

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

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

11/87

182

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT **Mines et Metallurgie**

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

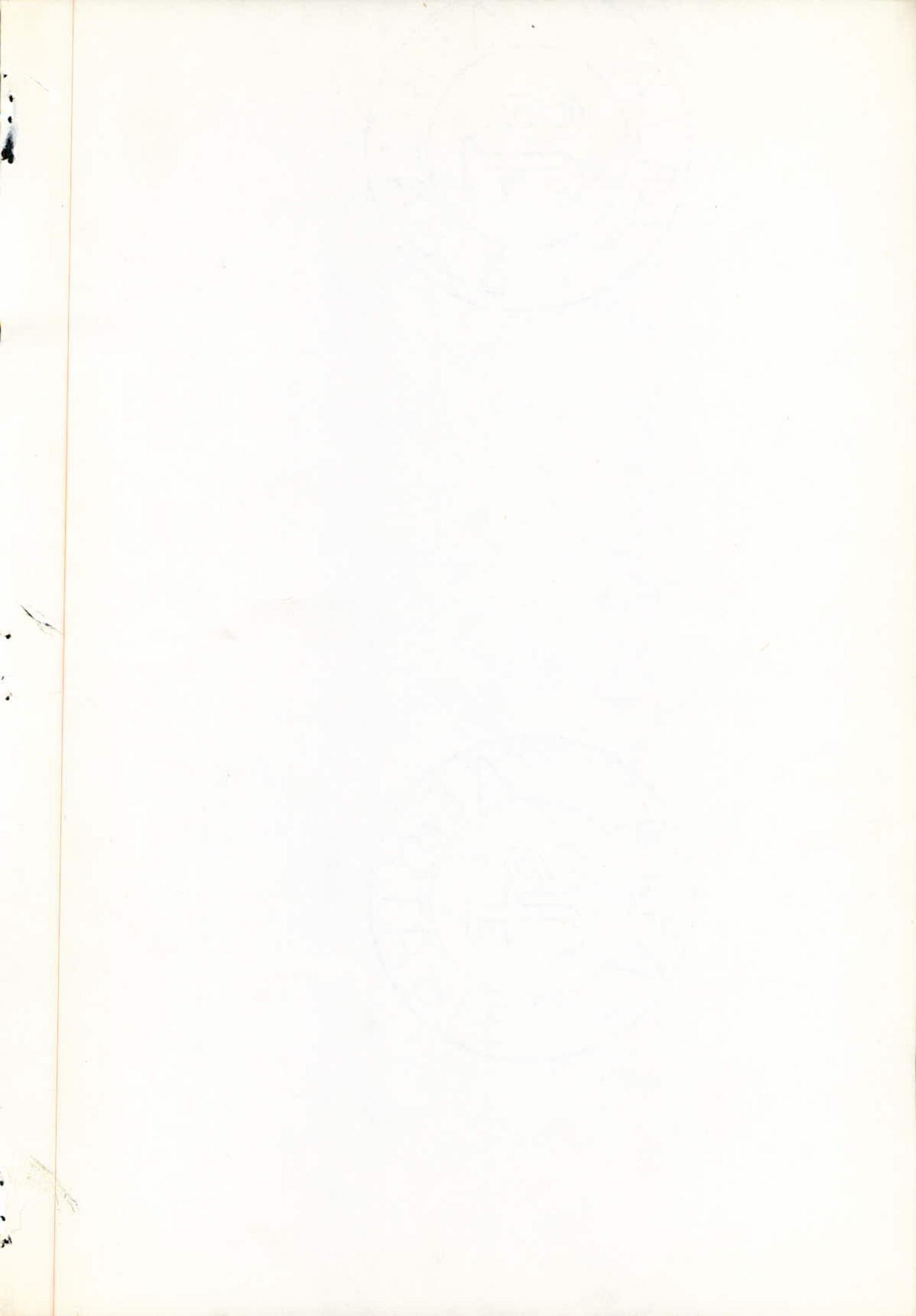
Etude du creusement, du soutènement
et de l'armement d'un Puits vertical
traversant une zone aquifere

Proposé par :
A.wenda

Etudié par:
T.Benkoulal

Dirigé par:
A.wenda

PROMOTION:
Juin 1987



DEDICACES

Je dedie ce modeste travail à tous ceux qui me sont chers



REMERCIEMENTS

Je tiens à exprimer à Monsieur A. WANDA ma plus vive reconnaissance pour l'aide et l'attention soutenue dont il a fait preuve et grâce auxquelles, j'ai pu mener à bien ce projet.

J'adresse aussi mes sincères remerciements à Messieurs SAADA, ANTONIVICH et DOJCAR pour l'aide qu'ils m'ont apportés pour la réalisation de ce travail

S O M M A I R E

INTRODUCTION

I. Introduction.....	1
----------------------	---

PRESSIONS DES TERRAINS ET LEURS CAUSES

II. Pressions des terrains.....	4
II.1 Generalités.....	4
III. Propriétés mecanophysiques des roches.....	5
III.1 Les roches dures.....	5
III.2 Les roches elastiques.....	5
III.3 Les roches pulverulentes.....	6
III.4 Les roches coulantes.....	6
IV. Conditions mecanophysiques des roches en fonction de leur gisement.....	6
V. Cohesion et frottement dans les roches.....	6
VI. Pression des terrains sur l'ouvrage minier vertical.....	7

LES DIFFERENTS TYPES DE SOUTÈNEMENT

VII. Les materiaux de soutènement.....	13
VII.1 Le bois.....	13
VII.2 Les liants.....	13
VII.3 Les mortiers.....	14
VII.4 Le béton.....	14
VII.5 Le béton Torkret.....	15
VII.6 Les pierres naturelles.....	15
VII.7 Les briques.....	15
VII.8 Les pierres en béton.....	15
VII.9 Le béton armé.....	16
VII.10 Les metaux.....	16
VII.11 Les nouveaux materiaux de sutènement.....	16

TRAVAUX DE FONCAGE ET DE SOUTÈNEMENT D'UN PUITIS

VIII. Definition d'un puits.....	18
IX. Facteurs influençant sur la choix de l'emplacement d'un puits.....	20

X. Preliminaires avant le fonçage des puits.....	24
XI. Mode de fonçage des puits verticaux.....	25
XII. Choix de la forme et des dimensions de la section transversale d'un puits.....	26
XIII. Ouverture du col d'un puits.....	30
XIV. Les travaux de tir.....	32
XV. Le chargement des roches.....	32
XVI. Description des cuffats.....	36
XVII. Evacuation de l'eau.....	37
XVIII. Ventilation de la taille.....	38
XIX. L'eclairage.....	40
XX. Le soutènement du puits.....	40
XX.1 Soutènement en maçonnerie.....	40
XX.2 Soutènement en béton.....	42
XX.3 Soutènement en elements de cuvelage(voussoirs).....	43
<u>COMPLEXES DE FONÇAGE ET ORGANISATION DU TRAVAIL</u>	
XXI. Les complexes de fonçage.....	47
XXI.1 Complexes destinés au soutènement en béton monolithes	47
XXI.2 Complexes destinés au soutènement en elements de cuvelage.....	48
XXI. Organisation des travaux pendant le fonçage du puits.....	50
CONGELATION DES ROCHES	
XXII. Congelation des roches pour le fonçage d'un puits traversant une couche de roche aquifère.....	54
XXII.1 Bilan energetique concernant la congelation des roches.....	58
XXII.1.1 Quantité de chaleur dissipé lors de la congelation.....	59
XXII.1.2 Puissance de l'installation de congelation	60
L'ARMEMENT D'UN PUIT	
XXIII. L'armement d'un puits.....	63
XXIII.1 Definition.....	63

XXIII.2	Description des guides et des moises.....	63
XXIII.2.1	Les guides.....	63
XXIII.2.2	Les moises.....	64
XXIII.2.3	Fixation des guides aux moises.....	64
XXIII.2.4	Fixation des moises dans le puits.....	64
XXIV.	Le chevalement definitif.....	64
XXIV.1	Definition.....	64
XXIV.2	Elements fondamentaux d'un chevalement.....	66
XXIV.2.1	Le faux carré.....	66
XXIV.2.2	La construction de resistance.....	67
XXIV.2.3	Les molettes.....	69
	XXIV.2.3.1 Garniture de la jante de la molette.....	69
XXV.	Installation du type koepe.....	70
XXVI.	Comparaison entre la construction metallique et en béton des chevalement.....	71
XXVI.1	La construction metallique.....	71
XXVI.2	La construction en béton.....	71
XXVII.	Les effets du vent sur le chevalement.....	72
XXVII.1	Conditions de stabilité du chevalement.....	73
	<u>L'EXTRACTION PAR LE PUIITS</u>	
XXVIII.	Extraction par le puits.....	75
XXVIII.1	Extraction par cages.....	75
XXVIII.2	Extraction par skips.....	75
XXVIII.3	Avantages et inconvenients des cages et des skips	77
XXVIII.4	Elements de choix entre cages et skips.....	78
	<u>LA SECURITE DANS LE PUIITS</u>	
XXIX.	La securité dans un puits.....	80
XXIX.1	Les câbles.....	80
XXIX.2	Les parachutes.....	81
	<u>ANNEXE (calculs et precisions concernant les epaisseurs de soutènement, le tir et le câble d'équilibre)</u>	
		83
	<u>BIBLIOGRAPHIE</u>	85

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

I. INTRODUCTION

Le but de notre travail est de montrer la maniere de proceder pour le creusement, le soutènement et l'armement d'un puits.

Pour ce faire, on a choisi l'exemple d'un terrain formé de plusieurs couches de roches differentes l'une de l'autre et dont l'une est aquifere.

On a commencé notre travail par l'etude de l'effet des pressions des terrains sur l'ouvrage minier.

L'intensité de la pression des terrains depend essentiellement de la nature des roches, de leurs proprietes mecanophysiques et de leurs conditions hydrogeologiques.

Lors du fonçage d'un puits les conditions d'equilibre des roches sont rompues, ce qui a pour effet l'affaissement du terrain. Pour eviter cet inconvenient, on a recours au soutènement, dont on etudie les differentes variantes.

On etudiera aussi les conditions et les façons de mener le creusement et le soutènement.

Mais avant de commencer le creusement, on doit congeler l'eau contenue dans la couche aquifere et calculer la quantité de chaleur à dessiper pour la congelation de cette eau.

Le creusement du puits, commence par sa bouche qui necessite un soin particulier, puis le reste du puits qui se fait de differentes façons suivant la profondeur du puits, il peut être fait à l'aide de simples plates-formes pour les faibles profondeurs en utilisant des soutènements provisoires en bois, tandis que pour les plus profonds on a recours aux complexes de fonçage plus sophistiqués.

L'avancement du front de taille se fait à l'aide d'appareils d'extraction du deblai qui a été obtenu grâce aux explosifs.

On expliquera la façon avec laquelle se fait la ventilation du puits, de l'exhaure, de l'eclairage et du mode de déplacement des differentes appareils.

On discutera de la façon dont se fait le soutènement du et en particulier de celui qui nécessite l'utilisation du béton monolithique et des voussoirs en béton armé.

L'équipement du puits se fait en commençant par la pose des moises et des guides.

On parlera du mode d'extraction par le puits grâce aux cages et aux skips.

La sécurité dans le puits occupe une place importante dans le projet de réalisation d'un puits et consiste dans la stabilité du chevalement, la solidité des câbles d'extraction en leur imposant un fort facteur de sécurité ainsi que dans l'installation de dispositifs permettant d'éviter les accidents en cas de rupture du câble comme les parachutes qui évitent la chute de la cage en s'accrochant aux rails.

P R E S S I O N D E S T E R R A I N S
E T
S E S C A U S E S

II .- PRESSION DES TERRAINS

II.I - GENERALITES.

La cause principale de la pression des terrains est la force de pesanteur, car les couches de roches situées au-dessus compriment par leur poids les couches inférieures qui à leur tour résistent à cette pression . Dans les conditions normales ces forces sont en équilibre mais les roches se trouvent sous contrainte.-

Après exécution d'un ouvrage minier il y a une redistribution des forces, les roches tendent vers un nouvel état d'équilibre en subissant une déformation plastique ce qui produit des fissurations qui causent la désagrégation des roches qui peut provoquer l'effondrement de grandes masses de roches. Dans ce cas il est nécessaire de créer un soutènement suffisant pour conserver l'ouvrage minier.

Pour calculer un soutènement , il faut connaître la grandeur et la direction des contraintes de la pression des terrains, ainsi que la résistance des roches contournant l'ouvrage, qui est déterminé habituellement d'après des essais sur leurs échantillons, mais les propriétés mécanophysiques de la roche subissent des altérations lors de leur étude, comme le changement de l'humidité. Ce qui conduit à l'étude des déformations des roches sur des maquettes car les méthodes mathématiques seules présentent de grandes difficultés.

L'absence d'une théorie précise de la pression des terrains conduit à la création approximative, basées sur des hypothèses connues, expliquant suffisamment les phénomènes observés et permettant de résoudre les problèmes pratiques du calcul de pression des terrains et les dimensions de soutènement, d'une manière satisfaisante.

Au fond, deux points de vue existent sur l'estimation de l'état d'un massif de roches. Le premier suppose que la présence de fissures permet de supposer le massif rocheux comme un corps incohérent auquel on peut appliquer les lois de la mécanique des sols. Le second considère le massif rocheux comme un milieu élastique soumis aux lois de la théorie de l'élasticité.

Les auteurs contemporains considèrent le massif rocheux comme un corps compact élastico-plastique soumis aux lois de la théorie de l'élasticité et de la plasticité.

Malgré l'absence d'une seule théorie de la pression des terrains, il existe les principaux facteurs de sa manifestation qui sont les suivants :

A)- Etat de contrainte du massif et les propriétés mécanophysiques des roches.

B)- Formes et dimensions d'un ouvrage minier et sa position dans l'espace.

C)- Durée de déchaussement des roches(facteur temps)

D)- Profondeur à laquelle on exécute l'ouvrage.

III .- PROPRIETES MECANOPHYSIQUES DES ROCHES .

Pour déterminer la grandeur de la pression des terrains sur l'ouvrage minier en fonction des propriétés mécanophysiques des roches qui sont placés en roches dures, plastiques, pulverulentes et coulantes .

III. I.- ROCHES DURES.-

Les roches dures sont des roches élastiques, contenant des pores fins et des fissures.

Le rapport du volume de pores et de fissures au volume total de la roche est sa porosité et détermine ses propriétés mécaniques et son aptitude à l'absorption d'eau.

Les principales propriétés des roches dures sont la présence de forces de cohésion unissant les particules de roches et de forces de frottement entre les particules. Grace aux forces de cohésion ces roches peuvent être soumises à la traction.

III. 2.- ROCHES PLASTIQUES

La plasticité est une aptitude d'une matière à prendre n'importe quelle forme sous l'action de forces, sans subir la destruction et à conserver cette forme jusqu'à une nouvelle application de force.

Les argiles et quelques roches argileuses deviennent plastiques sous l'action de l'eau.

III . 3 .- ROCHES PULVERULENTES

On appelle roches pulvérulentes des mélanges de particules homogènes ou non suivant leurs forme et grandeur, non liées mutuellement ; ces roches sont classées d'après leur granulométrie qui varie entre 0,001 m/m (argile) et 40 m/m (gros galets).

Au point de vue du creusement des ouvrages miniers, les roches les plus avantageuses sont les roches sablonneuses homogènes.

III . 4.- ROCHES COULANTES

Parmi les roches coulantes, on classe toutes les roches aquifères non liées qui pendant leur déchaussement par un ouvrage minier produisent l'affouillement de la taille.

Mais pour une détermination plus précise des roches de ce groupe, il faut classer parmi les terrains coulants, les sables fins, très fins et très limoneux, saturés d'eau.

IV.- PROPRIETES MECANOPHYSIQUES DES ROCHES EN FONCTION DES CONDITIONS DE LEUR GISEMENT.

Les propriétés mécanophysiques ne sont pas constantes et dépendent des conditions de leur gisement et de leur formation géologique.

Les principaux facteurs déterminants ces propriétés sont :

- a)- Profondeur du gisement ,
- b)- Tectonique de la région,
- c)- Stratigraphie et âge géologique de la roche,
- d)- Erosion éolienne,
- e)- La présence d'eau.

V .- COHESION ET FROTTEMENT DANS LES ROCHES.

La cohésion dans les roches dures s'explique par l'existence des forces moléculaires et dans les roches plastiques par la pression capillaire et les forces de tension superficielles de l'eau pelliculaire qui retiennent les particules solides l'une contre l'autre.

Dans les roches pulverulantes la cohésion est nulle.

La caractéristique mécanique des roches dures est exprimée par la formule :

$$t = c + fxn$$

ou t est la tension tangentielle sur le palier de charriage,

c le coefficient de cohésion,

f le coefficient de frottement interne, $f = \operatorname{tg} \varphi$, ou φ l'angle de frottement interne,

n la tension normale sur le même palier.

Les particules séparées d'une roche sans cohésion ne peuvent se maintenir sur un plan incliné que jusqu'à une limite déterminée par sa pente appelée " angle de pente naturelle ". Un affaissement se produit à un angle de pente supérieur à l'angle de pente naturelle.

Dans les roches pulvérulentes, l'angle de pente naturelle est égal à l'angle de frottement interne; dans les roches dont les particules sont liées entre elles par des forces de cohésion, celles-ci s'ajoutent aux forces de frottement pour empêcher l'affaissement.

Plus f et c sont grands, plus stables sont les roches, plus faible sera la pression du terrain et plus grands seront les angles de plans inclinés utilisables.

La grandeur des forces de frottement et des forces de cohésion dépend de plusieurs facteurs : forme des particules, la pression, degré d'humidité, tension superficielle de l'eau.

M. Protodiakonov, tenant compte de la présence de fissures dans les roches dures, considère ces dernières comme corps non cohérent, et leur applique les lois des corps pulvérulents.

VI.- PRESSION DES TERRAINS SUR L'OUVRAGE MINIER VERTICAL

L'intensité de la manifestation de la pression des terrains sur le soutènement d'un puits vertical est fonction d'une série de facteurs qui peuvent être divisés en trois groupes :

a)- Conditions hydrogéologiques des roches : propriétés mécanophysiques des roches, présence et régime des eaux souterraines.

b)-Forme, profondeur et dimensions de la section transversale du puits

c)-Choix correct du mode de fonçage et son execution meticuleuse.

En considerant que toutes les roches sont, incoherentes, on a propose de determiner la valeur de la pression sur les parois des puits, en partant de la théorie de la pression de la terre sur un mur de soutènement.

On sait d'apres cette théorie que la pression sur le mur de soutènement est déterminé suivant l'expression

$$P = \frac{\gamma h^2}{2} \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right)$$

ou h est la profondeur du remblai;

γ la densité apparente du matériau de remblai

φ l'angle de frottement du matériau de remblai

On peut, d'apres cette expression, déterminer la pression sur le mur de soutènement dans n'importe quel point de profondeur h

$$p = \frac{dP}{dh} = \gamma h \operatorname{tg} \left(\frac{\pi}{4} - \frac{\varphi}{2} \right)$$

Dans ces calcul on prend h comme profondeur totale du puits. Lorsque le puits recoupe un ensemble de roches relativement homogènes, difféérant peu l'une de l'autre par leurs propriétés mécanophysiques, on prend la valeur moyenne pondérale de f . Par exemple, si le puits a recoupé une quantité A metres de roches avec le coefficient de dureté f_1 , une quantité B avec le coefficient f_2 , et une quantité c avec le coefficient f_3 , le coefficient moyen pondéral sera égal à:

$$f = \frac{f_1 \cdot A + f_2 \cdot B + f_3 \cdot C}{A + B + C}$$

ET la valeur f sera déterminée d'apres l'expression

$$f = \operatorname{tg} \varphi$$

La valeur de la pression des terrains évaluée suivant la formule de M. Protodiakonov est surestimée, car les roches dures n'obéissent pas aux lois des corps pulvérulents.

Dans le cas ou le puits rencontre des couches de roches de nature tres différentes, la valeur de f . La pression des terrains est déterminée pour chaque couche, et d'ajuster ainsi la dimension

du soutènement qui consiste essentiellement dans son épaisseur.

A titre d'exemple, on a choisi un terrain formé de plusieurs couches de roches de nature différentes, et dont une est aquifère.

Nous utiliserons dans nos calculs les notions de pression verticale et de pression horizontale.

