{ m / H.P}$$

-calcul du temps d'exécution de chaque opération du cycle

$$t_i = \frac{W_i \cdot t_p \cdot \alpha}{H_i \cdot K_d \cdot n_i} = \frac{b_i \cdot t_p \cdot \alpha}{K_d \cdot n_i} \quad (h)$$

-calcul de la valeur de $\alpha = \frac{T_c - T_I}{T_c}$

or $T_I = t_v + t_{ins} + t_{cht} + t_{re}$

$$t_{cht} = \frac{N_{tr} \cdot t'_{ch}}{n'} = \frac{44 \cdot 2}{3} = 29,334 \text{ mn} = 0,489 \text{ h}$$

$t_v = 30 \text{ mn}$; $t_{ins} = 15 \text{ mn}$; $t'_{ch} = 2 \text{ mn}$

$t_{re} = 0,05 \cdot T_c = 0,05 \cdot 6 \cdot 60 = 18 \text{ mn} = 0,3 \text{ h}$ soit $t_{re} = 20 \text{ mn} = 0,334 \text{ h}$

$T_I = 30 + 15 + 29,334 + 20 = 94,334 \text{ mn} = 1,572 \text{ h}$

$$\alpha = \frac{T_c - T_I}{T_c} = \frac{60 \cdot 60 - 94,334}{6 \cdot 60} = 0,738$$

$$t_i = \frac{b_i \cdot t_p \cdot \alpha}{K_d \cdot n_i} = \frac{b_i}{n_i} \cdot \frac{t_p \cdot \alpha}{K_d}$$

.temps de forage ; $t_f = \frac{b_f}{n_{ch}} \cdot 229 = \frac{1,36}{4} \cdot 229 = 103,83 \text{ mn} = 1,73 \text{ h}$

.temps de chargement des roches : $t_{chr} = \frac{b_{chr}}{n_{chr}} \cdot 229 = \frac{2,13}{4} \cdot 229 = 2,03 \text{ h}$

.temps de soutènement de l'excavation : $t_s = \frac{b_s}{n_s} \cdot 229 = \frac{2,18}{1} \cdot 229 = 9,03 \text{ h}$

CYCLOGRAMME

Nature des Opérations	Volume des travaux		Nombre d'ouvriers	Durée de l'opération		Premier Poste					
	Unité	W _i		h	mn	6h-7h	8h	9h	10h	11h	12h
Inspection	—	—	6	0	15						
Forage des trous de mine	m	92,12	3	1	44						
Chargement des trous	trou	44	3	0	29						
Éir et ventilation	—	—	3	0	30						
Chargement des roches	m ³	32	4	2	2						
Soutènement	cadre	2	6	2	51						
Pose de voies de rail	m	2	3	1	3						
Aménagement de la rigole	m	2	2	0	32						
Reserve	—	—	6	0	20						

TABLEAU 16

• temps de pose des voies : $t_p = \frac{b_p}{n_p} \cdot 229 = \frac{0,82}{3} \cdot 229 = 62,594 \text{ mn} = 1,04 \text{ h}$

• temps d'aménagement de la rigole : $t_r = \frac{b_r}{n_r} \cdot 229 = \frac{0,28}{2} \cdot 229 = 32,06 \text{ mn} = 0,53 \text{ h}$

- calcul du soutènement (temps total du)

$$t_s^k = t_s^I + t_s^2$$

Où

t_s^I : temps de soutènement occupant les 6 ouvriers ensemble

$$t_s^I = T_c - t_{ins} - t_{cht} - t_v - t_f - t_{chr}$$

$$t_s^I = 6.60 - 15 - 29,334 - 30 - 20 - 103,83 - 121,94 = 39,896 \text{ mn} = 0,66 \text{ h}$$

t_s^2 : temps de soutènement calculé en parallèle avec les autres opérations

$$t_s^2 = (t_{cht} - t_r) + (t_f - t_p)$$

$$t_s^2 = (121,94 - 32,06) + (103,83 - 62,594) = 131,116 \text{ mn} = 2,18 \text{ h}$$

$$\text{soit } t_s^t = t_s^I + t_s^2 = 39,896 + 131,116 = 171,012 \text{ mn} = 2,85 \text{ h}$$

verification : on fait

$$T_c = \frac{\sum t_i \cdot n_i}{n} + T_I$$

$$T_c = \frac{103,83 \cdot 3 + 121,94 \cdot 4 + 545,02 \cdot 1 + 62,594 \cdot 3 + 32,06 \cdot 2}{6} + 94,334 = 6,006 \text{ h}$$

L'erreur relative commise est de 0,1 % ' ce qui est très précis .

II-13. ETUDE ECONOMIQUE

Parmi les indices technico-économiques du creusement du travers-banc, le plus effectif est le prix de revient d'un mètre d'excavation.

