

وزارة الجامعات والبحث العلمي
Ministère aux Universités et de la Recherche Scientifique

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT **Genie minier**

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

**Technique de realisation d'un
tunnel 'cas du metro d'Alger'
"marinage et extraction des
deblais"**

Proposé par :

cosider
M.r.Beloulou

Etudié par :

kamel
Belkessa

Dirigé par :

M^{rs} rabah
Beloulou

PROMOTION

1992

بِسْمِ اللَّهِ الرَّحْمَنِ الرَّحِيمِ

المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

كُلُّ هَذَا مِنْ فَضْلِكَ

رَبِّكَ

DEDICACE

**Je dédie ce travail à mes parents, à toute ma famille et tous mes amis
qui m'ont apporté leur soutien durant son élaboration**

REMERCIEMENTS

Je tiens à remercier, mon promoteur RABAH BELOULOU tout particulièrement ainsi que Monsieur SAIL AHMED (Ingénieur des mines) et tous ceux qui de près ou de loin m'ont aidés par leur conseils, je tiens à remercier aussi tous mes professeurs qui ont contribué à ma formation durant toute la période universitaire.

SOMMAIRE

INTRODUCTION	5
CHAPITRE 1 : GENERALITES	
1. PRESENTATION DU PROJET	6
2. FACTEURS A CONSIDERER LORS DE L'IMPLANTATION DU TUNNEL	7
2.1. CHOIX DU TRACE	
2.2. ETUDE DU PROFIL EN LONG	
2.3. CHOIX DE LA SECTION	
CHAPITRE 2 : CAMPAGNE DE RECONNAISSANCE :	12
1. CONTEXTE GEOLOGIQUE	13
1.1. DESCRIPTION GEOLOGIQUE DE LA REGION D'ALGER	13
1.2. DESCRIPTION GEOLOGIQUE DES FORMATIONS LE LONG DU TRONCON (GRANDE POSTE - KHELIFA BOUKHALFA)	16
2. ETUDE HYDROGEOLOGIQUE	16
3. ETUDE GEOTECHNIQUE	18

CHAPITRE 3 : METHODE DE REALISATION DU TUNNEL :

1. OUVERTURE ET ACCES	24
1.1. PUIITS	
1.2. RAMEAUX	
1.3. GALERIE DE RECONNAISSANCE	
2. METHODE DE CREUSEMENT	25
INTRODUCTION	
2.1. PRINCIPE DE LA METHODE	26
2.2. EXCAVATION DE LA DEMI SECTION SUPERIEUR	27
2.3. EXCAVATION DE LA DEMI SECTION INFERIEUR	40
3. SOUTENEMENT PROVISOIRE	42
3.1. CINTRES METALLIQUES	42
3.2. BOULONNAGE	43
3.3. BETON PROJETE	45
4. REVETEMENT DEFINITIF	46
4.1. ROLE DU REVETEMENT	
4.2. FACTEURS INTERVENANT DANS L'ETABLISSEMENT DES CONTRAINTES DANS LE REVETEMENT	
4.3. FORME DU REVETEMENT	
4.4. MATERIAUX UTILISES POUR LE REVETEMENT	
5. ETANCHEITE	47

CHAPITRE 4 : MARINAGE ET EXTRACTION DES DEBLAIS

GENERALITE	53
1. LES MOYENS DE TRANSPORT DANS LA GALERIE	53
A/ TRANSPORT CONTINU	54
B/ TRANSPORT DISCONTINU	64

2. TYPE DE TRANSPORT UTILISE DANS LE TUNNEL (METRO D'ALGER)	66
2.1. PARAMETRES DE BASE POUR L'EXTRACTION ET LE TRANSPORT DES MATERIAUX	70
2.2. FACTEUR EXTERIEUR ENTRANT DANS LE RENDEMENT DU CHARGEUR - TRANSPORTEUR	71
3. ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUE	72
1. CAPACITE DE PRODUCTION DU CHARGEUR TRANSPORTEUR (TORO 400D).	72
2. ORGANISATION DU TRANSPORT AUFOND	78
3. RESULTATS ECONOMIQUES	82
4. INTERPRETATION	86
4. EXTRACTION ET TRANSPORT AU JOUR	91
1. EXTRACTION PAR PUIITS	91
2. TRANSPORT AU JOUR	95
CONCLUSION	101
CHAPITRE 5 : HYGIENE ET SECURITE	
INTRODUCTION	103
1. LUTTE CONTRE LES POUSSIERS	103
2. LUTTE CONTRE LES GAZ	104
3. VENTILATION DU CHANTIER DE L'EXCAVATION	106
4. LUTTE CONTRE LES BRUITS ET LES VIBRATIONS	120
5. ASSURER UN BON ECLAIRAGE	121
6. CONSIGNES DE SECURITE	122
7. MESURES DE SECURITE DANS LES CHANTIER LORS DU CREUSEMENT DES OUVRAGES	122
CHAPITRE 6 : CONCLUSION	125
ANNEXE	126
BIBLIOGRAPHIE	129