La pression verticale pour chaque couche suivra la loi:

$$P_z = \sum \gamma_i \cdot H_i$$

La pression horizontale pour chaque couche suivra la loi:

$$P_h = A_i \cdot P_z$$

$$\text{ou } A_i = \text{tg}^2\left(45 - \frac{\varphi_i}{2}\right)$$

Les données et les résultats des calculs de cet exemple se résument dans le tableau suivant:

couche	épaisseur m	H_i m	γ_i Kn/m ²	P_z kn/m ²	φ_i °	A_i	$P_h(\text{min})$ kn/m ²	$P_h(\text{max})$ kn/m ²
1	20	20	17	340	18	0.53	0	180.2
2	60	80	22	1660	20	0.49	166.6	813.4
3	50	130	20	2660	34	0.28	464.8	744.8
4	40	170	25	3660	35	0.27	718.6	988.2
5	70	240	27	5550	45	0.17	622.2	943.5
6	70	310	24	7230	40	0.22	4365	5443.96
7	30	340	18	7770	30	0.33	2385.9	2564.1
8	15	355	21	8085	25	0.41	3185.7	3314.85
9	40	395	20	8885	10	0.70	5659.5	6219.5
10	35	430	21	9620	30	0.33	2932.05	3174.6
11	100	530	26	12220	50	0.13	1250.6	1588.6
12	15	545	25	12595	40	0.22	2688.4	2770.9
13	50	595	28	13995	37	0.25	3148.4	3498.75
14	40	635	25	14995	25	0.41	5737.95	6147.95
15	80	715	28	17235	29	0.35	5248.25	6032.25
16	30	745	32	18195	50	0.13	2240.55	2365.35
17	10	755	26	18455	40	0.22	4002.9	4060.1
18	20	765	32	19095	50	0.13	2399.15	2482.35

Il faut noter en ce qui concerne les couches aquifères du terrain de notre exemple, qu'on a pris la couche n°6 comme couche aquifère ce qui se remarque bien dans le tableau car au niveau de cette couche la valeur de la pression horizontale est assez grande, pour le calcul de cette pression on doit suivre la loi suivante:

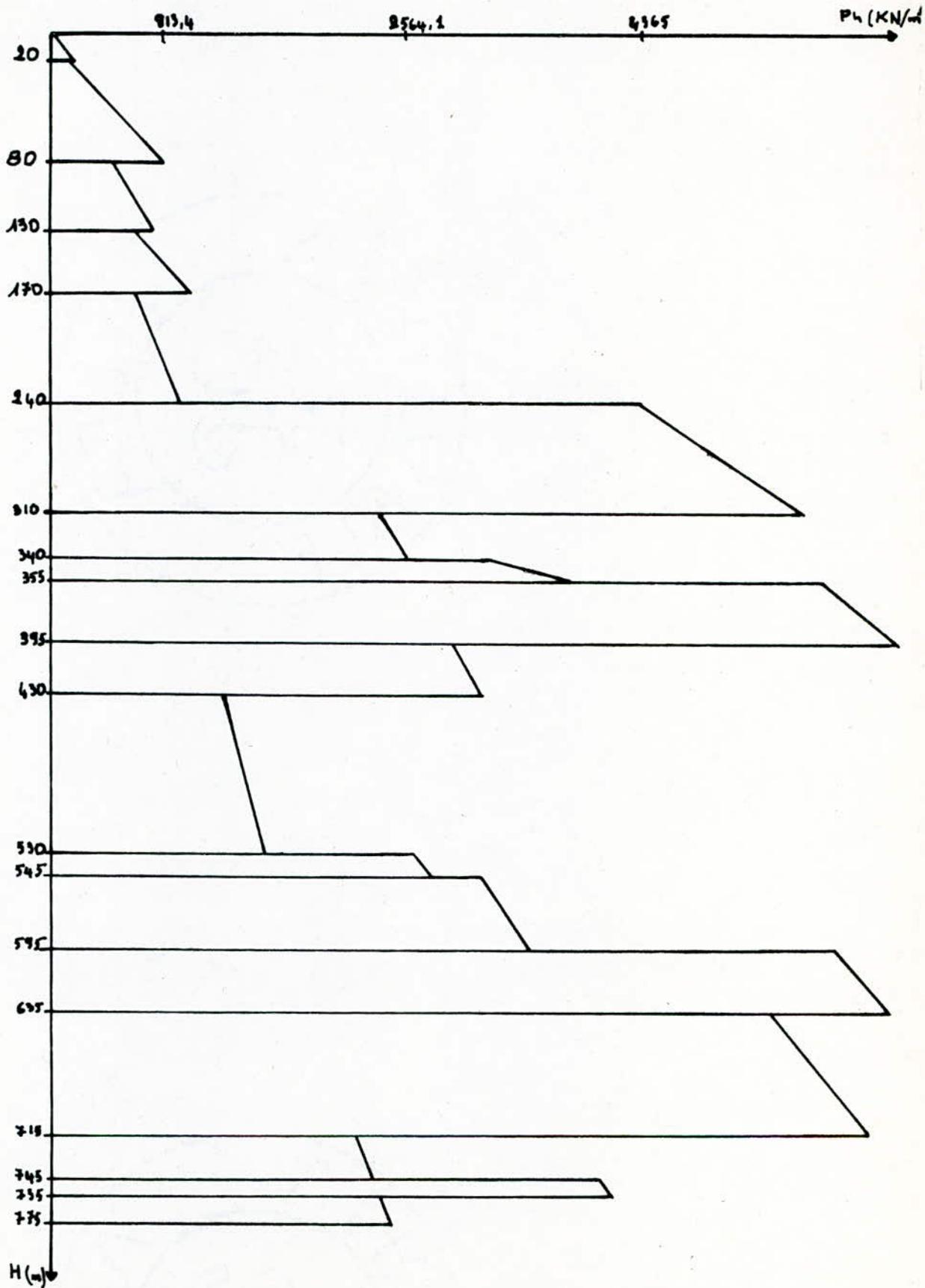
$$P_h = A_i \cdot P_i + P_e$$

ou P_e représente la pression de l'eau

Dans l'exemple qu'on a choisi on a pris pour la 6ème couche les pressions de l'eau suivantes :- $P_{e(\min)} = 31 \text{ atm}$
 $P_{e(\max)} = 38 \text{ atm}$

Pour le calcul de l'épaisseur du soutènement voir le chapitre n° XX
Les résultats obtenus dans le tableau précédent sont réunis sous forme de courbe (voir la page 11)

DIAGRAMME DES PRESSIONS HORIZONTALE



LES DIFFERENTS
TYPES DE
SOUTÈNEMENTS

VII.- MATERIAUX DE SOUTÈNEMENT

Les conditions particulieres des ouvrages miniers (la pression des terrains , action des eaux souterraines , action de l'atmosphère souterraine, etc.) imposent des exigences particulieres aux matériaux de soutènement et à leur utilisation, ce qui fait qu'on doit observé des coefficients de securite beaucoup plus grands.

VII.I- LE BOIS

En tant que matériaux de soutènement on utilise aussi bien le bois des espèces résineuses que des espèces feuillues. Parmi les premières on utilise le pin, tandis que parmi les secondes on utilise le chêne.

Le plus repandu est le pin, mais il est moins résistant que le chêne, et se décompose plus rapidement.

La durée du chêne dans des conditions analogues, est deux fois plus longue que celle du pin.

Les substances qui peuvent empêcher la putréfaction du bois en arretant le développement des micro-organismes, sont appelées des antiseptiques.

Les antiseptiques les plus utilisés sont le chlorure de zinc $ZnCl_2$, ainsi que le fluorure de sodium NaF .

L'enduit est un bon moyen de lutte contre le feu.

VII.26 LES LIANTS

Les liants sont des substances qui ont la propriété de passer de l'état liquide ou pâteux à celui de solide, sous l'action de certains processus physico-chimiques. Cette aptitude est utilisée pour consolider des particules non liées entre elles dans le but de monter une construction telle qu'un soutènement.

Un liant est dit aérien s'il se solidifie à l'air, il est dit hydraulique s'il se solidifie à l'eau.

Le ciment portland est un liant hydraulique, formé d'une

mouture fine de clinker (mélange cuit d'argile et de calcaire).

Le ciment portland est classé en cinq qualités : 200, 300, 400, 500, 600, dont chacune correspond à la résistance à la compression en kg/cm^2 , d'un échantillon préparé dans un rapport pondéral 1:3, 28 jours après gâchage.

VII.3- LES MORTIERS

Les mortiers sont composés de ciment, d'eau, et de sable, ils sont utilisés pour la construction du soutènement en pierres.

Plus ils contiennent de ciment plus ils sont durs et imperméable.

VII.4- LE BETON

On appelle béton un matériau de construction formé d'un ciment, de l'eau et d'un agrégat (sable, gravier).

On emploie habituellement pour le soutènement des ouvrages miniers du béton dont la matière liante est le ciment portland.

Pour les ouvrages miniers le béton utilisé est un béton lourd et dense (densité apparente 1700 kg et plus), garantissant une bonne résistance et l'imperméabilité.

On classe les béton d'après la quantité de ciment et d'eau utilisé, si on considère la quantité de ciment on aura les bétons, gras, moyens, et maigres. La quantité de ciment varie entre 260 et 250 kg de ciment par m^3 de béton, en considérant la quantité d'eau on aura les bétons, rigide, plastique, et fluide, avec une quantité d'eau variant entre 6% et 12%.

La solidité du béton est déterminé par sa résistance à la compression d'un cube de béton de 20 X 20 X 20 cm, 28 jours après sa préparation.

La qualité du béton est désignée par R_n ou n représente le de durcissement en jours. Pour le soutènement on utilise les qualités II0, 200, 300 ou 400.

La solidité R_b du béton est $R_b = f(R_c, \frac{E}{C})$, ou R_c est la

la solidité du ciment, et $\frac{E}{C}$ le rapport des poids d'eau et de ciment, la solidité diminue avec l'augmentation de $\frac{E}{C}$.

Le durcissement du béton est rapide les premiers 7 à 10 jours puis ralentit. Il ne peut pas se durcir si la température est inférieure à -2°C . La composition du béton est exprimé sous forme de rapport pondéral entre le ciment, le sable et le gravier, exemple 1:X:Y

La mise en place du béton peut être faite à l'aide de dames, ou par des vibreurs, qui augmente la densité apparente de 5 à 10%.

VII.5- LE BETON TORKRET

On appelle procédé Torkret le dépôt à l'aide de canons à ciment sur les surfaces dures, d'un béton à grains fins ou d'un mortier de ciment.

La projection par l'air comprimé se fait à une vitesse de 100 m/s ce qui tasse fortement le mélange.

Le béton torkret est imperméable et possède une grande adhérence, il peut être utilisé pour le remplacement du soutènement provisoire pendant le fonçage d'un puits.

VII.6 LES PIERRES NATURELLES

Les pierres naturelles utilisées pour le soutènement minier proviennent des roches extraites de l'ouvrage minier ou des carrières spéciales, avec le mortier ils ont une résistance de 10 kg/cm^2 , et une consommation de mortier 15 à 20% du volume de la maçonnerie.

VII.7- LES BRIQUES

On utilise des briques ordinaires, fabriquées et cuites en argile, ayant de grandes qualités techniques, le poids de l'unité de volume des briques varie entre 1800 kg/m^3 à 2000 kg/m^3 , par m^3 de briques on consomme 400 briques, 0.28 m^3 de mortier.

VII.7- LES PIERRES EN BETON

Les pierres de béton sont généralement en ciment portland de grandeurs et poids différents, elles peuvent être de forme rectangulaire, ou des formes en coin pour les puits circulaires.

Le poids des pierres en béton varie entre 30 et 35 kg pour la mise en place manuelle et entre 300 et 400 pour la mise en place mécanique.

VII.8- LE BETON ARME

Le béton armé est une combinaison du béton et d'une armature en acier, qui travaille à la compression et à la traction.

Pour le soutènement des ouvrages minier, on peut utiliser le béton armé sous forme de soutènement monolithe ou sous forme de constructions préfabriquées, ce qui diminue la main d'oeuvre et la consommation de matériaux, et en diminuant aussi le temps d'exécution.

On utilise de plus en plus le béton armé précontraint.

VII.9- LES METAUX

On utilise généralement pour le soutènement de l'acier au carbone laminé.

ON utilise de l'acier plat, carré et rond, tôles d'acier épaisses et fines, actuellement, on utilise largement l'acier d'un profil en U.

Le défaut des acier et son aptitude a subir la corrosion, on y remédie soit en utilisant des métaux allies, ce qui est onéreux ou la peinture qui est un moyen plus simple et moins cher.

VII.10- LES NOUVEAUX MATERIAUX DE SOUTENEMENT

Au cours des recherches des matériaux légers et résistants on a mis au point un soutènement en matière plastique armée avec des fibres de verre, qui peut être moulée sous l'influence de la pression et la température, et qui pèse 7 à 8 fois moins que le béton.

TRAVAUX DE FONCAGE
ET
SOUTÈNEMENT D'UN PUIITS

VIII. DEFINITION D'UN PUIT

Sont ainsi appelés des excavations verticales possédant un orifice à ciel ouvert et destinées aux services des travaux souterrains. Suivant les différentes destinations on distinguera, les le puits principal et les puits auxiliaires, le premier sert principalement à l'extraction, mais peuvent servir à d'autres fins, le second genre de puits sert à la descente du personnel, montée et descente du matériel et des équipements, aérage, et pompage.

Le puits se termine au fond, sous la recette, par le puisard ou bouniou.

On utilisera pour réaliser les trafics nécessaires un ou plusieurs puits. Chacun d'eux pourra comporter:

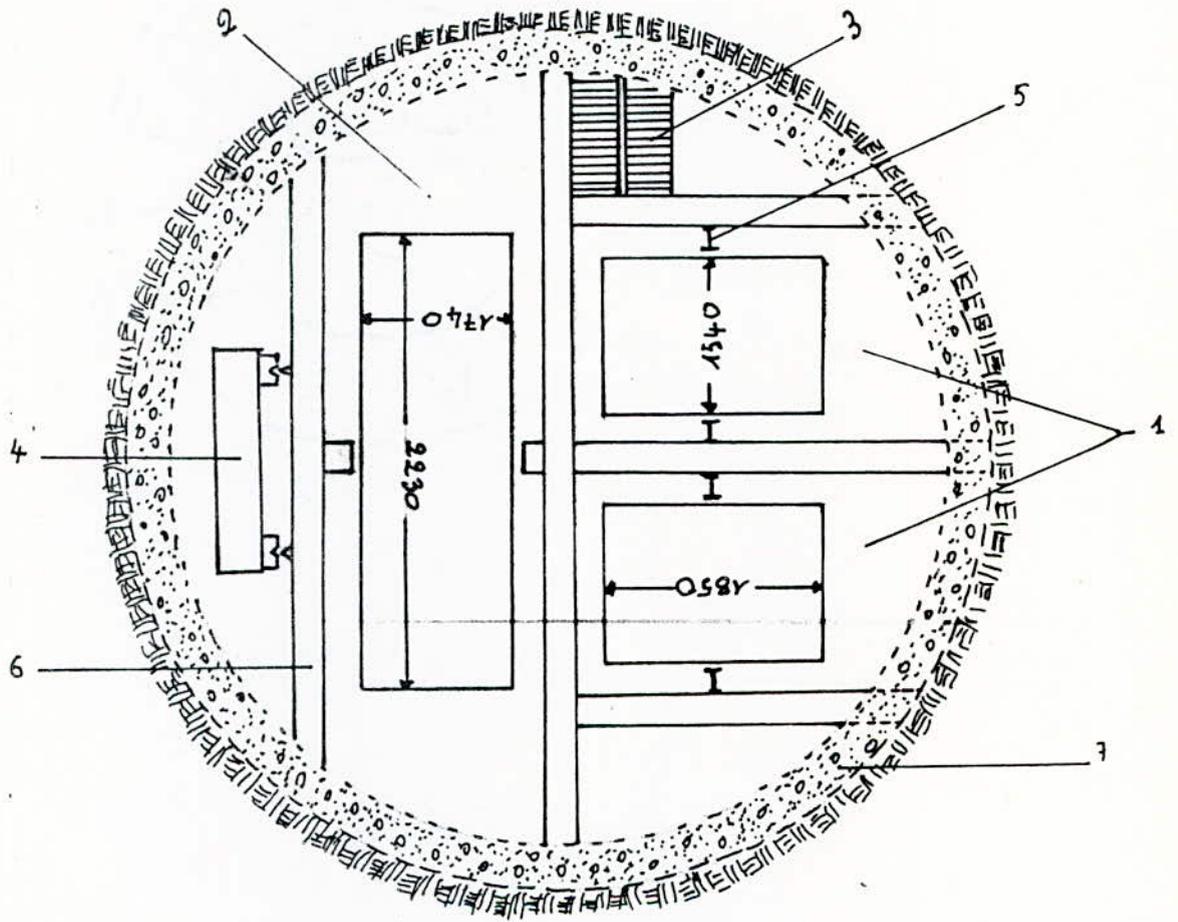
- soit une installation d'extraction (puits à extraction simple)
- soit deux installations d'extraction (puits à extraction double);
- en outre des échelles, des canalisations et des cables électriques.

Ces puits sont généralement de forme circulaire, de diamètre de 4 à 8 m, variant de 0.5 m.

Une disposition assez classique comporte alors: une installation à skips pour l'extraction des produits, une installation à cage et contrepoids pour le service, des échelles et un 6eme compartiment pour les canalisations.

Il faudra tenir compte de ce que l'aérage de la mine sera fait également par ces puits, certains d'entre eux seront donc puits d'entrée d'air, d'autres puits de retour d'air. L'orifice de ces derniers sera muni de dispositifs d'obturation assurant une certaine étanchéité à l'air .

Il faut noter que les installations se trouvant à l'extrémité supérieure d'un puits de retour d'air doit recouvert pour que l'air extérieur ne soit pas aspiré vers ce puits.



SECTION TRANSVERSALE D'UN PUIITS

1. Compartiment a skips d'extraction
2. Compartiment a cage pour la descente du personnel
3. Compartiment a echelle
4. Contre-poids de la cage
5. Guide en rail
6. Moise
7. soutenement en beton

IX. FACTEURS INFLUENCANT SUR LE CHOIX DE L'EMPLACEMENT D'UN PUIT

L'emplacement d'un puits est déterminé, d'une part, par les conditions des travaux souterrains, tels que le transport souterrain et la ventilation, d'autre part le relief de la région, influe sur l'aménagement des voies ferrées vers le puits et sur la disposition des bâtiments au jour.

Le caractère des roches peut aussi influencé sur cet emplacement.

Dans la pratique l'influence de ces différents facteurs est variable suivant les cas, c'est pourquoi lors du choix définitif de l'emplacement du puits on doit tenir compte de l'influence mutuelle des facteurs qui, dans certains cas, sont d'une importance essentielle

Un des facteurs les plus important lors du choix de l'emplacement d'un puits qui coupe une suite de couches, avec un traves-banc est la recherche d'un travail de transport minimal du minerai pour tout le champ d'exploitation, ce qui réduit les dépenses pour le transport, des matériaux et du personnel, pour la ventilation et l'exhaure, et une quantité minimale d'ouvrages miniers.

La solution a ce problème peut être recherché de la façon suivante . On découpe une suite de couches en dressant avec des travers-bancs d'étage (fig I, page). Dans ce cas, le travail global de roulage dans les travers-bancs à chaque étage sera différent en fonction du lieu d'installation du puits, par exemple dans les points I, II, ou III.

Supposons d'abord que, dans le cas considéré, on n'ait qu'un seul travers-banc par lequel il faut rouler les charges $Q_1, Q_2, Q_3, \dots, Q_n$ à partir des points 1, 2, 3, ... (fig 2, page 22) qui se trouvent distants l'un de l'autre de $L_1, L_2, L_3, \dots, L_{m-1}$.

Parmi les charges indiquées doit exister une charge Q_n concentrée au point n et satisfaisant à une des conditions (1) ou (2):

$$\left. \begin{aligned} \sum Q_g < \sum Q_{dr} + Q_n \\ \sum Q_g + Q_{dr} > \sum Q_{dr} \end{aligned} \right\} \quad (1)$$

$$\sum Q_g + Q_n = \sum Q_{dr} \quad (2)$$

ou Q_g et Q_{dr} sont respectivement les charges disposées à gauche et à droite du point n .

En présence de la condition (1), le point de transport des charges le plus avantageux, c.a.d dans notre cas le lieu d'intersection du travers-banc avec le puits, coïncide avec le point n .

Pour prouver ce fait, déterminons le travail de transport au point n et aux points voisins et comparons les résultats.