Ce prix de revient comprend les dépenses suivantes :

- salaires des ouvriers ;
- prix des matériaux ;
- prix de l'énergie électrique et de l'énergie pneumatique
- amortissement du matériel.

II-13-1. détermination du prix de revient d'après le salaire des ouvriers

$$P_s = \frac{T_p \cdot \sum b_i}{L_{av}} \quad (\text{DA})$$

Où

T_p : tarif d'ouvrier pour le creusement de 2 m d'excavation (DA)

L_{av} : longueur d'avancement (m)

$\sum b_i$: quantité de travail total par cycle du creusement (H.P)

II-13-2. DETERMINATION Du prix de revient d'après les matériaux (voir tableau 17)

-le prix de revient d'un mètre de travers-banc est calculé selon

$$P_m = 1,05 \cdot \frac{\sum P_{mi}}{L_{av}}$$

Où 1,05 est le coefficient d'ajustement des consommations non prévues

TABLEAU 17

nature des matériaux	unité	consomma - tion par cycle	% d'utilisa- tion	consomma- tion réelle	prix de l'unité de matériau (DA)	prix sommaire du cycle (DA)
soutènement SVP 27	t	0,541	100	0,541	1032,24	558,44
amonite AM5GV	t	0,0504	100	0,0504	2508,08	130,44
détonnateur électrique	pièce	44	100	44	1,137	50
ballast	m ³	1,656	100	1,656	74,50	123,37
rail R - 33	t	0,264	100	0,264	815,32	215,25
garnissage en béton armé	m ³	0,925	100	0,925	605,88	560,44
traverse en béton armé	pièce	1,645	100	1,645	37,70	215,26
soutènement de la rigole en béton armé	m ³	2	100	2	25,43	50,864
fleurets	t	0,0043	100	0,0043	3105	13,35
couronnes	Kg	0,03948	100	0,03948	23	0,89

$$\sum P_{mi} = 1918,30 \text{ DA}$$

- consommation de fleurets

$$C_f = N_{tr} \cdot L_{tr} \cdot C_{s.f}$$

Où

N_{tr} : nombre de trous de mine

L_{tr} : longueur du trou de mine

$C_{s.f}$: consommation spécifique d'acier de fleuret par mètre de trou de mine

pour $f = 6$ on prend $C_{s.f} = 0,000044 \text{ t / m} = 0,044 \text{ Kg / m}$

$$C_f = 44.2, 23.0,044.10^{-3} = 0,0043 \text{ TONNE}$$

- consommation des couronnes

$$C_c = N_{tr} \cdot L_{tr} \cdot C_{s.c}$$

Où

$C_{s.c}$: consommation spécifique d'alliage dur d'une couronne par 1 m de trou

pour $f = 6$ on prend $C_{s.c} = 0,4 \text{ gramme}$

$$C_c = 44.2, 23.0,4.10^{-3} = 0,0392 \text{ Kg}$$

II-13-3. détermination du prix de revient d'un mètre de travers-banc suivant l'explo

l'exploitation des machines et des mécanismes (voir tableau I8)

Le prix de revient suivant l'exploitation des machines et des mécanismes est calculé d'après la formule suivante , pour 1 m d'excavation

$$P'_{mm} = \frac{1,05 \cdot \sum P_{mm}}{L_{av}}$$

TABLEAU 18

type de machines et du mécanisme	quantité de machines	temps d'utilisation en heure (voir cyclogramme)	dépendance		prix total par cycle
			totale de machine.poste	machine.poste	
chargeuse 2PMB-2	I	2,0333	0,3389	25,20	51,25
équipement de forage suspendu	2	I,7334	0,5778	24,55	42,55
transporteur PPL-I	I	2,0333	0,3389	II,18	22,74
berline VG-33	85	2,0333	I,695	0,374	0,76
chariot mécanisé MT - I	II	2,0333	0,3389	3,79	7,70
ventilateur BM - 8	II	6	I	6,62	I,10

$\Sigma P_{\dots} = 126,10 \text{ DA}$

Le prix de revient d'1 mètre d'excavation minière suivant les dépenses du chantier :

$$P_{ch} = P_s + P_{mi} + P'_{mm} \quad (DA)$$

- calcul du prix unitaire de devis du creusement de l'ouvrage minier

. détermination du prix de revient d'1 mètre de l'excavation minière suivant la dépense totale de la mine

$$P_t = K_t \cdot P_{ch} \quad (DA)$$

Où

K_t est le coefficient tenant compte des dépenses de la mine ; $K_t = 0,5$ à $0,8$.