Le travail de transport à gauche du point n peut être exprimé par A tandis qu'à droite par B , le travail de transport total sera exprimé par :

$$A + B \quad (3)$$

Le travail de transport jusqu'au point $n-1$ sera exprimé par

$$A - \sum Q_g L_{n-1} + B + \sum Q_{dr} L_{n-1} + Q_n L_{n-1} \quad (4)$$

et jusqu'au point $n+1$

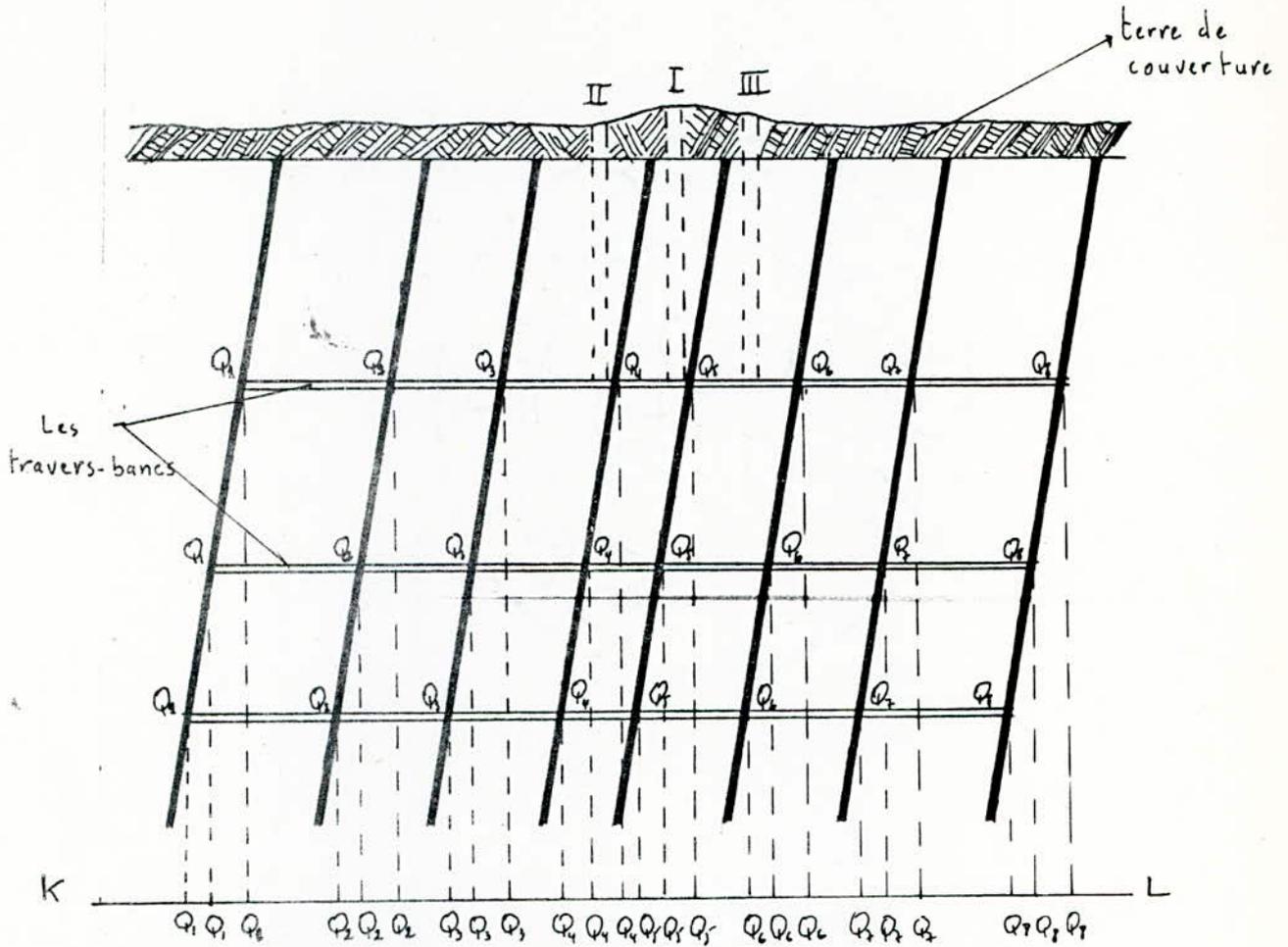
$$A + \sum Q_g L_n + Q_n L_n + B - \sum Q_{dr} L_n \quad (5)$$

Pour déterminer si le travail de transport de toutes les charges au point $n-1$ sera plus ou moins grand que le travail de transport au point n , il faut prendre la différence de (4) et (3)

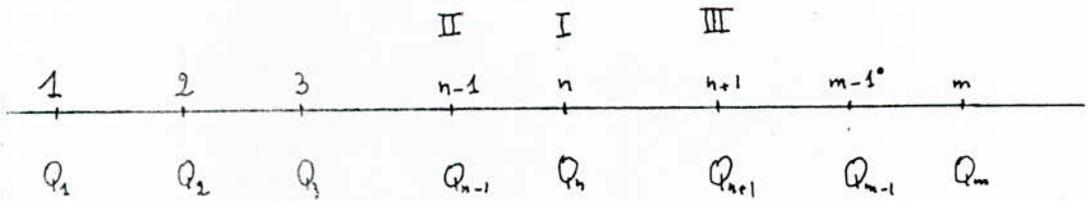
$$\begin{aligned} A - \sum Q_g L_{n-1} + B + \sum Q_{dr} L_{n-1} + Q_n L_{n-1} - (A + B) &= \\ = (-\sum Q_g + \sum Q_{dr} + Q_n) L_{n-1} & \quad (6) \end{aligned}$$

La valeur L_{n-1} est positive. En conséquence, le signe de l'expression (6) dépend de l'expression entre parenthèses.

Determination du lieu de mise en chantier d'un puits



CAS OU IL EXISTE PLUSIEURS TRAVERS-BANCS



CAS OU IL N'EXISTE QU'UN SEUL TRAVERS-BANC

I. II. III. Lieu hypothétique de la position d'un puits.

Etant donné que nous partons de la condition (1) l'expression entre parenthèse est forcément positive, et par conséquent, la différence (6) est positive, c.a.d que le travail de transport vers le point n-1 est plus grand, ce qui démontre le désavantage du transfert du point de construction du puits au point n-1.

De manière analogue on peut démontrer qu'il est désavantageux de transporter les charges au point n+1 par rapport au point n.

En présence de la condition (2) le point le plus avantageux se trouve en n'importe quel point dans l'intervalle entre les points n et n+1, car pour ce cas la différence des expressions (4) et (3) est toujours positive et la différence entre (5) et (3) est égale à :

$$A + \sum Q_g L_n + Q_n L_n + B - \sum Q_{dr} L_n - (A+B) = (\sum Q_g + Q_n - \sum Q_{dr}) L_n$$

En partant de (2) l'expression entre parenthèses est nulle.

De manière analogue on prouve que le transfert du point central de transport dans n'importe quel point plus à gauche du point n-1 ou plus à droite du point n+1 est désavantageux.

Suivant l'exposé ci-dessus, la règle du choix de l'emplacement d'un puits, d'après les conditions de transport souterrain, peut être formulée comme suit: le puits d'une mine doit être situé de manière qu'en présence de charge Q_n , arrivant au travers-banc, satisfaisant à la condition (1), il traverse celui-ci dans la région du point n, tandis que s'il satisfait à la condition (2)-en n'importe quel point entre les points n et n+1.

Le travail ne varie pas si le transport est effectué par plusieurs travers-bancs. C'est pourquoi, dans ce cas, on procède de la manière suivante: on trace une horizontale KL (voir fig, pa 22) sur laquelle on projette le lieu de concentration de charges dans tous les travers-bancs et l'on trouve l'emplacement du puits par la méthode décrite précédemment.

L'emplacement du puits principal, déterminé précédemment, peut être rectifié suivant la nature du relief et la structure géologique

de la région, en ce qui concerne le relief il faut reporter sur le plan topographique la disposition de tous les edifices technique de la mine, et de controler la possibilité d'aménagement des voies ferrées vers le puits central sans depenses considerables (terrassenent, canalisation, ouvrages d'art).

Lors du choix de l'emplacement du puits il faut aussi tenir compte des espaces epuises qui provoquent le tassement du terrain qui peut provoquer la deviation du puits.

X. PRELIMINAIRES AVANT LE FONCAGE DES PUIITS VERTICAUX

Avant d'aborder directement les travaux de foncage de puits il est necessaire de réaliser des travaux préparatoires.

Ces travaux comprennent , les coordonnées, formes et dimensions des puits, on etablit le financement et on commande les equipments.

La fixation du centre du puits par pose des reperes dans des endroits ou ils ne pourront pas être détériorés aux cours des travaux pour qu'on trouve le centre des puits, la détermination et fixation à l'aide de repère d'altitude du niveau de la bouche du puits qui porte le nom de zéro relatif, à partir on determine les horizons des travaux.

On determine les horizons aquifères, les infiltrations d'eau et leurs compositions, dans ce but on fait un sondage d'un diamètre de 50 mm à 75mm a une distance de 50 à 60 m de l'axe du puits.

L'examen des sols pour déterminer leurs caracteristiques mecaniques et le régime des eaux souterraines est réalisé par la foration de trous ou le foncage de puits d'essai de faible profondeur.

Pour la bonne marche des travaux, on doit réaliser une bonne organisation du transport, une bonne distribution d'eau et d'energie.

La consommation d'energie electrique pour le foncage depend du nombre, de la section et de la profondeur des puits. pendant le foncage de deux puits, la puissance de base de tous les organes consomm-

atours varie entre 1300 à 5000 kw, cependant du fait que toutes les machines ne travaillent pas ensemble la puissance consommée est de 750 à 3000 kw qui sont fournis soit par un réseau distributeur d'énergie électrique, soit des groupes électrogènes placés sur des wagons d'un train.

XI.-- MODES DE FONCAGE DES PUIITS VERTICAUX

Le mode de fonçage d'un puits se détermine généralement par les conditions géologiques et hydrogéologiques du gisement des roches. Suivant la stabilité des roches et le degré de leur saturation en eau on distingue des modes de fonçage traditionnels et spéciaux.

Les modes de fonçage traditionnels sont employés pour le fonçage de puits dans les roches stables, contenant peu d'eau, c'est à dire quand cette dernière peut être éliminée de la taille vers la surface à l'aide de récipients ou de pompes et quand les parois restent stables, éventuellement, à l'aide d'un soutènement provisoire.

Les modes spéciaux sont employés lorsqu'on a des roches meubles ou coulantes ou stables mais fortement fissurées et aquifères (lorsque la venue d'eau dans la taille atteint 20 à 30 m³/h et plus).

Les travaux de fonçage par le mode traditionnel se divisent en trois groupes:

- a) les travaux principaux qui comprennent le fonçage même (extraction de la roche), soutènement et l'équipement du puits;
- b) les travaux de service, comprenant le levage, pompage, ventilation et éclairage;
- c) les travaux auxiliaires: adduction d'eau et d'énergie, transport, magasinage, travaux d'entretien.

Suivant le temps d'exécution des travaux de fonçage et de soutènement, les travaux principaux peuvent être réalisés de deux manières:

- 1) fonçage et soutènement successifs,
- 2) fonçage et soutènement simultanés

Dans le premier cas, le puits est foncé par tronçons d'une

profondeur de 15 à 30 m du haut vers le bas; le soutènement est érigé du bas vers le haut. En outre, on ne construit pas le soutènement définitif pendant le fonçage. La hauteur des tronçons séparés est choisie en fonction de la dureté des roches, de la venue d'eau et de l'organisation des travaux.

Dans le second cas, on conduit, sur les deux tronçons attenants, les travaux de soutènement du tronçon supérieur du bas vers le haut et les travaux de fonçage dans le tronçon inférieur. Pour la sécurité du travail, on sépare les deux tronçons l'un de l'autre par un plancher de sécurité spécial.

XII. CHOIX DE LA FORME ET DES DIMENSIONS DE LA SECTION TRANSVERSALE DES PUIITS VERTICAUX

Le choix de la forme de la section transversale est déterminé d'après les facteurs techniques et économiques. Dans la plupart des cas, les facteurs techniques, dont les principaux sont les modes de fonçage et de soutènement de puits, sont déterminants. Par exemple lors du fonçage d'un puits dans des roches meubles et aquifères, ce qui est le cas de l'exemple qu'on a choisi dans notre étude, la forme de sa section transversale ne peut être que circulaire.

La section transversale d'un puits se détermine par son but, les matériaux de soutènement et le délai de service du puits. Par exemple, au point de vue de l'utilisation de la section transversale d'un puits pour l'installation des dispositifs d'extraction, la forme la plus rationnelle sera rectangulaire, tandis que du point de vue de la résistance au mouvement de l'air de ventilation sera celui de section circulaire en béton.

L'utilisation du bois pour le soutènement prédétermine la section rectangulaire.

Un grand délai d'utilisation nécessite une section circulaire avec du béton.

Au point de vue économique, la détermination de la forme de la section doit se faire en tenant compte des dépenses initiales mais

aussi des autres dépenses ultérieures pendant l'existence de la mine.

Après avoir choisi la forme de la section transversale du puits, on détermine ses dimensions : diamètre pour la section circulaire, longueur et largeur pour la section rectangulaire.

Cette détermination est effectuée suivant :

- 1) - Les dimensions extérieures des récipients d'extraction
- 2) - Les jeux entre les récipients d'extraction (cuffats) et le soutènement du puits qui devrait être au moins de 150 mm avec le guidage métallique et de 200 mm avec le guidage en bois.
- 3) - Les jeux (pas moins de 200 mm) entre les deux cuffats en mouvement en absence d'une cloison intermédiaire.
- 4) - Les jeux entre les cuffats et les cloisons, moins de 100 mm pour les cloisons ne portant pas de guide et de 70 mm pour les cloisons avec guide.
- 5) - L'épaisseur des cloisons.
- 6) - La section transversale (largeur et longueur) du compartiment des échelles.
- 7) - La section transversale du compartiment des conduites et des cables.
- 8) - La section du compartiment de fonçage s'il existe.

L'élément déterminant les dimensions de la section transversale sont les dimensions des cuffats qui sont fonction de leur capacité qui varie entre 0,5 à 5 m³.

On détermine la charge à remonter par cycle suivant le rendement horaire nécessaire d'extraction et le nombre de cordées éventuelles par heure.

Le rendement horaire d'extraction en tonnes est exprimé par l'équation

$$q_{\text{heure}} = \frac{kA}{Nn}$$

ou k est le coefficient d'irrégularité du travail d'extraction

A la quantité de minerai extraite annuellement du puits, en tonnes

N le nombre de jours ouvrables dans l'année.

n le nombre d'heures du travail d'extraction par 24 heures.

A est déterminée par le projet, le nombre de jours ouvrables est égal à 300 ou 350 jours suivant l'organisation du travail. Le premier correspond à un travail hebdomadaire discontinu, le second à un travail continu.

Dans le cas d'extraction du minerai seulement, le nombre d'heures d'extraction par 24 heures est pris égal à 14 ou 21 heures (le travail de 2 ou 3 équipes).

Le nombre de cordées probables par heure est déterminé par l'expression

$$n_{\text{heures}} = 3600/T$$

ou 3600 est le nombre de secondes par heure

T la période de l'opération de cordées en secondes, suivant l'expression

$$T = t_1 + t_2$$

où t_1 est le temps net de trait;

t_2 la pause entre les deux traits.

Le temps net de trait se détermine suivant la formule empirique:

$$t_1 = 2.5\sqrt{H}$$

ou H est la profondeur du puits .

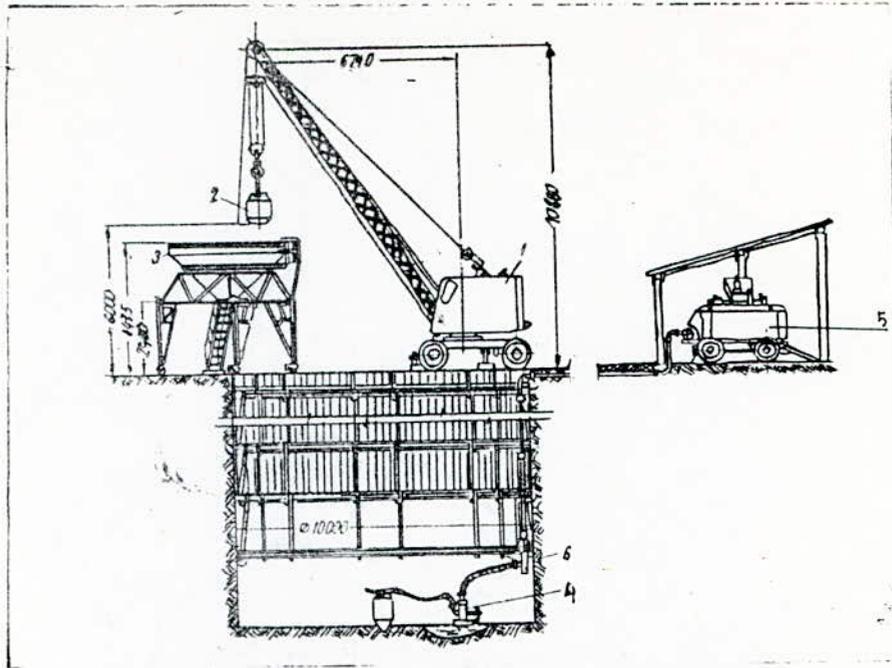
Avec les cages ordinaires et la recette bilatérale $t_2 = 12, 30$ et 50 secondes pour les cages à une, deux ou trois étages. Avec deux berlines sur chaque étage $t_2 = 15$ secondes par étage + 5 secondes pour le déplacement de la cage.

Pour la recette unilatérale $t_2 = 30$ secondes par étage.

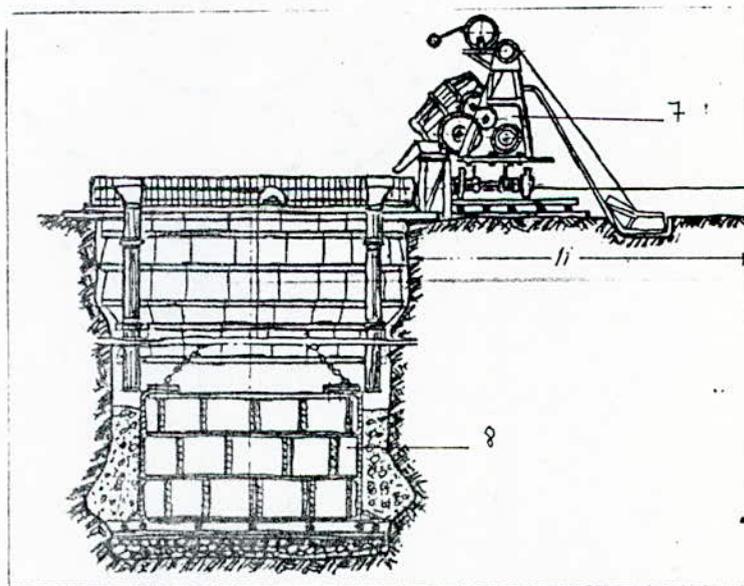
Avec les cages culbutées $t_2 = 10$ secondes.

Avec les skips de 6 tonnes de capacité $t_2 = 8$ secondes; avec une capacité supérieures à 6 tonnes $t_2 = 10$ secondes.

L'entrée du personnel prend les valeurs t_2 suivantes : pour 5 hommes 15 secondes, pour 10 hommes 20 s., pour 15 hommes 25 s et pour 20 hommes 30 s + 5 sec. pour le déplacement de la cage/étage.



CREUSEMENT DE LA BOUCHE D'UN PUIIS



SOUTENEMENT DE LA BOUCHE D'UN PUIIS

1. GRUE EXCAVATRICE
2. CUFFAT
3. TREMIÈRE DE DECHARGEMENT DES ROCHES
4. POMPE
5. COMPRESSEUR ROULANT
6. DISTRIBUTEUR D'AIR COMPRIMÉ

7. BETONNIÈRE ROULANTE
8. COFFRAGE

XIV. LES TRAVAUX DE TIR

La disposition des trous de mine pour le tir dans le fond de puits dépend de la forme, de la surface, de la section transversale et du caractère du gisement des roches. La figure de la page 33 montre la disposition des trous de mine pour le fonçage d'un puits de section circulaire.

La foration des trous de mine pendant le fonçage des puits verticaux se fait à l'aide de foreuses pneumatiques.

Le nombre de trous de mine est fonction de la dureté des roches, un ou deux par mètre carré de surface du fond de puits. Ce nombre peut être augmenté dans le cas des roches solides. La profondeur des trous de mine varie entre 1.5 à 4 m. Des trous plus profonds sont forés dans des roches plus friables. Le tir est électrique. Dans ce but, le courant électrique est amené dans le puits par un câble spécial, branché à la surface de la terre, commandé par des interrupteurs placés sur le plancher de sécurité ou sont branches des cables allant au front de taille.

XV. LE CHARGEMENT DE LA ROCHE

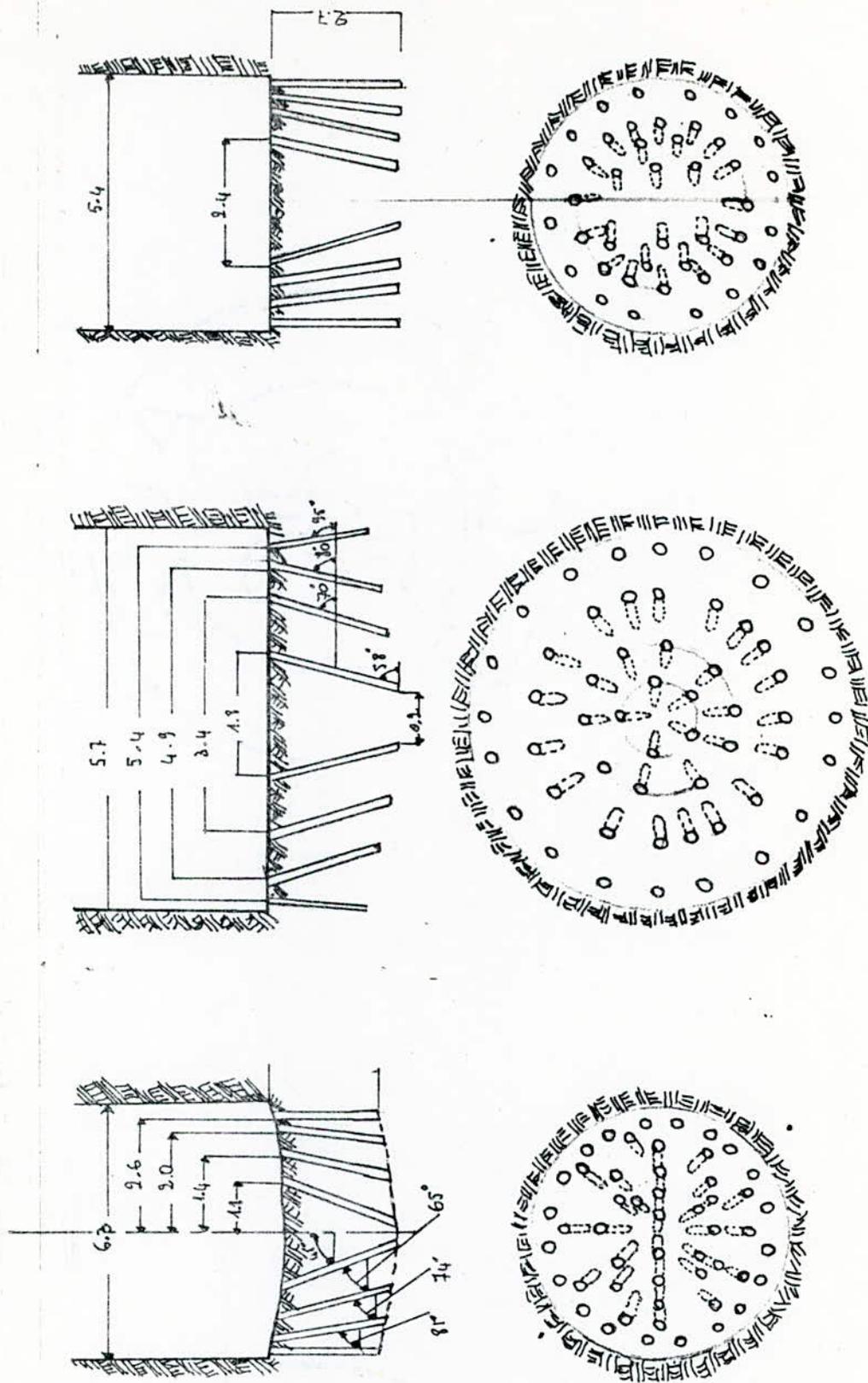
Le chargement de la roche des déblais se fait à l'aide d'une chargeuse pneumatique à benne preneuse, qui est composée de la benne preneuse et d'un treuil pneumatique à autofreinage, installé sur la plate-forme suspendue. Son outil de chargement est la benne preneuse à plusieurs aubes.

Le travail de cette chargeuse consiste à ramasser la roche tirée, la remonter jusqu'au niveau du cuffat, la décharger dans ce cuffat et à redescendre à vide pour le cycle suivant.

La remontée et la descente de la benne sont effectuées grâce à un appareil de levage pneumatique suspendu au câble du treuil.

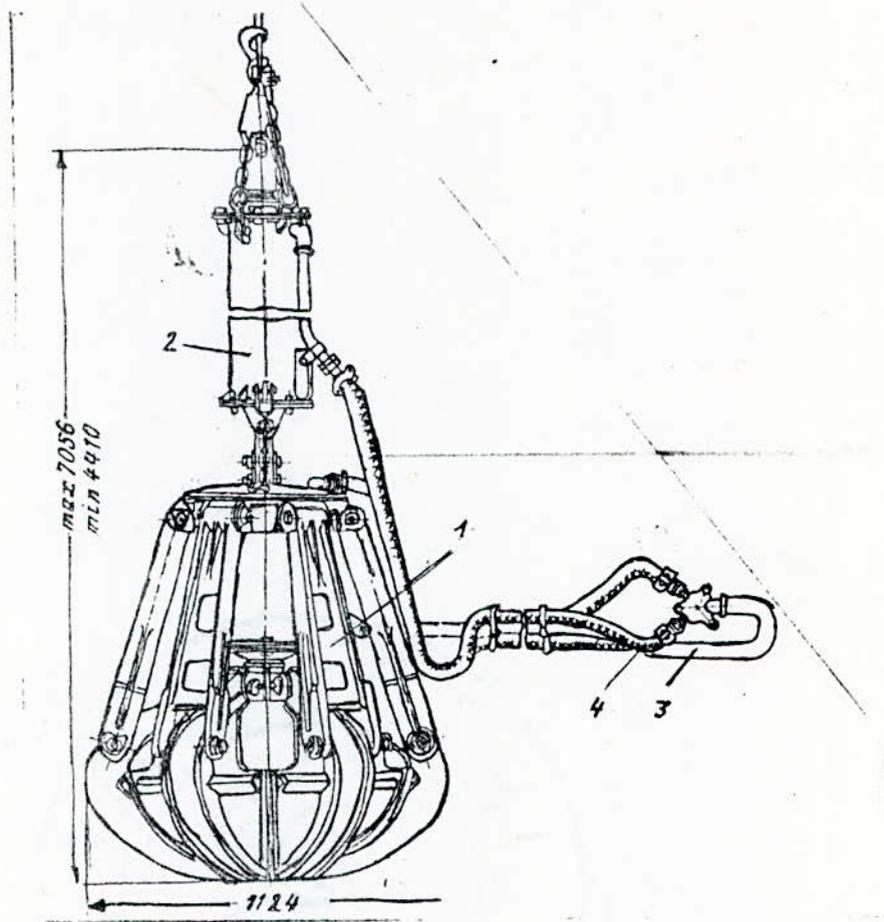
Un seul ouvrier peut conduire la chargeuse à partir d'une cabine suspendue à la dernière plate-forme du complexe de fonçage.

Une chargeuse de 650 kg, d'une capacité de 0.11 m³, nécessite 45 sec; son rendement dépend de la capacité des cuffats et la nature des roches chargées.



DISPOSITION DES TROUS DE MINE LORS DU
FONCAGE D'UN Puits À SECTION CIRCULAIRE

CHARGEUSE PNEUMATIQUE A BENNE PRENEUSE



1. L'AUBE DE LA BENNE PRENEUSE
2. DISPOSITIF DE COMMANDE DE L'OUVERTURE ET DE LA FERMETURE DES AUBES DE LA BENNE PRENEUSE
- 3-4 TUYAUX D'ADMISSION ET D'ÉCHAPPEMENT DE L'AIR COMPRIMÉ

XVI. DESCRIPTION DES CUFFATS

La capacité des cuffats varie entre 0.5 et 5 m³.

La remontée des cuffats pendant le fonçage des puits verticaux est réalisée à l'aide de treuil électrique. Dans ce cas, on installe au-dessus de la bouche du puits un chevalement métallique provisoire démontable-voir la fig de la page 35- dont la plate-forme supérieure (appelée plate-forme des molettes) porte les molettes de guidage des câbles.

Le câble est relié au cuffat à l'aide de dispositifs d'accrochage spéciaux-fig de la page 36 - garantissant un accrochage et un décrochage sûrs et rapides. Au-dessus du crochet se trouve un dispositif (emerillon) qui empêche le cuffat de tourner pendant l'ascension. Pour empêcher le basculement du cuffat dans le puits on utilise un curseur de guidage qui glisse sur les câbles de guidage.

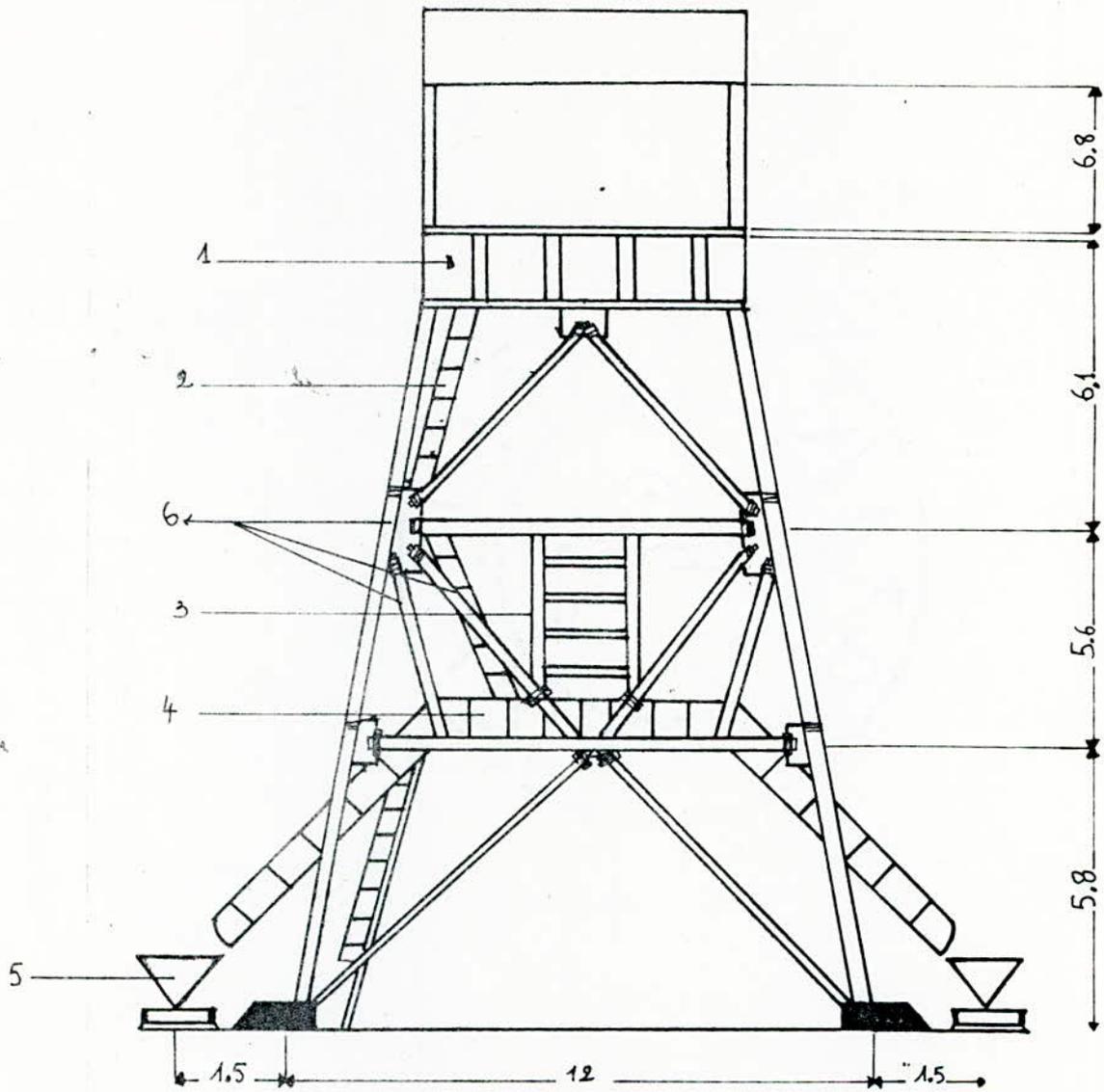
Les extrémités inférieures des câbles de guidage sont accrochées dans un cadre de tension fixé dans les parois du puits non loin de la taille. Les autres extrémités passe par les molettes et sont enroulées sur des tambours à la surface du puits qui se déroulent au fur et à mesure que la taille avance et l'on descend les cadre de tension à une profondeur convenable .

Pour accélérer l'opération de ramassage, on utilise trois cuffats dont deux se trouvent en mouvement et le troisième est en chargement dans la taille. Dans ce cas lorsque le cuffat vide descend au fond du puits, il est décroché et l'on accroche à sa place le cuffat chargé.

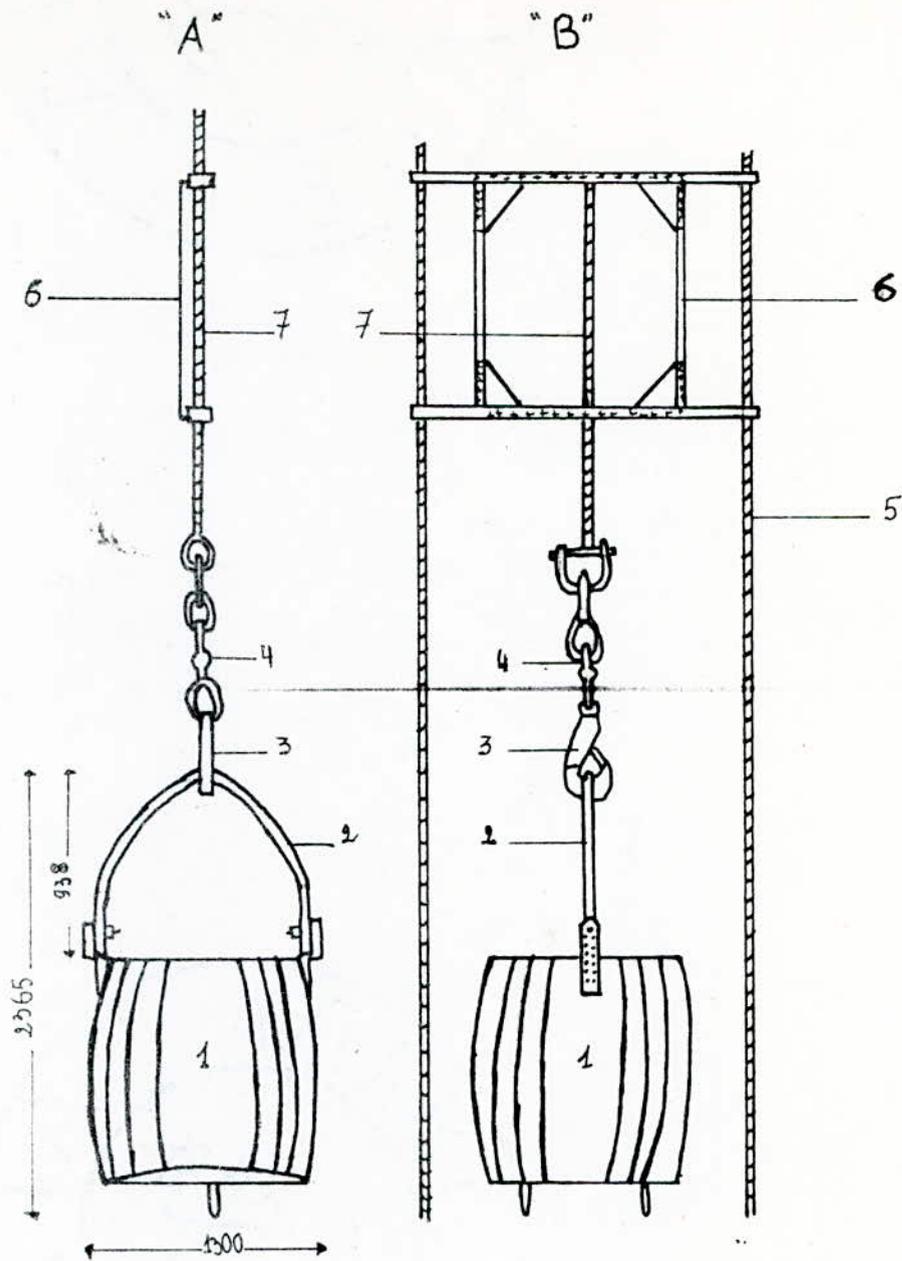
Pour protéger le personnel se trouvant dans la taille contre les chutes de pierres ou objets divers on installe à une certaine hauteur un plancher de sécurité sur toute la section du puits, qui sert comme cadre de tension et on y aménage des trappes de passage pour les cuffats.

La bouche du puits est recouverte au niveau du sol par une plate-forme principale dans laquelle on aménage des fenetre pour le passage des cuffats . On peut fermer ou ouvrir ces fenêtrre par des

SCHEMA D'UN CHEVALEMENT DE FONÇAGE (PROVISOIR)



1. PLATE-FORME DES MOIETTES
2. ECHELLE
3. DISPOSITIF DE BASCULEMENT DES CUFFATS
4. DISPOSITIF D'EVACUATION DES DEBLAIS
5. BERLINES DE TRANSPORT DES DEBLAIS
6. STRUCTURE METALLIQUE DU CHEVALEMENT



SCHEMAS REPRESENTATIFS D'UN CUFFAT.

A. vue de Face
B. vue de Profil

- 1. Le CUFFAT
- 2. L'ANSE DU CUFFAT
- 3. CROCHET
- 4. EMERILLON
- 5. CABLE DE GUIDAGE

- 6. CURSEUR DE GUIDAGE
- 7. CABLE DE LEVAGE

trappes a l'aide d'un dispositif pneumatique.

Au dessus de cette plate-forme un plancher de recette ou se fait le basculement automatique des cuffats pour leur dechargement.

La roche dechargée du cuffat passe par un orifice dans le caniveau du plancher, muni d'un obturateur pneumatique, et chargées dans des berlines ou des dumpers ou autres qui les deposerons dans les terrils.

XVII. L'EVACUATION DE L'EAU

La présence d'eau gêne considerablement le fonçage d'un puits. On peut l'éliminer de differentes manières. La plus simple est le pompage de l'eau à l'aide d'une pompe pneumatique legere et transportable qui pompe l'eau de faible debit (4 à 5 m³/h), dans le cuffat qu'on remonte avec le deblai -fig de la page 39 -

Pour les debits plus importants on utilise des pompes verticales suspendues.

Actuellement on utilise pour des profondeurs de 250 m des pompes d'avancement centrifuge suspendues; si la profondeur est comprise entre 250 et 400 m, on utilise des pompes a haut refoulement. Dans ces pompes le moteur et la pompe sont suspendues sur un cadre metallique. La pompe est suspendue a l'aide d'un câble qui passe sur la molette du chevalement pour s'enrouler sur les tambours des treuils au niveau du sol.

Les quantités importantes d'eau gene l'avancement du creusement et l'enlevement du deblai, c'est pourquoi on amene divers capteurs d'eau qui dirigent l'eau vers les citernes ou puisards speciaux disposé dans le puits ou pres du puits au-dessous du niveau aquifere et d'ou l'eau est remontée à la surface de la terre par pompage.

Si la profondeur du puits depasse les capacites de refoulement des pompes on procede a l'epuisement par gradins.

Dans ce cas on creuse a partir du puits a des hauteurs equidistantes des chambres dans lesquelles seront installés le puisard

et la pompe horizontale.

La pompe suspendue refoule l'eau dans ce puisard d'ou elle est pompée par la pompe horizontale à la surface de la terre, ou dans un autre puisard intermediaire

Dans ce dernier cas, deux pompes suspendues doivent se trouver dans le puits, encombrant ce dernier et gênant l'enlèvement du déblai. pour eviter cet inconvénient on pratique l'épuisement à 2 gradins, la pompe suspendue se trouve à une distance de 40 m du front de creusement et tire l'eau d'un puisard installé dans le puits par une pompe à turbine ou à hélices dont la hauteur de refoulement est de 40 m avec un rendement de 25 à 40 m³/h.

On peut aussi utiliser pour le pompage la methode d'air-lift, qui est une methode qui consiste a faire remonter grâce à la pression hydrostatique d'une colonne d'eau un mélange air-eau d'un poids spécifique inférieur à celui de l'eau.

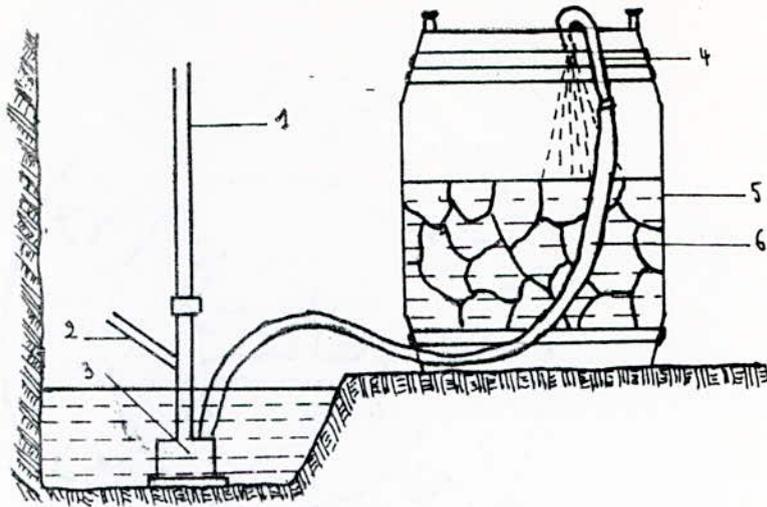
On peut aussi utiliser un élévateur hydraulique ,qui grâce a de l'eau sous pression envoyée de la surface crée une dépression qui fait monter l'eau de la taille.

XVIII. LA VENTILATION DE LA TAILLE

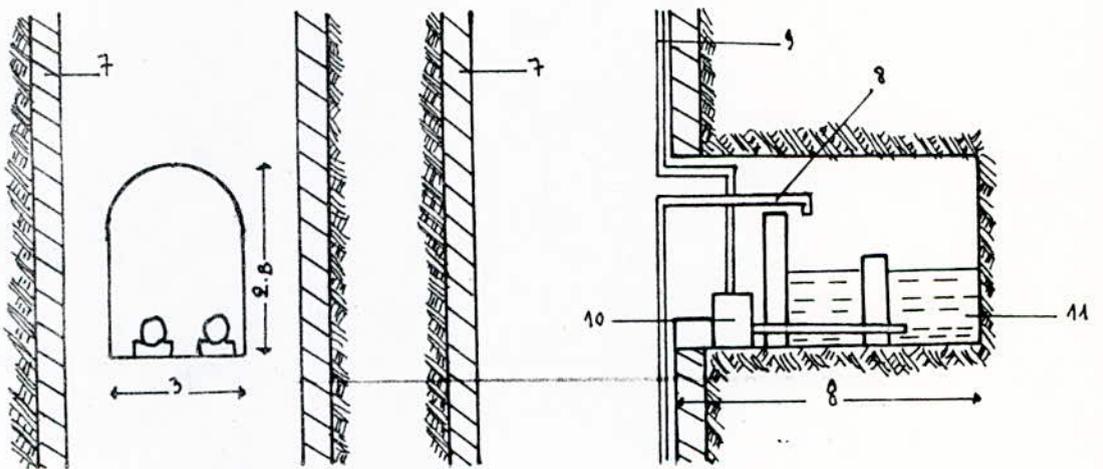
Au debut du fonçage on a habituellement pas besoin de ventiller la taille , car l'échange d'air entre le chantier et la surface est suffisamment intense du fait du mouvement des cuffats. Le but principal de la ventilation pendant le fonçage des puits, est une élimination rapide du chantier des produits gazeux provenant des explosions dans la mine. On utilise dans ce but des ventilateurs pouvant renouveler l'air en 15 à 30 mn. On refoule l'air frais et on aspire l'air vicié.

Dans les puits profonds l'aspiration et le refoulement se font en même temps.

La ventilation des puits se fait grâce à des canars métallique dont le diamètre varie entre 0.4 et 1 m constitué de tronçons de 4 m de longueur reliés par des boulons .