. détermination du prix de revient d'1 mètre d'excavation minière suivant les dépenses appliquées

$$P_a = 0,268 \cdot (P_{ch} + P_t) \quad (DA)$$

. détermination du prix de revient total d'1 mètre d'excavation minière suivant la formule

$$P_r^t = P_{ch} + P_t + P_a \quad (DA)$$

APPLICATION

Le prix de revient d'après le salaire des ouvriers est égal à

$$P_s = \frac{T_p \cdot b_i}{L_{av}} = \frac{120 \cdot 6,97}{2} = 418,2 \text{ DA}$$

Le prix de revient d'après les matériaux est égal à

$$P'_{mi} = 1,05 \cdot \frac{\sum P_{mi}}{L_{av}} = 1,05 \cdot \frac{1918,30}{2} = 1007,10 \text{ DA}$$

Le prix de revient d'après l'exploitation des machines et des mécanismes est égal à

$$P'_{mm} = 1,05 \cdot \frac{\sum P_{mm}}{L_{av}} = 1,05 \cdot \frac{126,10}{2} = 66,20 \text{ DA}$$

Notez que ces prix de revient calculés sont rapportés à 1 mètre du travers-banc .

Le prix de revient d'1 mètre d'excavation minière suivant les dépenses du chantier est

$$P_{ch} = P_s + P_{mi} + P'_{mm} = 418,20 + 1007,10 + 66,20 = 1491,50 \text{ DA}$$

Le prix unitaire de devis du creusement de l'ouvrage minier est égal à , selon

- le prix d'1 mètre de l'excavation suivant la dépense totale de la mine est

$$P_t = K_t \cdot P_{ch} = 0,7 \cdot 1491,50 = 1044,05 \text{ DA}$$

- le prix de revient d'1 m d'excavation minière suivant les dépenses appliquées est

$$P_a = 0,268 \cdot (P_{ch} + P_t) = 0,268 \cdot (1491,50 + 1044,05) = 725,17 \text{ DA}$$

Le prix de revient total d'1 m d'excavation minière est alors égal à

$$P_r^t = P_{ch} + P_t + P_a = 1491,50 + 1044,05 + 725,17 = 3260,72 \text{ DA}$$

Rassemblement des indices technico-économiques de creusement du travers-banc

TABLEAU 19

Nomination des indices	unité	formule	quantité
Vitesse journalière de creusement	m/jour	$V_j = \frac{T_p \cdot n_p \cdot L_{av}}{T_c}$	8
Vitesse mensuelle de creusement	m/mois	$V_m = V_j \cdot n_j$	200
Composition de l'équipe journalière	homme	$n = n_o \cdot n_p$	24
Composition de la liste de l'équipe journalière	homme	$n' = n \cdot K_1$	29
Norme de rendement complète	m/ H.P	$H_c = \frac{L_{av}}{b_i}$	0,287
Rendement de travail	m/ H.P	$\frac{L_{av}}{n_o}$	0,333
Prix de revient unitaire du chantier (salaire , amortissement , materiel)	DA/ m	P_{ch}	1491,50
Prix de devis du creusement de 1 m de travers-banc	DA/ m	P_t	1044,05
Prix de devis du creusement de tout le travers-banc	DA	$P_{t.b} = P_t \cdot L_{t.b}$	678632,50
Durée de creusement de tout le travers-banc	mois	$T_{cr} = \frac{L_{t.b}}{V_m}$	3,25

III - CONCLUSION

Lors de l'étude de ce projet nous avons élaboré la technologie , la mécanisation et l'organisation des travaux de creusement de travers-banc à l'explosif en utilisant un équipement moderne de type KG . I . T qui se compose de la chargeuse 2PNB - 2 avec équipement de forage suspendu du transporteur suspendu PPL - I et du chariot mécanisé MT - I . En définitif , nous avons obtenu des indices technico-économiques très concluants que nous avons rassemblé dans le tableau 19 .

Nous pensons que ce présent projet peut être utilisé pour les mêmes conditions pratiques .

Aussi les étudiants mineurs trouveront dans ce même projet une aide appréciable dans l'étude du creusement des ouvrages miniers horizontaux.

BIBLIOGRAPHIE

I-B-BOKY

Exploitation des mines (éditions 6 MIR - MOSCOU 1968)

2-B-BOKY

Technologie, mécanisation et organisation du creusement des ouvrages miniers

3-P-TARANDV

Fragmentation des roches par l'explosif (éditions NEDRA - MOSCOU 1976)

4-V-CHEKHOUDINE

Recueil de problèmes relatifs aux travaux miniers , creusement et soutènement
(éditions - NEDRA - MOSCOU 1985)

5-V-BELLY

Guide de l'ingénieur des mines , tomes I et 2 (édition-NEDRA- MOSCOU 1983)

6-A-KILATCHKOV

Technologie d'exploitation minière (éditions - NEDRA - MOSCOU 1985)

7-V-VIDAL

Exploitation des mines (éditions - DUNOD - PARIS 1962)

8-L-LEONARDO

Atlas copco - bulletin N° 46 et 58