EVACUATION DE L'EAU A L'AIDE D'UN CUFFAT



EVACUATION DE L'EAU A L'AIDE D'UNE POMPE INTERMEDIAIRE

- 1- admission d'air comprimé
- 2- Evacuation de l'air comprimé
- 3- Pompe
- 4- tubulaire en forme de crochet
- 5- Cuffat
- 6- tuyau en caoutchouc

- 7- mur de soutènement
- 8- tuyau d'arrivée d'eau
- 9- tuyau d'évacuation d'eau
- 10- Pompe horizontale
- 11- Puisard

Ils existent des tubes en textovynylite (tissus en coton imprégné d'une composition spéciale) plus léger que l'acier, ont de 5 à 10 m de longueur et de 0.5 à 0.7 m de diamètre, ils sont reliés entre eux par serrage.

Les conduites d'aération sont suspendues par des cables.

Dans le schéma combiné le ventilateur refoulant l'air peut être suspendu au dessous du plancher de sécurité.

XIX. L'ECLAIRAGE

Un bon éclairage est très important pour assurer un bon rendement et la sécurité des travaux.

Le chantier est éclairé par des projecteurs.

Le plancher suspendu et le cadre de tension par des lampes spéciales munies de forts réflecteurs et protégées par des cloches hermétiques.

Les projecteurs et les lampes sont suspendus à des cables ou installés dans des positions adéquates, et alimentés en courant électrique par des cables souples. Pour la commodité de la visite du puits et son équipement, on installe, tous les 40 à 50 m, des ampoules électriques de 100 W.

XX. LE SOUTÈNEMENT DU PUIT

On établit un soutènement ordinaire ou étanche, suivant le matériau utilisé, la nature des roches, et la pression de l'eau.

Le soutènement le plus étanche est constitué en éléments métalliques de cuvelage, utilisés avec des méthodes de fonçage particulières.

XX.I. SOUTÈNEMENT EN MAÇONNERIE

L'épaisseur d'un soutènement en maçonnerie pour les puits

à section circulaire est normalement déterminé par la formule:

$$d = R \sqrt{\frac{k}{k - m \sqrt{3} p} - 1}$$

ou R est le rayon de la section libre du puits en cm

k la résistance du matériaux de soutènement en kg/cm^2 ou kn/m^2

p la pression horizontale sur le soutènement du puits en kg/cm^2 ou kn/m^2

m coefficient qui change avec la nature des roches traversées

m=1 pour le sable contenant de l'eau

m=1.1 pour les roches contenant de l'eau

m=1 autres

L'organisation des travaux de soutènement du puits par le béton monolithe ou par les éléments de cuvelage dépend du schéma de fonçage adopté soit en série soit en parallèles.

Lors des travaux suivant le schéma en série le soutènement est érigé par sections du bas vers le haut. Le passage des travaux de creusement au travaux de soutènement est assez difficile c'est pourquoi on fait le soutènement par tronçons de 30 et 50 m et plus.

On construit pendant le fonçage un soutènement provisoire qui suit la taille à une distance inférieure à 2 m, à cause du danger que représente nt des tronçons importants non soutenus.

Le soutènement provisoire est composé d'anneaux en acier, chaque anneau est amovible et constitué de 4 à 6 éléments, en fonction du diamètre du puits, facilitant ainsi leur descente et leur installation dans le chantier de creusement.

Les anneaux de soutènement provisoire sont suspendus l'un à l'autre par des crochets spéciaux de 1 m de longueur. Après la suspension des anneaux, les parois du puits sont garnis de palplanches entre les anneaux et la roches.

Lorsqu'on monte le soutènement définitif, on enlève progressivement les anneaux de soutènement provisoire, sauf pour les roches faible ou on le laisse.

On commence la construction d'un soutènement définitif par

l'installation d'une roulisse -- voir fig de la page 42 -- dont l'emplacement est choisi autant que possible dans une roche dure et stable, leur installation demande un travail laborieux qu'on évite en utilisant un béton ayant une grande adhérence.

Il faut noter que les dimensions de roulisse, h et b dépendent essentiellement de l'adhérence du béton utilisé ainsi que de son poids spécifique, et de la nature des roches traversées.

Le soutènement en maçonnerie se fait avec des briques ou des pierres de béton qu'on descend dans des containers, le béton et mortier dans des cuffats ou par tuyaux.

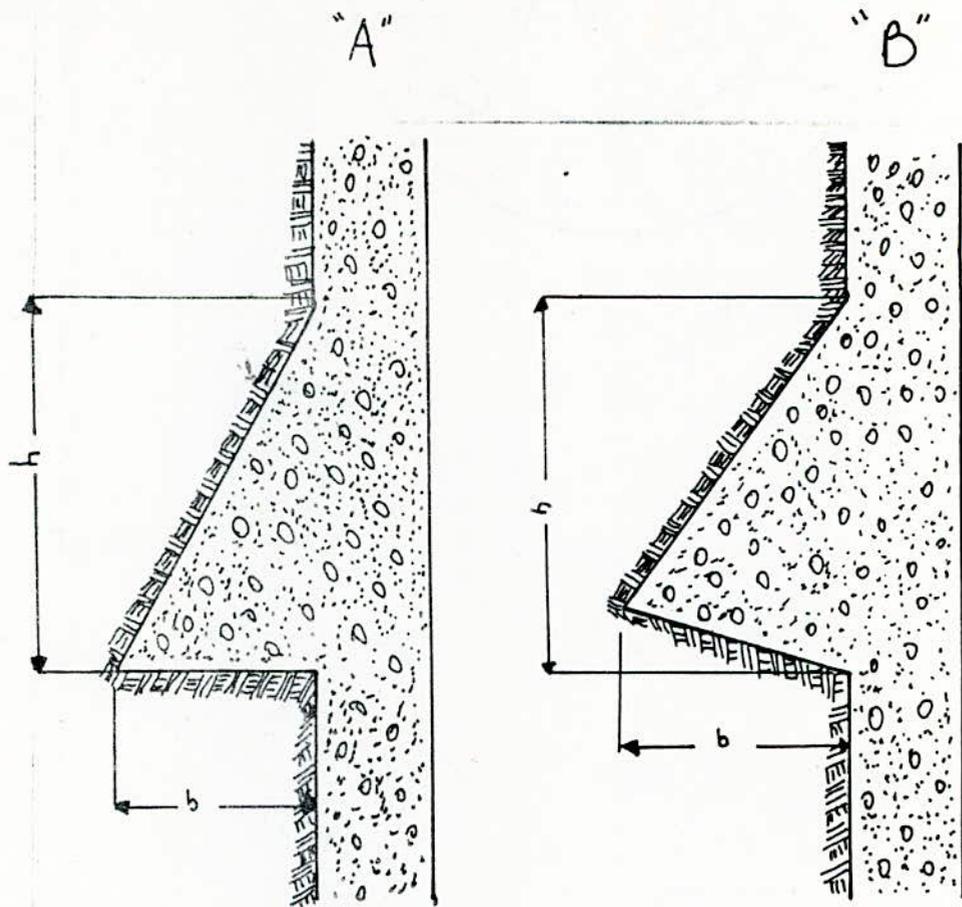
La régularité des travaux est vérifiée à l'aide d'un fil à plomb tiré à la surface. Le soutènement se fait à partir d'un plancher suspendu dont le levage et la descente sont réalisés à l'aide d'un treuil à marche lente installé au jour.

XX.2 LE SOUTÈNEMENT EN BÉTON

Pour les travaux de soutènement en béton on utilise des gabarits ou coffrage en bois ou en métal formé de plusieurs parties (4 à 6) amovibles pour faciliter les travaux. La hauteur d'un gabarit est d'environ 1 m, le premier anneau est installé sur un plancher spécial placé dans la taille et tous les autres sont placés et fixés l'un sur l'autre par des boulons.

Entre ces gabarits et les parois du puits on introduit du béton qu'on tasse avec des dames pneumatiques ou des vibreurs. Les travaux de bétonnage de transport et d'installation des gabarits sont effectués à partir d'un plancher suspendu.

La régularité des travaux est effectuée à l'aide d'un fil à plomb, d'un niveau pour l'horizontalité et une mire placée sur le gabarit. Ce mode de soutènement est très laborieux, pour faciliter les travaux de soutènement en béton monolithe on a créé un complexe d'équipement composé d'un plancher de fongage à deux étages, d'un coffrage métallique amovible, d'un dispositif circulaire de mise en place du béton et d'un cuffat qui se décharge par le fond-



FORMES DE LA ROULISSE DANS LE SOUTÈNEMENT EN BETON

A = cadre à un cône pour des roches dures

B = cadre à deux cônes pour des roches faibles ou de dureté moyennes

Pour accélérer le processus de soutènement on utilise du béton à prise rapide qui se solidifie à 1.5 à 2 heures après la mise en place.

Le béton utilisé pour le soutènement des puits verticaux à section circulaire a été classé suivant le tableau suivant:

Classe du béton	BII	BIII	BIII	BIV	BIV	BV	BV	BVI	BVII	BVIII	BIX
Résistance à la compression (kg/cm ²)	65	80	90	105	125	140	175	220	250	295	335
Résistance à la flexion (kg/cm ²)	80	100	115	130	155	175	220	275	310	370	420
Résistance à la traction (kg/cm ²)	7	8.3	9.3	10	11	12	15	17	19	21	23
Module d'élasticité (100kg/cm ²)	230	250	265	285	305	320	360	400	420	460	500

Le béton peut être coulé en n'importe quel point du coffrage grâce à un dispositif de mouvement circulaire.

XX.3 SOUTÈNEMENT EN ÉLÉMENT DE CUVELAGE (VOUSSOIR)

Le soutènement en élément de cuvelage peut être fait du bas vers le haut ou du haut vers le bas. Dans le dernier cas il s'agit du schéma d'organisation en parallèle, on place les éléments à une certaine distance du front à partir d'un plancher suspendu ou directement dans le front après enlèvement du déblai. Dans ce cas on suit la taille de 1 à 2 m ce qui élimine le soutènement provisoire.

Le soutènement du puits par les voussoirs en béton armé exige un contour de section rigoureusement contrôlé.

Les voussoirs sont fabriqués suivant des sections type, ils peuvent être lisse ou cotellés. LA figure de la page 45 représente un

voussoir cotelé en béton armé construit pour un puits de 4.5 m de diamètre, pour le montage d'un anneau il faut 7 voussoirs, son poids est de 900 kg.

On transporte les voussoirs jusqu'au puits sur des chariots électriques et on les descend dans le puits en les accrochant au câble d'un treuil à l'aide d'un collier traverse.

Dans le chantier (ou sur le plancher) le voussoir est amené par 2 ou 3 ouvriers vers l'emplacement de son accrochage.

L'accrochage est réalisé avec un treuil installé à la surface ou sur un plancher suspendu.

On descend les voussoirs à l'aide d'un câble qui se termine par une traverse muni de 2 câbles qui passa par les orifices d'un voussoir déjà installé et on souleve le voussoir à installer et on le boulonne à l'autre voussoir -fig de la page -

Jusqu'à présent le soutènement en voussoirs était erigé sur installation des roulisses, suivie de tamponnement (remplissage de l'espace entre les voussoirs et les parois du puits) au mortier ou au ciment; on peut éliminer les roulisses en utilisant un ciment d'une bonne adhérence avec prise rapide.

COMPLEXE DE FONCAGE
ET
ORGANISATION DU TRAVAIL

XXI. LES COMPLEXES DE FONCAGE

Les complexes de fonçage ont été créés dans le but de creuser des puits d'une profondeur supérieure à 200 m, avec une vitesse de creusement recherché de 200 m par mois et plus, avec un meilleur rendement et une mécanisation complète.

Ces complexes réalisent mécaniquement le chargement du déblai dans la taille, le déchargement des bennes à la surface, la construction du soutènement définitif, l'exhaure, toutes les opérations auxiliaires et suppriment la construction d'un soutènement provisoire .

Pour l'installation des complexes, on utilise à la surface de la terre trois machines d'extraction de 650 à 850 kw de puissance (deux pour l'extraction du déblai et une pour la descente des matériaux) et un assortissement de treuils de fonçage avec commande centralisée à distance.

Il existe des complexes de fonçage destinés au soutènement en béton monolithe et d'autre au soutènement en éléments de coulage

XXI.I COMPLEXE DESTINE AU SOUTENEMENT EN BETON MONOLITHE

On peut citer le complexe KS-I qui est destiné à ce but. Il est composé d'un plancher de tension des câbles, d'un écran coffrage descendant de 15.4 m de hauteur remplaçant le soutènement provisoire , des grues à contre-fiche fixées sur l'écran servant à guider les bennes preneuses, de trois chargeuse à benne de 0.25 m³ de capacité, d'un plancher suspendu à quatre étages et de pompes horizontales pour le pompage d'eau de la citerne à la chambre intermédiaire ou à la surface.

L'écran coffrage et le plancher de tension des câbles pèsent 96 tonnes et sont suspendus par six câbles servant de guide pour les cuffats.

La hauteur du plancher suspendu est de 13 m et d'un poids de 47 tonnes. Ce plancher comporte le coffrage en éléments amovibles

de 1.8 m de hauteur, des appuis hydrauliques, des canaux vibreurs pour la mise en place du béton, le 4ème étage est celui de la sécurité.

Avant le tir on remonte les benues preneuse sur le plancher de tension, et on remonte le complexe à une distance de 60 m environ de la taille.

XXI.2 COMPLEXE DESTINE AU SOUTÈNEMENT EN ELEMENTS DE CUVELAGE

Dans ce cas on peut citer le complexe KS-2 dont le revêtement-écran de 8m de hauteur et d'un poids de 39 t est suspendu à trois câbles . Pour le chargement du déblai, on utilise deux benues preneuses de 0.38 m³ de capacité à guidage mécanique réalisé par les machinistes dans les cabines.

Le plancher du complexe KS-2 de 10 m de hauteur est à trois étages. L'étage inférieur comporte une cuve pour le mortier de tamponnement et des pompes pour évacuer l'eau de la citerne installé entre le second et le troisième étage ou arrive l'eau du chantier, refoulé par une pompe pneumatique .

En dessous de l'étage inférieur, on installe un rail-guide avec telfers et chariot pneumatique pour le déplacement des benues preneuses, dont le rendement maximal atteint 60 m³/h .

Les voussoirs sont suspendus à partir du 1er étage du plancher, l'étage supérieure est celui de sécurité-voir fig page 48, -.

Le plancher suspendu pose avec son équipement 56 t est suspendu à un câble central et aux six câbles de guidage.

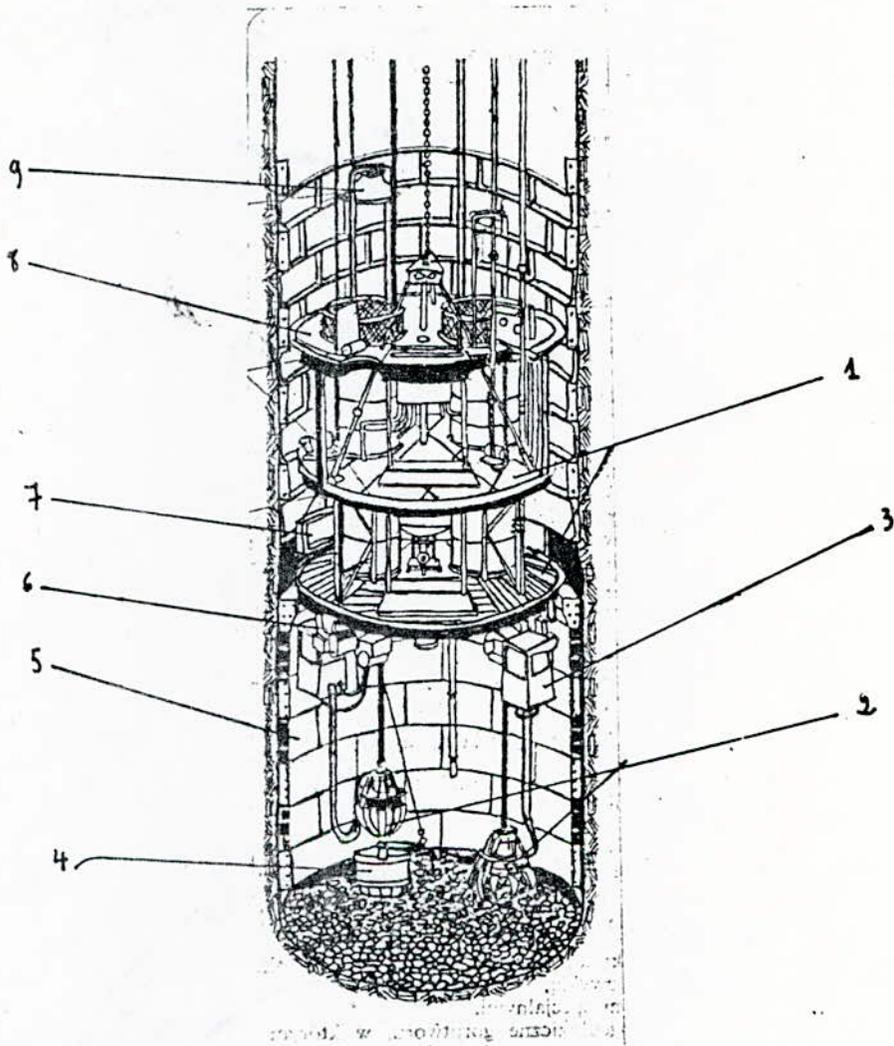
Avant le tir le plancher est surelevé à 20-25 m de la taille

Le complexe KS-2 est équipé d'un appareillage de signalisation, de communication, et d'éclairage.

Le complexe KS-2 doit obtenir une large expansion, car les essais ont montré son aptitude et sa sécurité au travail.

Car le complexe KS-I présente quelques défauts comme, le gauchissement de la grue, demande une grande précision de pose du plancher, mauvais tamponnement du béton et centrage minutieux des câbles.

SCHEMA D'UN COMPLEXE DE FONÇAGE



- 1. etages de travail
- 2. Bennes preneuse
- 3. Cabine de commande
- 4. Cuffat
- 5. Ecran coffrage

- 6 - Monorail
- 7 - Pose des element de cuvelage
- 8 - Etage de securité
- 9 - Eclairage

XXI. ORGANISATION DES TRAVAUX PENDANT LE FONCAGE DES PUIITS

Les travaux de fonçage sont exécutés en continu pendant toute l'année par quatre équipes se relayant toutes les six heures. Ils peuvent être divisés en trois stades:

- 1) Le fonçage proprement dit
- 2) Le soutènement
- 3) L'armement du puits

Ils sont réalisés soit successivement soit simultanément.

Les travaux de fonçage peuvent être subdivisés en opérations suivantes:

- forage des trous
- tir
- aération et mise de la taille en état de sécurité
- chargement du déblai
- construction du soutènement provisoire et/ou définitif

Ces opérations représentent un cycle total des travaux de fonçage. Chaque fois après son achèvement, le chantier de fonçage du puits descend à une profondeur correspondant à la longueur utile des trous de mines, soit 0.8 à 0.9 de leur longueur totale, et les travaux recommencent dans le même ordre.

Si un cycle est achevé en une journée, on dit alors qu'on réalise un cycle par jour, si pour achever un cycle il faut deux jours on dit qu'on réalise un demi-cycle par jour etc....

Connaissant la profondeur utile des mines et la quantité de cycles réalisés par jour, on peut déterminer la vitesse de fonçage par jour. Soit par exemple, la profondeur des trous est de 2 m et le nombre de cycles est de un par jour, dans ce cas la vitesse de fonçage sera de $2 \times 1 = 2$ m par jour, d'où on peut tirer la vitesse mensuelle.

Il est d'usage de représenter le travail par cycle sous forme de graphiques spéciaux - voir fig de la page 51 -.

Pour donner un ordre d'idée pour un puits de 7 m de diamètre (une brigade peut être composée de 132 hommes, 88 dans le chantier de fonçage et 44 pour la construction du soutènement définitif).

OPERATIONS	Durée des opérations par cycle		I ^{er} POSTE							II ^{em} POSTE							III ^{em} POSTE							IV ^{em} POSTE									
	h	mn	7	8	9	10	11	12	13	14	15	16	17	18	19	20	21	22	23	24	25	26	27	28	29	30	31	32	33	34	35	36	37
Descente du personnel et des outils	0	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-
Mise en état de sécurité du front de taille	0	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Evacuation du déblai	3	40	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Foration des trous de mines	1	40	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Remontée du matériel de foration et descente du matériel de tir	0	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Chargement des trous de mines	0	35	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Sortie de l'équipe, préparation du front pour le tir	0	15	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Ventilation	0	10	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	
Pose des voussoirs de revêtement, remplissage des joints, injection du mortier derrière des voussoirs	5	15	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	-	

Pour chaque équipe 19 fonçeurs descendent dans le chantier . Le cycle commence par la mise en sécurité du chantier et l'extraction des déblais du cycle précédent. Chaque chargeuse est desservie par 2 fonçeurs, 4 à 5 hommes étaient occupés à l'accrochage et au décrochage des cuffats 3 hommes pour la signalisation et 1 à 2 au déchargement du déblai.

Au fur et à mesure du déchargement du déblai on attaque la foration des trous de mines par 14 fonçeurs.

Neuf hommes par équipe construisaient le soutènement définitif se répartissant comme suit:

- 7 pour l'accrochage des voussoirs
- 1 pour le remplissage de l'espace derrière les voussoirs
- 1 pour le rejointement des voussoirs

Le tamponnement est effectué après l'accrochage des anneaux de soutènement en voussoirs

Tout l'équipement principal pendant le fonçage des puits importants est actuellement suspendu par des câbles. Ce mode de suspension facilite considérablement la prolongation des conduites, la descente du matériel (pompe, etc...), mais exige un équipement de fonçage composé d'un nombre suffisant de treuils et leur disposition convenable au jour autour de l'orifice du puits; et qui ne doivent pas gêner les constructions définitives pour les travaux au jour.

LA CONGELATION
DES
ROCHES

XXII. CONGELATION DES ROCHES POUR LE FONCAGE D'UN PUITIS
TRAVERSANT UNE COUCHE AQUIFERE

Cette methode consiste à congeler artificiellement les eaux dans les roches autour de l'endroit choisi pour le fonçage du puits, à la suite de quoi on obtient un cylindre fermé de glace souterraine dans lequel on peut par la suite pratiquer le fonçage par un moyen traditionnel ordinaire.

Pour la congélation des roches autour du puits, on fore des trous d'une profondeur legèrement superieure à la profondeur de congélation projetée.

Le diametre du contour selon lequel sont disposés ces trous est determiné en fonction de l'épaisseur de mur congelé qui doit être suffisamment solide pour resister à la pression des terrains mouvants pendant toute la periode de fonçage.

Pour les puits de section circulaire cette épaisseur est determiné par la formule:

$$E = R \left(\sqrt{\frac{s}{s - 2p}} - 1 \right)$$

ou R est le rayon du puits en cm

s est la resistance pratique des roches à la compression en kg/cm^2 à la temperature de congélation

p la pression des roches sur le mur de congélation en kg/cm^2

Le diametre de la circonférence D_1 sur laquelle sont disposés les trous de congélation est egal à:

$$D_1 = D + 2 \cdot 0,6 \cdot E$$

ou D est le diamétre du puits, en m

E l'épaisseur du mur congelé en m

0.6 le coefficient tenant compte de la plus grande vitesse de congélation des roches vers l'interieur du puits.

La formule (2) ne peut être utilisé que si les trous de

congélation qui doivent forés verticalement ne dépassent pas une tolérance maximale de pente par rapport à la verticale de 0,5% .

Dans les trous forés on descend deux groupes de tuyaux l'un pénétrant dans l'autre. Les tuyaux extérieurs sont fermés à leur extrémité tandis que les tuyaux intérieurs sont ouverts.

La saumure réfrigérante pénètre dans le trou par les tuyaux intérieurs passe dans les tuyaux extérieurs qui refroidit la roche et ressort par l'espace entre les tuyaux extérieurs et intérieurs par un tuyau d'évacuation.

Les tuyaux intérieurs sont appelés - tuyaux d'alimentation -
Les tuyaux extérieurs sont appelés - tuyaux de congélation -

La distance séparant deux tuyaux de congélation (trous) est comprise entre 0,75 et 1,25 m.

Le diamètre intérieur des tuyaux d'alimentation varie entre 25 et 50 m/m , celui des tuyaux de congélation entre 100 à 114 m/m. De ce fait l'arrivée de saumure dans le trou est rapide ce qui évite son réchauffement, et son évacuation est plus lente ce qui permet un bon échange thermique entre les roches et la saumure.

La saumure est refroidie dans des installations réfrigérantes par évaporation de liquides possédant une basse température d'évaporation. Le passage de l'état liquide à l'état vapeur s'accompagne d'une absorption de chaleur qui est prise au milieu ambiant . Suivant la pression sous laquelle se trouve le liquide à évaporer , on peut obtenir par ce procédé des températures plus ou moins basses qui sont utilisées pour refroidir les saumures refoulées dans les trous.

La liquéfaction des vapeurs NH_3 et CO_2 est obtenue par une compression suivie d'un refroidissement par l'eau qui évacue la chaleur dégagée au cours de la première opération. La liquéfaction se produit au cours du refroidissement à une température qui dépend de la pression de l'agent frigorifique.

Une station frigorifique se compose d'un circuit fermé comprenant un compresseur destiné à la compression des vapeurs de l'agent frigorifique, un condenseur dans lequel s'effectue la transformation de l'agent en liquide, une vanne de regulation permettant de régler la quantité d'agent frigorifique liquide dans l'évaporateur, ou cet agent s'évapore en provoquant un abaissement de la température, - voir la figure de la page 57 -.

Actuellement on réalise des stations frigorifiques mobiles montés sur des wagons de chemins de fer .

La congélation se fait lors du passage des saumures appelées transporteurs du froid à travers les tuyaux.

Les saumures sont des solutions de chlorure de magnésium $MgCl_2$ ou de chlorure de calcium $CaCl_2$ renfermant 5% d'alcool. La température de congélation est de $-35^{\circ}C$ pour la première et $-33.9^{\circ}C$ pour la seconde.

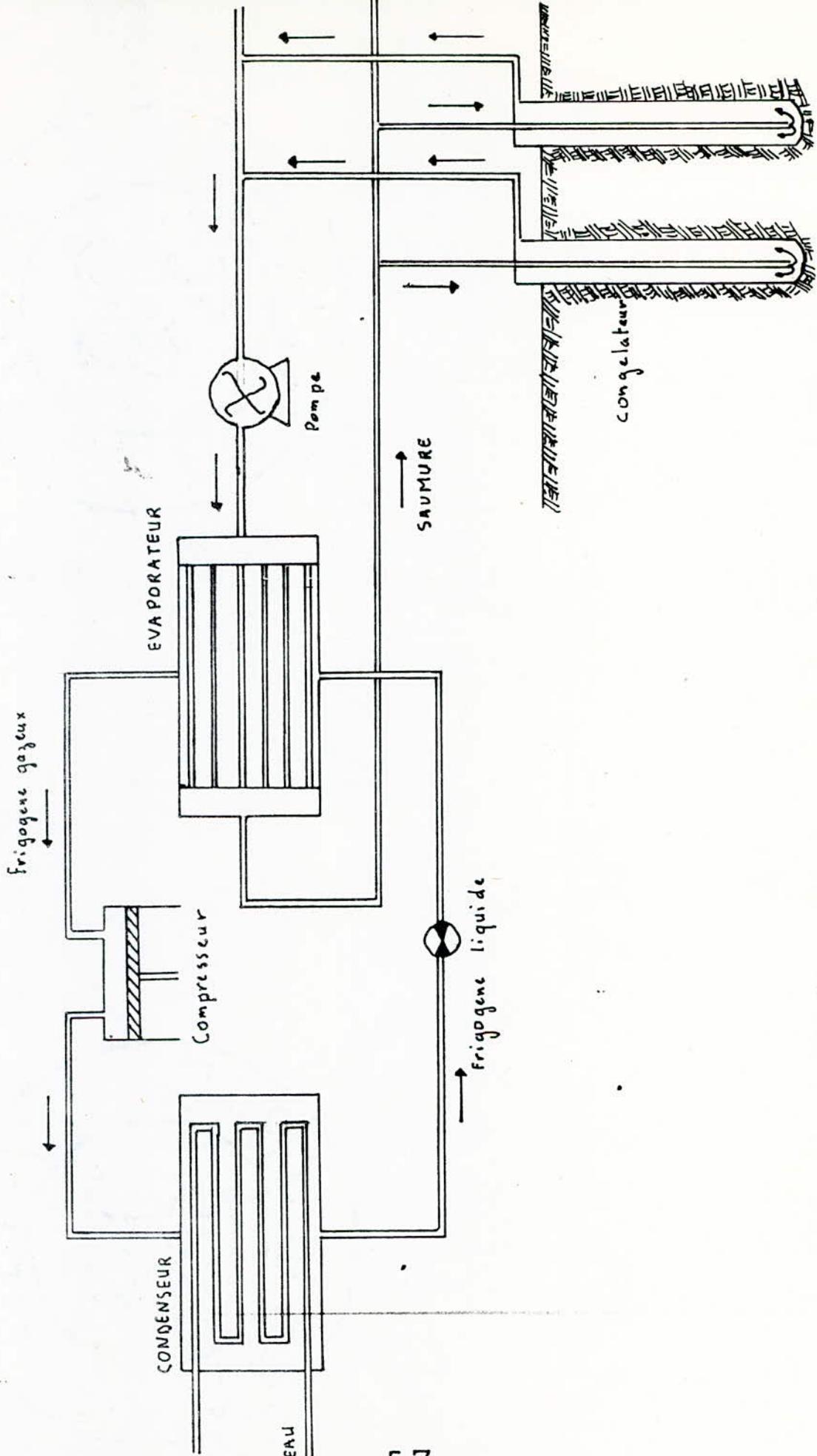
L'abaissement de la température de la saumure à lieu dans l'évaporateur ou elle baigne le serpentín dans lequel à lieu l'évaporation de l'agent frigorifique.

Pour le fonçage des puits, on utilise le plus souvent des installations frigorifères à ammoniac abaissant la température du fluide frigorifique jusqu'à $-25^{\circ}C$ et assurant une congélation de la masse des terrains à des températures allant de -12 à $-13^{\circ}C$ ce qui dans la plupart des cas est largement suffisant.

Les installations frigorifères à anhydride carbonique abaissent la température du fluide frigorifique jusqu'à $-50^{\circ}C$, elles sont utilisées lorsqu'on est en présence d'eau souterraine circulant à grande vitesse ou de nappes d'eau contenant des sels dissous est possédant une basse température de congélation dans ce cas la congélation des roches se fait jusqu'à une température de $-25^{\circ}C$.

La congélation des roches autour des différents trous peut se faire en parallèle ou en série. Dans le premier cas, la saumure arrive simultanément dans tous les trous. Dans le 2ème cas, successivement en commençant par deux trous diamétralement opposés.

La fin de la congélation, correspond à l'achèvement du mur



SCHEMA DE PRINCIPE D'UNE CONGELATION A LA SAUMURE

de glace et à l'obtention de la température voulue de la masse rocheuse, se définit d'une part par le calcul de la quantité de frigories fournies (généralement en kilocalories) au roches, et on peut la déterminer par la quantité de solution coulée et par la différence de température de la saumure entre son entrée et sa sortie du trou de congélation, d'autre part par la surveillance des trous de contrôle.

Après la congélation, on procède au fonçage du puits tout en maintenant la roche à l'état congelé dont l'extraction se fait à l'aide de marteaux piqueurs.

Lors du fonçage des puits dans les roches congelées on exige dans la majorité des cas, un cuvelage définitif en voussoirs en béton armé, ou en élément de cuvelage en acier.

Après le cuvelage on procède au dégel des roches à l'aide de saumure réchauffée.

XXII.1 BILAN ENERGETIQUE CONCERNANT LA CONGELATION DES ROCHES

$$\text{Soit } V = V_1 + V_2 + \dots + V_n \quad (\text{m}^3)$$

ou V représente le volume totale des roches congelés

$V_1, V_2, V_3, \dots, V_n$ représentent le volume des roches congelées correspondant chacun à l'une des couches de roches à congelée, situées au dessus de la couche aquifère.

V peut être représenté par la formule suivante:

$$V = F \cdot h_1 + F \cdot h_2 + \dots + F \cdot h_n$$

ou F représente la surface de la section transversale du cylindre de roches congelées.

h_i représente les hauteurs respectives des différentes couches de roches congelées.

F peut être représenté par:
$$F = \frac{\pi}{4} (D_{\text{ex}}^2 - D_{\text{in}}^2) \quad (\text{m}^2)$$

ou D_{ex} représente le diamètre extérieur du cylindre congelé ;

D_{in} représente le diamètre intérieur du cylindre congelé.

V peut être aussi exprimé par: $V = V_s + V_e$

ou V_s est le volume des corps solides (roches) congelés

V_e est le volume de l'eau congelés

$$V = V_s + V_e = (V_{si} + V_{ei})$$

avec $V_{si} = V_i \cdot n_{si}$

$$V_{ei} = V_i \cdot n_{ei}$$

ou $n_{s1}, n_{s2}, \dots, n_{si}$ sont les fractions de solide dans le cylindre de roches congelées.

$n_{e1}, n_{e2}, \dots, n_{ei}$ sont les fractions d'eau dans le cylindre.

avec $n_{si} + n_{ei} = 1$

XXII.1.1 QUANTITE DE CHALEUR DISSIPÉE LORS DE LA CONGÉLATION

Cette quantité est exprimé comme suit:

$$Q_0 = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 \quad (\text{kcal})$$

ou Q_1 est la chaleur dissipée pour faire passer la roche de la température t_i (initiale) à t_f (finale);

Q_2 est la chaleur dissipée pour faire passer la ~~l'eau~~ de t_i à t_0 ou t_0 représente la température de congélation de l'eau;

Q_3 est la chaleur dissipée lors de la transformation de l'eau en glace (chaleur latente de transformation);

Q_4 est la chaleur dissipée pour faire passer l'eau de t_0 à t_f .

Avec

$$Q_1 = 1000 \cdot V \cdot n_s \cdot \gamma_s \cdot c_s \cdot (t_i - t_f)$$

$$Q_2 = 1000 \cdot V \cdot n_s \cdot \gamma_s \cdot c_s \cdot (t_i - t_0)$$

$$Q_3 = 1000 \cdot V \cdot n_e \cdot \gamma_e \cdot c_e \cdot 80$$

$$Q_4 = 1000 \cdot V \cdot n_e \cdot \gamma_e \cdot c_e \cdot (t_0 - t_f)$$

ou c_s est la capacité calorifique moyenne de la roche $c_s = 0.2 \text{ KCAL/kg/}^\circ\text{C}$
 est le poids spécifique en t/m^3

c_g est la capacité calorifique de la glace $c_g = 0.5 \text{ kcal/kg/}^\circ\text{C}$

d'où $Q_0 = 1000.V.(n_s \cdot c_s \cdot 0,2 \cdot (t_i - t_f) + n_c \cdot (t_o + 80 + 0,45 \cdot t_f))$

avec $n_s = \frac{n_{s1} \cdot h_1 + n_{s2} \cdot h_2 + \dots + n_{sn} \cdot h_n}{h_1 + h_2 + \dots + h_n}$

ou n_s est une valeur moyenne

avec $\gamma_s = \frac{\sum \gamma_{si} \cdot h_i}{\sum h_i}$

XXII.1.2 LA PUISSANCE DE L'INSTALLATION DE CONGELATION

a) chaleur évacuée par les tubes de congélation

$$Q_n = F_n \cdot C \quad \text{en kcal/heure}$$

ou F_n est la surface totale sur toute la longueur du tube externe

$$F_n = \pi \cdot d \cdot H \cdot n \quad (\text{m}^2)$$

avec d = diamètre externe du tube

n = nombre de trous

C = la quantité de chaleur évacuée par un m^2 de surface d'un tube pendant une heure $C = 200$ à $250 \text{ kcal/m}^2/\text{h}$ pour un liquide à une température de -20 à -25°C .

b) Les pertes de chaleur

- les pertes par dissipation de chaleur du cylindre congelé

$$S = F_c \cdot C_r$$

ou F_c est la surface totale (externe plus l'interne) du cylindre congelé autour du puits;

C_r est la quantité de chaleur dissipé par la roche $C_r = 4 : 8 \text{ kcal}$ par m^2 et par heure.

- Perte de chaleur à cause d'une mauvaise isolation

$$S_1 = (0,1 : 0,14) \cdot Q_n \quad \text{en kcal/h}$$

- Chaleur totale dissipé

$$Q_t = Q_n + S + S_1 \quad \text{en kcal/h}$$

- Temps nécessaire à la congélation

$$T = \frac{Q_0}{Q_t \cdot 24} \quad \text{en jours}$$

En pratique il faut un temps de 2 à 4 mois pour un puits de 250 m
et 9 à 10 mois pour un puits de 500 m.

L ' A R M E M E N T
D ' U N
P O P U L I S T S

XXIII. L'ARMEMENT D'UN Puits

XXIII.1 DEFINITION

L'armement ou équipement d'un puits est normalement réalisé seulement après que tout le puits soit revêtu de soutènement.

Les extrémités des moises sont maçonnées dans le soutènement ou l'on réserve pendant sa construction des cavités convenables. Si ces cavités n'étaient pas aménagées préalablement, on serait obligé de les creuser au marteau piqueur avant la mise en place des moises. Les distances entre les rotules correspondent à la distance entre les moises, de manière que l'on puisse, sur l'étage inférieur, aménager des cavités en même temps que l'on installe les moises à l'étage supérieur.

Lorsque le plancher arrive à la recette, il est démonté et transporté à la surface en pièces détachées.

Les guides sont installés après la mise en place des moises à partir d'une nacelle suspendue; de bas en haut.

La régularité d'installation des moises et guides est contrôlée par des gabarits.

XXIII.2 DESCRIPTION DES GUIDES ET DES MOISES

XXIII.2.1 LES GUIDES

Les guides métalliques peuvent être constitués par des profils ou des rails, dont le profil à suivre est celui des rails de chemin de fer pour utiliser les mêmes passes de laminage.

Actuellement les nouveaux sièges sont équipés de rails dit standard dont le poids au mètre varie de 46 à 62 kg et d'une longueur de 8 à 12 mètres.

Il faut noter que la principale fonction des guides est de permettre aux cages ou skips une course sans balancement pour éviter les chocs entre eux, et de les guider jusqu'au jour grâce à une main courante qui s'applique sur les guides.

XXIII.2.2 LES MOISES

Elles sont métalliques en forme de I ou de U de 240 à 300 mm de largeur.

Les moises qui résistent mieux à la déformation peuvent avoir un espacement de 3 à 4 m, toute fois certaines considérations telles que la facilité d'entretien, la résistance des moises aux prises de parachutes, etc..., peuvent conduire à l'espacement des moises moindre, qui atteint l'ordre de 2 m.

XXIII.2.3 FIXATION DES GUIDES AUX MOISES

Il existe plusieurs méthodes de fixations, parmi lesquelles on trouve celle au moyen de griffons élastiques, ou au moyen de crampons, mais celle que nous allons décrire concerne la fixation à l'aide de griffes en acier moulé qui rapprochés par des boulons exercent un serrage énergique - voir la fig de la p. 65 -.

XXIII.2.4 FIXATION DES MOISES DANS LE PUIT

Autrefois on utilisait des boîtes en fonte qui présentent l'inconvénient d'une mauvaise adhérence.

Actuellement les moises sont scellées directement dans la maçonnerie du puits, les trous de scellement sont en général aménagés dans le béton au moment du soutènement.

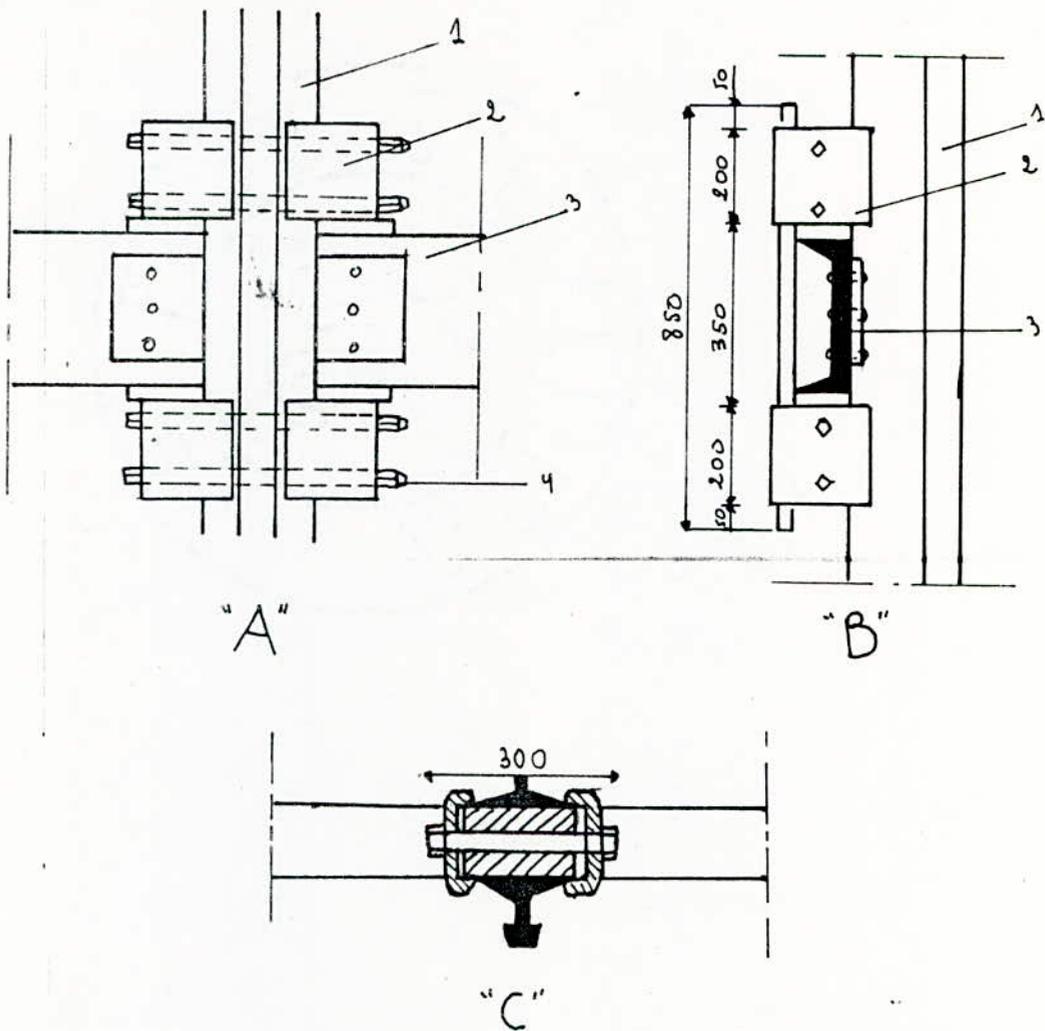
Lorsque les moises sont très longues, il est nécessaire de disposer des contre-moises qui doivent être munis de patte de scellement sinon elles auront tendance à se desceller.

XXIV. LE CHEVALEMENT DEFINITIF

XXIV.1 DEFINITION

On distingue sous le nom de chevalement la construction

SCHEMAS D'UN GUIDE METALLIQUE



A: VUE DE FACE

B: VUE DE PROFIL

C: VUE DE HAUT

- 1- Rail-guide
- 2 - systeme de serrage
- 3 - noiee en II.

etablie au dessus du puits, qui permet d'effectuer, par les poulies ou molette qu'elle supporte, le renvoi des câbles d'extraction auxquels sont suspendus les cages ou les skips, vers l'organe moteur ou machine d'extraction. Cette derniere en actionnant les câbles, assure la circulation des cages ou skips dans le puits. dans ce cas la machine d'extraction est installée en dehors du chevalement à une distance de l'axe vertical du puits, et qui n'est trop importante.

Un chevalement peut servir à une extraction simple ou à une double extraction.

Un chevalement definitif comprend essentiellement

- Un avant carré ou faux-carré;
- Une construction (bigues ou portiques) destinée à supporter la charge des câbles, independamment de l'avant carré ou en combinaison avec lui.

XXIV.2 ELEMENTS FONDAMENTAUX D'UN CHEVALEMENT

On peut distinguer dans ces ouvrages deux elements fondamentaux:

- Le faux-carré
- la construction de resistance

XXIV.2.1 LE FAUX-CARRE

C'est à l'interieur de celui-ci que se prolongent hors du puits, les guidages des cages ou des skips jusqu'à la hauteur désirée. Le faux-carré reçoit également les organes de securité suivants:

- Evite molette de chevalement qui entre en action des que la cage ou le skip depasse la recette du jour d'une certaine distance ce qui entraine le freinage de la machine d'extraction.

- Dispositif de freinage de la cage ou du skip pour le cas ou ceux-ci depasseraient la recette la recette superieure afin qu'il soit arreter progressivement avant d'atteindre les molettes.

- Poutre de choc qui se trouvent placées entre le dispositif

d'arrêt et les molettes en vue d'obtenir l'arrêt de la cage ou du skip en cas de défaillance du dispositif de freinage.

- Taquets de retenue dont le rôle est de s'effacer lors du passage ascendant d'une cage ou du skip et de faire saillie sur la trajectoire de ces mobiles afin d'empêcher leur retombée dans le puits après la rupture d'un câble par exemple.

Le faux carré doit permettre également l'exécution de manœuvres diverses:

- Encagement et décagement des berlines, déchargement des skips;
- Introduction et attache aux câbles
- Mise en place des cages, skips ou molettes;
- Remplacement des câbles
- Secours dans le puits

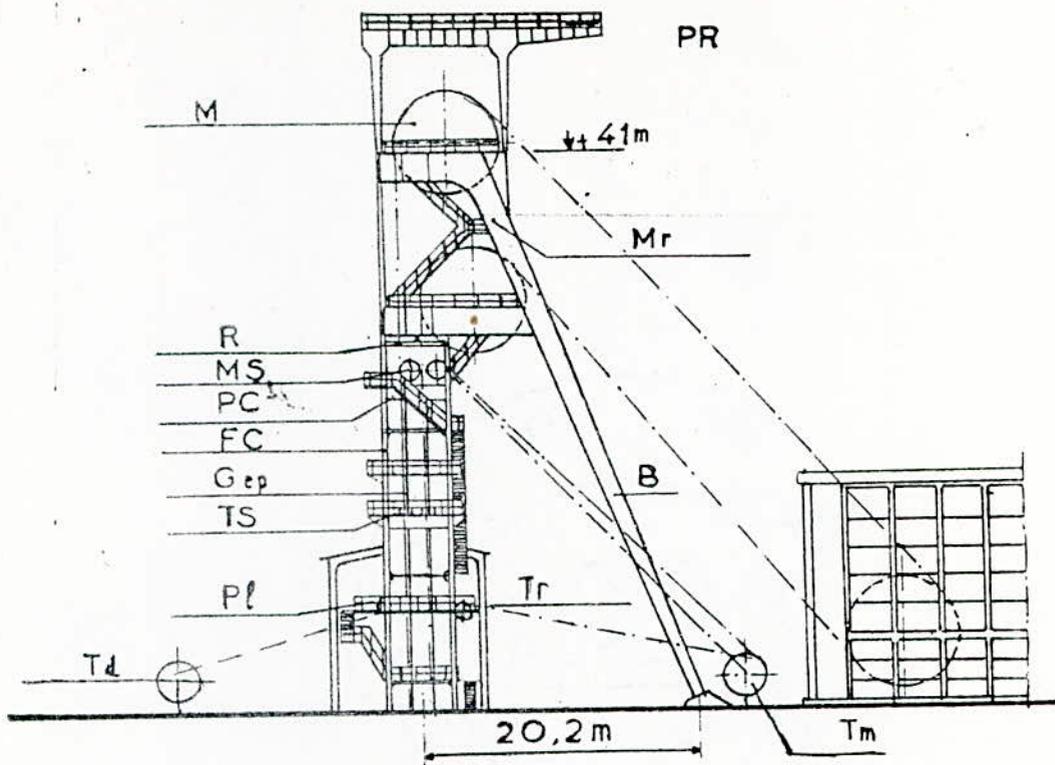
Lorsque le puits de travail comme retour d'air, le chevalement doit être doté d'un dispositif d'obturation convenable pour éviter les fuites d'air lors de l'arrivée des cages ou skips en recette.

L'ossature du faux-carré est constituée de montants verticaux assemblés à leur base sur des poutres ancrées, dans le massif de tête du puits. Les montants sont reliés entre eux au moyen des traverses délimitant ainsi les cadres successifs, le raidissage de l'ensemble s'effectue au moyen de barres diagonales, reliant les angles opposés des différents cadres.

XXIV.2.2 LA CONSTRUCTION DE RESISTANCE

Cette construction comporte dans le cas du chevalement définitif, un ensemble de bigues ou portiques. Cette construction a pour rôle de supporter :

- Essentiellement les molettes qui reçoivent les efforts des câbles
- Accessoirement divers dispositifs auxiliaires (ponts de



CHEVALEMENT D'EXTRACTION À DEUX BIGUES

PR: Pont roulant pour la manutention des molettes
 M: Molettes
 Mr: Monorail et porte-palan pour la mise en place de la molette inférieure
 R: Rouleau d'appui
 Ms: Molette de secours
 PC: Poutre de choc
 FC: Faux carré

Gep: Guides épaissis
 Ts: Taquets de sécurité
 Pl: Poulie de renvoi pour mise en place des câbles
 Td: treuil de vidoir
 B: Bigue
 Tr: Tambour de renvoi
 Tm: Treuil de manœuvre.

de levage et de manutention des molettes, passerelles de circulation et escalier).

XXIV.2.3 LES MOLETTES

On désigne par molettes les poulies à gorge permettant le renvoi des câbles d'extraction vers les organes d'enroulement.

Ces molettes peuvent être classées en deux catégories :

- Les molettes à jante moulée en acier ou en métal léger
- Les molettes à jante laminée en acier.

Quelque soit le type de jante, les bras sont en acier laminé, fixés sur moyeu en acier moulé, celui-ci reçoit un arbre qui prend appui sur les paliers disposés de part et d'autre de la molette.

Les molettes en acier moulé sont constituées par plusieurs anneaux reliés entre eux par des boulons ce qui crée un faux rond et un moment d'inertie élevée.

Les molettes en acier lamine sont constituées de deux demi élément d'un poids moindre.

D'un point de vue dimensionnel, la molette dépend essentiellement des caractéristiques des câbles. Pour le diamètre à fond de gorge on admet qu'il être supérieur à 1200 fois le diamètre des plus gros fils employés pour constituer le câble, à 80 fois le diamètre du câble quand il s'agit de câbles toronnés, à 100 fois le diamètre du câble quand il s'agit de câbles clos.

XXIV.2.3.1 GARNITURE DE LA JANTE DE LA MOLETTE

La garniture peut être constituée de cuir, coton, toile...

Si on veut obtenir des conditions de telle façon qu'on ait une bonne adhérence, on doit vérifier qu'à chaque instant de la corde la relation suivante soit satisfaite

$$\frac{T}{t} < e^{f\alpha}$$

ou T et t represente les tensions sur les deux extremités du câble;
 f est le coefficient de frottement
 α est l'angle embrassé par le câble sur la molette.

Dans le cas d'un puits on peut remplacé T par T_m (tension pour les charges montantes) et t par T_d (tension pour les charges descendantes).

ou apres calcul on à:

$$T_m = (C + Q_m + K) \cdot \left(1 + \frac{f\alpha}{g}\right)$$

$$T_d = (C + Q_m + K) \cdot \left(1 - \frac{f\alpha}{g}\right)$$

ou C est le poids de la cage vide

K est le poids du cable

γ est l'acceleration ou la deceleration

Q_m et Q_d sont les charges des berlines placées dans les cages montantes et descendantes.

Les calculs ci-dessus ne sont valables que pour une installation du type koepe dont le câble d'équilibre à le même poids que le câble d'extraction.

avec $\frac{T_m}{T_d} < e^{f\alpha}$

en prenant $e^{f\alpha}$ compris entre 0.25 et 0.3 pour le calcul d'adherence normale et entre 0.30 et 0.35 pour les cas ou il y'a des problemes d'adherence. on pourrait ainsi calculer l'acceleration qu'il est souhaitable d'imposer et qui doit être de l'ordre de 1 m/s^2 .

XXV. INSTALLATION DU TYPE KOEPE

Est connue sous cette appellation un systeme qui consiste à n'utiliser qu'une seul longueur de cable c'est a dire que lors du déplacement des cages ou skips, le cable ne s'enroule pas autour d'un tambour mais garde toujours la même longueur car une partie du cable descend pendant que l'autre est en train de monter.

Pour que cette installation fonctionne sans problemes de

variation de vitesse indésirables ,ou d'inertie, on a recours à un câble d'équilibre qui est accroché au plancher des cages ou des skips et pend librement dans le puits en passant par une barre qui se trouve dans le bounion, ce qui évite les problèmes précités.

En ce qui concerne les calculs se rapportant au calcul d'équilibre, on peut voir l'annexe.

XXVI. COMPARAISON ENTRE LA CONSTRUCTION METALLIQUE ET EN BETON, DES CHEVALEMENTS

XXVI.1 LA CONSTRUCTION METALLIQUE

Permet une mise en place rapide du chevalement, permet des modifications sans grands problèmes. La flexibilité de l'acier permet d'admettre des déformations importantes sans compromettre la stabilité du chevalement, les éléments abîmés sont facilement remplaçables.

En contre partie elle nécessite des travaux d'entretien périodiques par renouvellement de la peinture anti-corrosive.

XXVI.2 LA CONSTRUCTION EN BETON

La construction en béton armé est assez longue à réaliser , avec 5 à 6 mois de plus que pour la construction métallique.

Elle nécessite la présence de coffrages importants pendant la construction avant la solidification du béton. Le gel arrête le bétonnage.

La construction en béton ne nécessite pas d'entretien, mais est très délicate à modifier, en cas de nécessité il faut faire appel à des spécialistes.

Les ouvrages en béton sont lourds et posent des problèmes de fondations difficiles quand le sol porteurs est mauvais.

Comme avantages, ils entrent en vibration plus difficilement que les ouvrages métalliques.

En définitive, le choix entre la construction métallique et la construction en béton armé devra surtout s'exercer en considération

du prix, du delai d'execution, des qualites du sol porteur previsions des modification ulterieures, de l'atmosphere environnante.

XXVII. LES EFFETS DU VENT SUR LE CHEVALEMENT

Si l'on se base sur les regles NV 46 les composantes totales suivant la direction du vent sont calculés par la formules

$$T = C.S_p.q$$

ou S_p represente la surface totale des parties pleines de l'ouvrage opposées au vent (on prendra en consideration non seulement les barres et treillis, mais aussi les autres parties de l'ouvrage telles que molettes, escaliers,....)

q represente la pression dynamique pour laquelle on admettra les les valeurs suivantes

Hauteur de la construction	Pression q en kg/m^2
0 à 10 m	45
10 à 20 m	55
20 à 30 m	63
30 à 40 m	70
40 à 50 m	75
50 à 60 m	79
60 à 70 m	83
70 à 80 m	86

C represente le coefficient pour lequel on prendra les valeurs suivantes:

- Pour le faux-carré $C = 2.8$

Ces coefficients dependent du pourcentage P

$$P = \frac{S_p}{S} = \frac{S_p}{S_p + S_v}$$

ou S_p represente la surface des parties pleines du chevalement

S_v represente la surface des parties vides du chevalement

S represente la surface totale du chevalement (vide plus pleine)

On aura pour la première face exposée au vent:

- $C_1 = 2$ pour $P = 0$
- $C_1 = 1,6$ pour P compris entre $0,3$ et $0,9$
- $C_1 = 1,3$ pour $P = 1$

Pour une seconde face placée derrière la précédente et abritée par celle-ci on admet:

$$C_2 = C_1 \cdot (1 - 1,2 \cdot P)$$

Toute fois lorsque la distance comprise entre la première face et la deuxième est jugée trop grande, on admettra que:

$$C_2 = C_1$$

Ce sera le cas aussi pour le vent soufflant dans la direction parallèle au plan des câbles

XXVII.1 CONDITIONS DE STABILITE DU CHEVALEMENT

Pour que la construction soit considérée comme stable, il faut que:

- Le moment de stabilité soit supérieur au moment de renversement, un coefficient de stabilité $\frac{5}{3}$ signifie que l'on a:
- le moment de stabilité $\gg \frac{5}{3}$ du moment de renversement

L'EXTRACTION
PAR
LE PUIITS

XXVIII. L'EXTRACTION PAR PUIITS

Les minéraux utiles abattus et acheminés dans la recette inférieure doivent être remontés à la surface par le puits, ainsi que pour la remontée et la descente des hommes, des matériaux, des outillages, etc.....

L'extraction se fait par cages ou par skips.

XXVIII.1 EXTRACTION PAR CAGES

Les wagonnets sont placés dans des cages qui se déplacent dans le puits et qui peuvent être d'un ou plusieurs étages. Dans chaque étage de la cage on peut placé un ou plusieurs wagonnets et pour cette raison la cage reçoit une appellation correspondante.

Quand la cage débouche à la surface, les wagonnets sont poussés sur le plat vers la recette de déchargement qui est installée dans le bâtiment au dessus du puits, et qui sont dirigés vers la culbuteur pour la vidange -- voir la page 76 -- . L'admission des vides dans la cage et la sortie des pleines s'effectue à l'aide de dispositifs spéciaux.

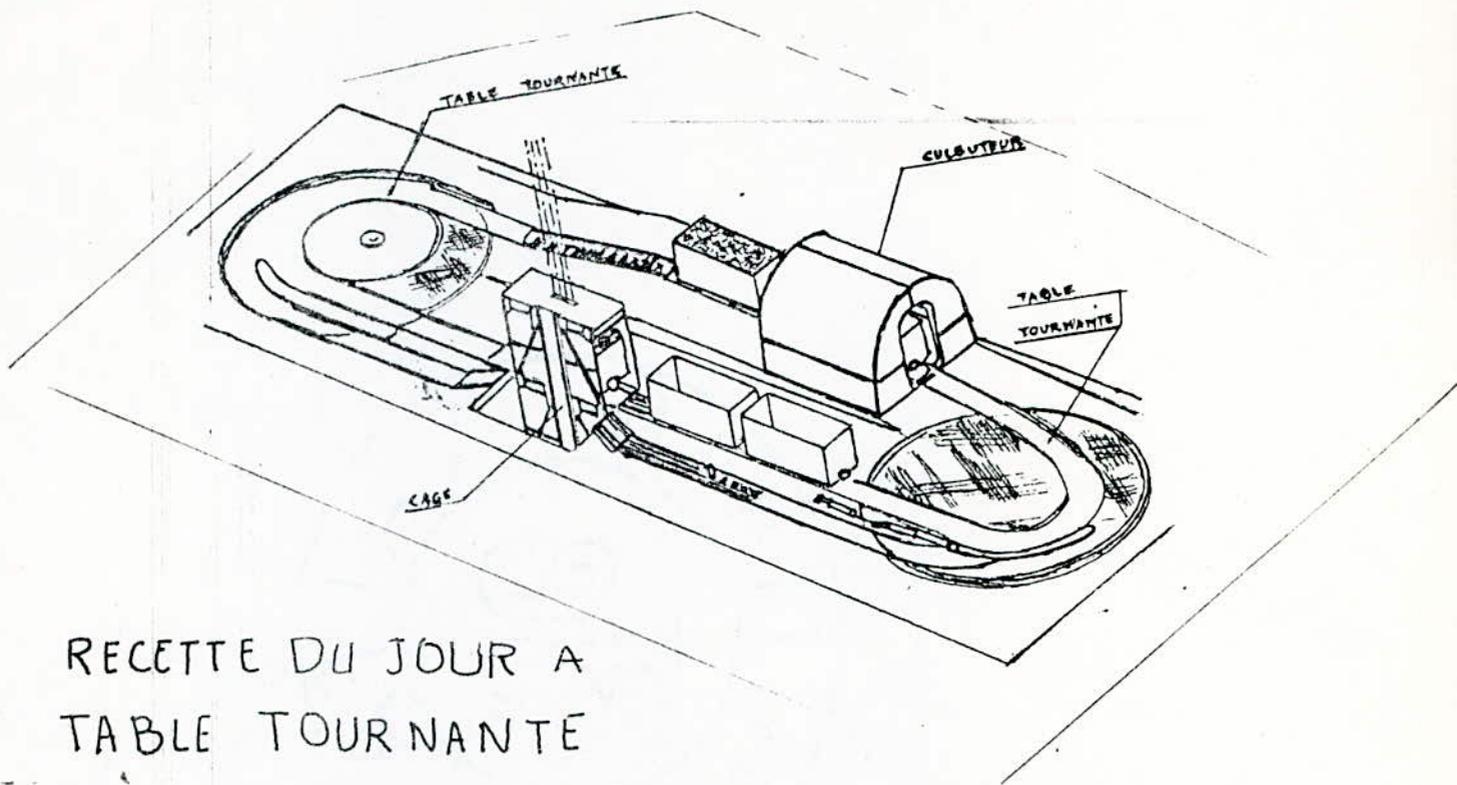
Le plancher est solide, la hauteur d'un étage est supérieure à 1,8 m, il doit exister des dispositifs empêchant la sortie spontanée des wagons pendant la remontée.

Les cages peuvent être destinées au transport des hommes et qui sont munies de toits métallique et de portes pour leurs sécurité.

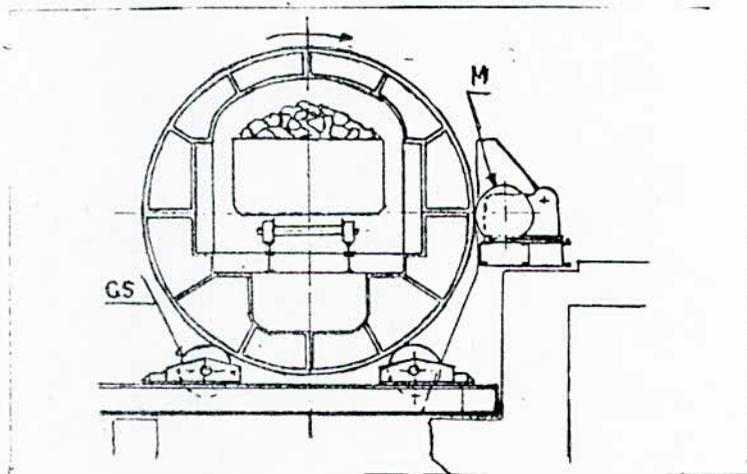
Le poids des cages varie entre 1 et 8 tonnes suivant le nombre d'étages pouvant contenir entre 1 et 12 berlines, tandis que la capacité des berlines varie entre 1000 et 4000 litres.

XXVII.2 EXTRACTION PAR SKIPS

Un skip est une sorte de caisse que l'on remplit de minerais à la recette du fond par sa partie supérieure et que l'on remonte



RECETTE DU JOUR A
TABLE TOURNANTE



SCHEMA D'UN CULBUTEUR

G.S = galets supports
M = Mécanisme d'entraînement

au jour pour le vider par sa partie inferieure tout en le laissant suspendu au câble. Il existe aussi des skips qui se vident par basculement.

Les skips ont un poids qui varie entre 8 et 14 tonnes avec une capacité variant entre 4 et 15 m³.

Les skips ne servent que rarement au transport du personnel (existence de plancher spécialement conçu à cet effet)

XXVIII.3 AVANTAGES ET INCONVENIENTS DES CAGES ET DES SKIPS

- Les cages servent en plus du transport du minerai, du transport du materiel et du personnel, tandis que le transport par skips ne le permet que si on lui installe des planchers speciaux en plus les skips ne peuvent pas transporter les gros blocs qui occasionnent des obstruction et des avaries.

- Le transport par cages necessite le transport de berlines dont les dimensions doivent être limitées à cause de la section du puits, en plus on doit depenser de l'energie pour transporter le poids mort des berlines.

Tandis que les skips permettent l'utilisation de plus grandes berlines pour le transport dans la mine et peuvent transporter plus de minerai en jouant raisonablement sur leur hauteur, ce qui permet aussi la **reduction** du parc des berlines.

- Le temps de manoeuvre (sortie et entrée des berlines) sera plus grand que celui des skips.

- Les chutes produites avec les skips (chargement des tremies, chargement et dechargement des skips) est plus important que pour les cages, ce qui occasionnent des bris (qui affecte la valorisation du minerai) ainsi que de la poussiere qui doit être captée.

- Le personnel est plus reduit au jour pour les skips que pour les cages.

En resumé les avantages les plus réels des skips sont:

- Specialisation du puits, capacité d'extraction plus grande et reduction du parc des berlines.

XXVIII.3 ELEMENTS DE CHOIX ENTRE CAGES ET SKIPS

Le choix devra tenir compte de:

- La specialisation du puits
- La friabilité des produits et pertes de valorisation par
bris
- La durée des etages
- Les problèmes de roulage au fond
- La capacité d'extraction à réaliser qui dans certains cas
ne pourra être obtenue qu'au moyen des skips.

XXIX. LA SECURITE DANS UN PUIT

Puisque l'extraction se base essentiellement sur les câbles qui remontent ou descendent les skips ou les cages, ce qui implique que la sécurité du puits et du personnel auxquels on doit éviter les accidents, passe par la sécurité du câble, de sa fixation et des solutions préconisées en cas de rupture du câble.

C'est pourquoi, dans ce qui suit nous allons parler séparément des câbles (constitution, règles de sécurité auxquelles il doivent obéir, etc.....)

Nous parlerons aussi de la façon d'éviter les accidents dans les puits, à cause de la rupture du câble, ce qui peut entraîner des dégâts matériels importants, et qui peut impliquer des retards dans l'extraction ce qui veut dire une perte qui peut être assez grosse en argent, et le pire de tous, c'est que ces accidents peuvent entraîner des pertes en vies humaines. Et pour éviter ce genre de catastrophes, on a le plus souvent recours à un moyen efficace et qui consiste dans ce qu'on appelle parachute.

XXIX.1 LES CABLES

Un câble peut être constitué de un ou plusieurs torons.

Un toron est l'ensemble câblé le plus simple que l'on puisse obtenir à partir d'un fil, il est constitué de plusieurs fils disposés en hélice régulièrement placés les uns par rapport aux autres, en une ou plusieurs couches superposées.

Le fil qui se trouve au cœur du toron s'appelle l'âme du toron, et chaque couche de fils du toron comporte alors 6 fils de plus que la couche précédente.

Le choix des dimensions et du type de câble à utiliser dépend du facteur de sécurité, qui suit la loi suivante:

$$FS = \frac{R}{C + Q + K}$$

ou R est la resistance à la rupture du cable porteur;

K est le poids du câble pendu dans le puits;

Q est la charge maximum que devra recevoir cette cage ou ce skip (compris berlines vides eventuelles);

C designe le poids de la cage ou du skip en comprenant les attelages.

Le coefficient de securité varie entre 6 et 8 car il depend de l'utilisation qu'on fait du câble, extraction de minerai, transport du personnel ou du materiel.

La deterioration des câbles peut être due à l'usure par frottement, par fatigue ou à cause de la corrosion. C'est pourquoi chaque câble d'extraction doit être soumis à une inspection quotidienne minutieuse avec une vitesse de deroulement ne dépassant pas 0,3 m/s, pendant laquelle on determine le nombre total des fils rompus sur toute la longueur du câble.

Une fois toute les semaine une visite détaillée par un agent competent sous de fortes lumières, et une autre visite tous les mois ou on verifie le facteur de securité, si on trouve qu'il a trop baissé on doit alors remplacer le câble.

XXIX.2 LES PARACHUTES

Les ruptures de câbles sont ~~assez~~ peu nombreuses mais presque toujours mortelles.

Les parachutes sont destinés en cas de rupture du câble ou d'attellages à empêcher la cage de tomber dans le puits.

Le dispositif de parachute agit comme un frein, qui commence à exercer son action un certain temps seulement apres la rupture et qui varie entre 0,1 et 0,3 secondes.

Le declenchement du parachute se fait grâce a un dispositif qui equipe actuellement la plupart des parachutes: un ressort à lames

est bandé par la tension du câble entre la maîtresse tige de l'attelage et l'ancrage, en cas de rupture du câble, le ressort se détend puisque la tension du câble s'annule ou tombe à une faible valeur et par l'intermédiaire d'une tige provoque, soit la rotation des griffes soit le déplacement des coins suivant le type de parachute adopté.

ANNEXE

XXX. DONNEES CONCERNANT LES EPAISSEURS ADMISES
DES DIFFERENTS SOUTÈNEMENTS

Type de soutènement	Epaisseur du soutènement	
	Min (cm)	Max
Béton	25	100 cm
Briques	-	3 briques
Pierres de béton	-	2.5 pierres
Les voussoirs	10	-

XXVI. CALCUL DES DIFFERENTES EPAISSEURS DE SOUTÈNEMENT
POUR LES DIFFERENTES COUCHES DE ROCHES DE L'EXEMPLE
ETUDIE

Il faut noter que dans l'exemple étudié il existe deux couches de minerai de fer et il faut noter qu'à ce niveau il existe une concentration de contrainte qui nous oblige, pour des considérations de sécurité à multiplier la pression calculé par la méthode de protodiakonov par le facteur 1.5, car c'est à ce niveau qu'on ouvre les travers-bancs.

En faisant les différents calculs on obtient les résultats suivants, (en notant que le minerai de fer est concentré aux niveaux de la 12^{ème} et 17^{ème} couche).

Pour pouvoir consulter les résultats obtenus voir la page suivante.

couche	ph(min) kn/m ²	ph(max) kn/m ²	marque de béton	resistance du beton kg/cm ²	epaisseur calculé cm	epaisseur utilisée cm
1	0	180.2	300	125	4.45	25
2	166.6	813.4	300	125	21.54	25
3	464.8	744.8	300	125	19.56	25
4	718.2	988.2	300	125	26.70	30
5	622.2	943.5	300	125	25.36	30
6	4365	5443.96	800	335	71.12	75
7	2385.9	2564.1	300	125	85.75	90
8	3185.7	3314.85	700	280	48.70	50
9	5659.5	6219.5	800	335	74.81	75
10	2932.05	3174.6	700	280	46.2	50
11	1250.6	1588.6	300	125	46.26	50
12	4032.6	4156.35	700	280	55.90	60
13	3148.75	3498.75	700	280	52.03	55
14	5737.95	6147.95	800	335	73.65	75
15	5248.25	6032.24	800	335	50.20	55
16	2240.55	2365.35	300	125	76.79	80
17	6004.35	6090.15	800	335	72.73	75
18	2399.15	2482.35	300	125	81.98	85

Il faut noter qu'on a fait les calculs en supposant que le diametre utile du puits est de 7 m.

XXXII. PRECISIONS CONCERNANT LES TRAVAUX DE TIR

Lors des travaux de tir, on utilise des explosifs dont le choix depend principalement, de la dureté des roches et de l'existence de gaz et de poussiere inflammable dans le chantier.

Le tableau suivant, montre les domaines d'utilisation des differents explosifs suivant la nature des roches (pour des mines non dangereuses du point de vue gaz et poussière).

Coefficient de dureté des roches (f)	Type d'explosif
3 - 6	Dinaftalite
6 - 10	Ammonite N6GV, ammonite N7GV, ammonal, ammonite NI.
>10	Ammonal, ammonite N3, ammonite NI, detonite M, dynamite à 62%, et 83%

Il faut noter que la dynamite à 62% et 83% est formée de nitroglycérine et de nitroglycol.

Toutes les nuances d'ammonite contiennent du trotyl.

La dinaftalite est formée de sélître d'ammonium et de dinitronaphtaline.

Les cartouches utilisées lors des travaux de tir, lors du fonçage d'un puits ont un diamètre qui varie entre 40 et 45 mm, et dont la longueur varie entre 14 et 24 cm.

Le diamètre des trous est pris 4 à 7 mm plus grand que celui des cartouches.

-Quantité d'explosifs en kg, utilisés pour 1 m^3 de roches,

D'après Mindilie $q = q_1 \cdot e \cdot L \cdot d$.

ou e est le coefficient de puissance, pour la dynamite 62%, $e=1$

q_1 est la quantité d'explosifs pour 1 m^3 de roches en fonction de la dureté $q_1 = \frac{f-2}{5}$ si $f < 5$, ou $q_1 = \frac{f-4}{1,8}$ si $f > 5$

L coefficient dependant de la longueur des trous, si la longueur est de 3 m alors $L= 1,02$

d coefficient dependant du diametre des trous, si ce diametre est de 45 mm alors $d= 0,8$

coefficient dependant du compactage de l'explosif dans les trous pour les puits $= 1$

Dans la pratique $q = 0,7-1,4 \text{ kg/m}^3$ pour la dolomie

$q = 0,3-0,7 \text{ kg/m}^3$ pour le schiste

Nombre de trous d'après Pokrowski

$$N = \frac{1,25 \cdot q \cdot S}{a \cdot d^2 \cdot k}$$

ou S est la surface de la section du puits

a coefficient de fraction de trou chargé pour $d= 45 \text{ mm}$ $a= 0,5$

poide volumique de l'explosif, pour la dynamite 62% $= 1400 \text{ kg/m}^3$

d diametre des trous de mines

k coefficient dependant de l'explosion, dynamite 62% $k= 1,2$

Pour $d=45 \text{ mm}$, on aura 3 cercles de trous (0,3; 0,4; 0,95)D

Dans une proportion entre les nombre de trous 1:3:6

Pour 4 cercles de trous (0,25; 0,48; 0,72; 0,96)D, proportion 1:2:3:5

CAPACITE DE LA CHARGEUSE

$$P_t = 3600 \cdot K \cdot \frac{V}{t} \quad \text{m}^3/\text{h}$$

k coefficient de remplissage de la benne (pour le schiste $K= 1,1-1,2$)

V volume de la chargeuse

t temps de chargement (25-30 s)

XXXIII. NECESSITE D'UTILISATION D'UN CABLE D'EQUILIBRE
DANS UNE INSTALLATION DU TYPE KOEPE

Supposons que les deux cages d'extraction ne soit pas reliées par un câble d'équilibre - voir la figure 1 de la page 88 -

Le couple statique sera sous la forme:

$$(Cu + P).R \quad \text{en debut de cordée}$$

$$(Cu - p).R \quad \text{en fin de cordée}$$

ou R est le rayon de l'organe d'entraînement;

P est le poids de la cage et des berlines vides;

Cu est la charge utile (poids du minerai à remonter);

p est le poids total du câble.

Supposons maintenant que les deux cages soient réunies par un câble de poids p' pendant librement dans le puits - voir la fig 2 de la page 88. -. Un tel câble est appelé câble d'équilibre.

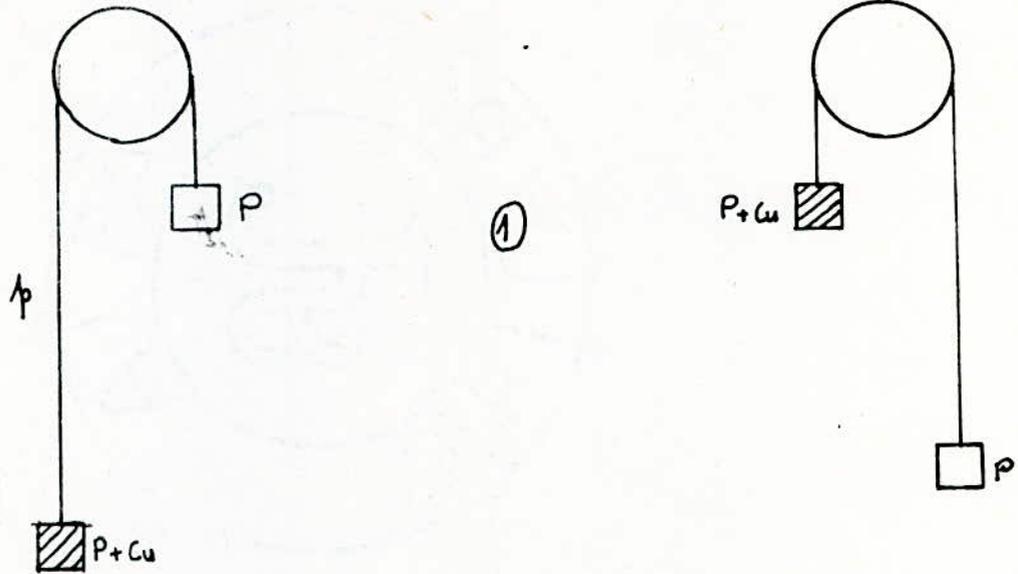
Avec cette disposition le couple statique deviendra :

$$(Cu + p - p').R \quad \text{en debut de cordée}$$

$$(Cu + p' - p).R \quad \text{en fin de cordée}$$

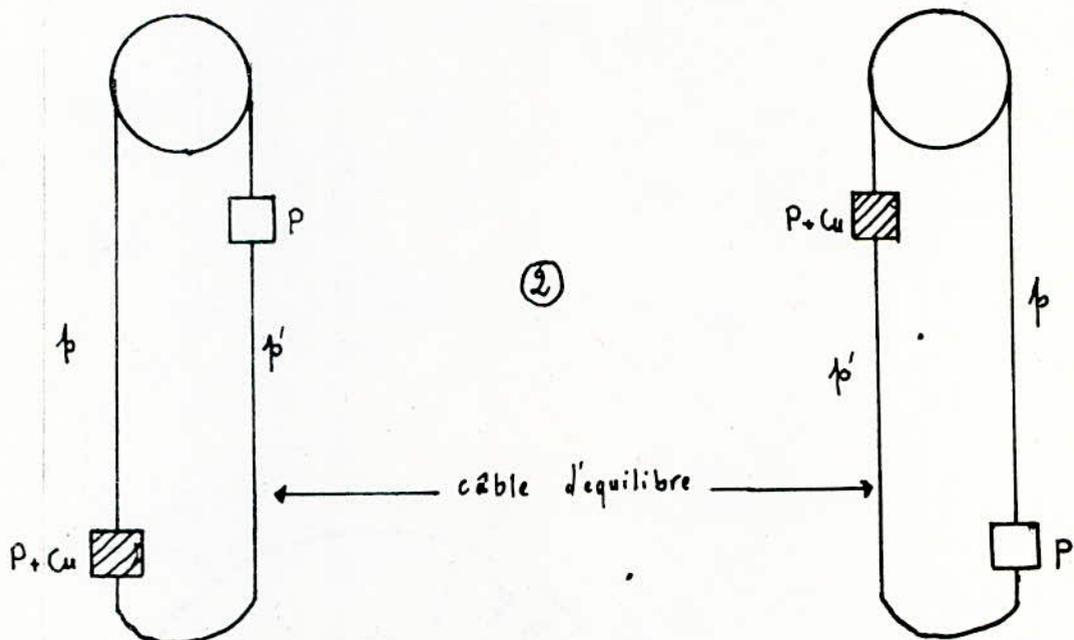
Si $p=p'$, alors les deux couples deviendront égaux, ayant pour valeur $R.Cu$, ainsi il y aura équilibrage et de ce fait nous n'aurons pas des variations de vitesses nefastes pour l'installation et surtout pour les appareils de trait.

UTILISATION DU CABLE D'EQUILIBRE



Debut de cordée

Fin de cordée



XXXIV. EXEMPLE DE CALCUL DES DIMENSIONS D'UN PUIT

Soit, une production de 1,2 millions de tonnes de minerai par an. A première vue on doit répartir cette production en deux double extractions, l'une pour 1 million de tonnes, et l'autre à 1.2 million de tonnes.

Dans ce qui suit nous allons déterminer les capacités des skips à utiliser pour l'extraction, pour cela on utilisera la formule empirique de G. Elanchik

$$\frac{A \cdot k \cdot (2,05 \cdot \sqrt{H} + 17)}{3600 \cdot N \cdot n} \ll Q_{ch} \ll \frac{A \cdot k \cdot (4 \cdot \sqrt{H} + 9)}{3600 \cdot N \cdot n}$$

ou A quantité de minerais extraits annuellement en tonnes

N nombre de jours ouvrables dans l'année

n nombre d'heures de travail d'extraction par 24 heures

H hauteur d'extraction que l'on prend avec approximation égale à la hauteur du puits;

3600 nombre de secondes par heures.

Par nos calculs on prendra k qui représente le coefficient d'irrégularité du travail d'extraction; k=1,3 ; H=775 m; N=300 jours; n=14 h

- Pour une production de 1 millions de tonnes la capacité des skips est

$$6,37 \text{ t} \ll Q_{1ch} \ll 10,3 \text{ t}$$

- Pour une production de 1,2 millions de tonnes on aura:

$$7,64 \text{ t} \ll Q_{2ch} \ll 12,35 \text{ t}$$

De ces calculs on choisi $Q_{1ch} = 8 \text{ t}$ et $Q_{2ch} = 12 \text{ t}$

et puisque le minerai à une densité apparente de 1,9 on aura les volumes des skips à utiliser

$$V_1 = 4,2 \text{ m}^3 \quad \text{et} \quad V_2 = 6,4 \text{ m}^3$$

On preconise une double extraction pour la premiere quantite à extraire, tandis que pour la deuxieme quantite on prefera une simple extraction, car si on utilisè une double extraction le diametre du puits serait trop grand, ce qui n'est pas intéressant pour un puits traversant une nappe acuífere.

En consultant les tableaux des dimensions normalisées on choisi pour la premiere production les dimensions (1850x1540), tandis que pour la seconde on choisi les skips (1740x2230) car dans le dernier cas on doit doubler la capacite du skip qui devient $V_2' = 2V_2$ donc $V_2' = 6,4 \cdot 2 = 12,8 \text{ m}^3$.

En tenant compte des jeux entre skips, skips et moises qui doit être de 200 mm, et la largeur des moises est de 120 mm.

On peut ainsi deduire le diametre utile du puits qui sera de 5 metres; - voir figure de la page 19 --.

XXXV. CALCUL DU TEMPS DE CONGELATION

En sachant que dans l'exemple choisi, la sixième couche est aquifère avec une grande pression d'eau, et que les six premières couches contiennent respectivement 10%, 15%, 7%, 5%, 3% et 45% d'eau.

Pour les formules qui serviront au calcul suivant, il faut se référer au chapitre concernant la congélation.

En prenant la résistance à la compression des roches égale à 15000 KN par m³, la pression $p=5443,96 \text{ KN/m}^3$ et $R=3,5 \text{ m}$, on trouve l'épaisseur des congélées $E=3,18 \text{ m}$

on calcul $V = 31511,5 \text{ m}^3$ car $F = 101,65 \text{ m}^2$ et $H = 310 \text{ m}$
 $n_e = 0,16$, $n_s = 0,84$ et $s = 2,33 \text{ t/m}^3$

On trouve $Q_1 = 370363482 \text{ Kcal}$, $Q_2 = 50418400 \text{ Kcal}$, $Q_3 = 403347200 \text{ Kcal}$
 $Q_4 = 50418400 \text{ Kcal}$ d'où $Q_0 = Q_1 + Q_2 + Q_3 + Q_4 = 874547482,7 \text{ Kcal}$

On trouve le nombre de trous égal à 28 avec un diamètre de 110 mm et une distance entre les trous de 120 cm.

on calcul $F_m = 2998,07 \text{ m}^2$, $c = 200 \text{ Kcal/m}^2/\text{h}$ on aura $Q_n = 599614,4$
 $F_c = 19828,42 \text{ m}^2$, $C_z = 4 \text{ Kcal/m}^2/\text{h}$ d'où $S_1 = 79273,68 \text{ Kcal}$
 $S_2 = 0,1 \cdot Q_n = 59961,4 \text{ Kcal}$

D'où $Q_b = Q_n + S_1 + S_2 = 738849,48 \text{ Kcal}$

Donc le temps nécessaire à la congélation est $T = \frac{Q_0}{Q_b \cdot 24} = 1,8 \text{ mois}$

Le temps de congélation est environ de 2 mois théoriquement, mais il peut largement la dépasser en pratique et prendre 3 ou 4 mois.

CONCLUSION

Par ce modeste travail nous avons voulu montrer la façon dont se fait le creusement, le soutènement et l'armement d'un puits et qui doivent être bien fait, car les puits ont une importance capitale puisqu'ils sont les seules communications entre le jour et le fond.

Lors de la réalisation d'un puits ce n'est pas l'aspect économique qui prime, mais plutôt, la solidité et l'étanchéité du soutènement.

On a commencé notre travail par prendre l'exemple d'un puits traversant plusieurs couches de roches différentes et dont l'une est aquifère.

Nous avons montré la façon avec laquelle se fait le choix de la position de creusement d'un puits.

Et puisque une des couches de roches contient de l'eau sous fortes pressions, on est alors obligé de congeler cette eau à l'aide d'une station de congélation, en faisant les calculs adéquats, on est arrivé à trouver un temps de congélation qui théoriquement doit durer 2 mois.

Les dimensions de la section transversale sont calculées essentiellement en fonction de la production annuelle du minerai et du volume horaire de travail, et des dimensions normalisées des engins d'extraction (skips ou cages). Dans notre cas, on a une production annuelle de 2,2 millions de tonnes de minerai, après calcul il s'est avéré qu'il fallait utiliser de sortes de skips, un avec une double extraction (1850X1540) et un avec simple extraction (2230X1740). En respectant les règles des jeux entre skips, skips et moises, skips et parois, le calcul a donné un diamètre utile de 5 m.

Avant de commencer le creusement, on doit connaître les pressions des terrains, en utilisant la formule de Protodikonov, et les épaisseurs de leurs soutènements respectifs.

On a choisi un soutènement en béton imperméable et sachant que l'épaisseur d'un soutènement ne peut dépasser 1 m, on a donc choisi un diamètre de creusement de 7 m, et fait les calculs de pression

(voir le tableau de la page) et les calculs de soutènement (voir le tableau de la page) en tenant compte de ce diamètre de creusement

On commence le creusement par la bouche du puits à laquelle on prête un soin particulier et un soutènement plus large que prévu

Le creusement se fait à l'aide d'explosifs dont on calcule les quantités avec les formules données par la page

Le soulèvement des déblais se fait à l'aide d'une benne preneuse dont on calcule les capacités de travail-voir la page -.

Puisque on a une grande profondeur de creusement, on utilise des complexes de fonçage spéciaux.

Après la fin de ces travaux, on commence l'armement du puits avec les poises, les guides, et le chevalement. L'introduction des skips, etc.....

Pour assurer la sécurité dans le puits; il faut vérifier les câbles et munir les skips avec des accessoires de sécurité comme les parachutes.