INTRODUCTION

CHAPITRE 1 : GENERALITES

1. PRESENTATION DU PROJET
2. FACTEURS A CONSIDERER LORS DE L'IMPLANTATION DU TUNNEL

INTRODUCTION

- Les constructions souterraines ont de tout temps suscité un intérêt certain. Ils sont destinés à créer une liaison entre deux points en vue d'instaurer des possibilités de transport ou de communication par l'élimination des obstacles topographiques qui les séparent.
- Les tunnels qui forment donc un des groupes importants des constructions souterrains, sont des ouvrages linéaires de parcours, de traversé ou de jonction, établi au dessous du niveau du sol.
- Ces réalisations demandent des efforts soutenus, pour parier à tous danger.
- Pour améliorer la circulation urbaine, proche de l'asphyxie, suite au nombre d'habitants qui a doublé en moins de vingt ans, la ville d'Alger doit être pourvue d'un réseau de transport déconnecté de la circulation générale, en construisant la première ligne du métro d'Alger.
- Pour la réalisation d'un tel ouvrage, je me suis penché sur la problématique de l'évacuation des déblais.

CHAPITRE 1

1) PRESENTATION DU PROJET [4]

Il s'agit de la réalisation d'un premier tronçon de la ligne N°1 du métro d'Alger. Il se situe entre la place Emir Abdelkader (E.A) au PK 1158 et la rue Vincent (R.V) au PK 2715 et comprend un tunnel à double voie et deux stations (Tafourah grande Poste ou TGP et Khelifa Boukhalfa ou KH B).

La référence Kilométrique qui a été utilisée est la suivante :

* Le PK 0,000 de référence se trouve à l'entrée nord de la station «Place des martyrs» au point dont les coordonnées sont :

X = 523448 : 937388

Y = 387300 : 634961

* Les PK sont positifs en se déplaçant de la station Place des Martyrs en direction de Bachdjarah, et négatifs dans le sens Place des Martyrs - Station Oued Koriche.

Le tunnel est considéré comme un monotube établi pour deux (2) voies de circulation, sa section de forme caquoïde est d'environ 73 m². (voir annexe).

La couverture du sol varie entre 9,5 m et 18 m, il passe sous une infrastructure et une vie urbaine très importante (immeubles, réseaux de service publics, trafic automobile ...).

Le tunnel est divisé en trois tronçons d'exécution :

- Tronçon A : du PK 1 587 ou PK 1 156 = 429 m : 9,12 m d'ouvert
- Tronçon B : du PK 1 702 au PK 2 317 = 615 m : 8,82 m d'ouvert
- Tronçon C : du PK 2 430 au PK 2 715 = 285 m : 9,12 m d'ouvert

(PLANCHE N°1)

2 - FACTEURS A CONSIDERER LORS DE L'IMPLANTATION D'UN TUNNEL

2-1 Choix du tracé

« Une bonne reconnaissance de l'environnement permet un choix judicieux du tracé du tunnel. Ce choix va tenir compte avant tout des intérêts de la circulation et des transports de la région en question, son implantation exacte va dépendre ensuite des conditions géologique et hydrogéologique. Dans la mesure du possible, on s'efforce de garder l'axe du tunnel droit. Non seulement cela diminue la longueur de l'ouvrage, améliore la visibilité et rend la construction plus économique, mais cela facilite en outre la construction, simplifie l'implantation et améliore l'effet de la ventilation.

Mais parfois suite aux conditions topographiques particulières, les voies de raccordement doivent suivre un tracé en courbe.

Le choix du tracé est aussi influencé par l'implantation correcte des points d'attaque, entrée et sortie du tunnel.

Donc l'implantation à l'intérieur de grandes villes des tunnels des services publics comme pour le cas du métro d'Alger, doit se conformer aux exigences des réseaux de distribution et surtout au réseau des rues. (K SZECHY, 1970)

(PLANCHE N°2)

2-2 - Etude du profil en long :

Le choix de la situation en élévation et du profil en long des tunnels dépend du déroulement de la circulation et des conditions d'exploitation. Il sera fondé sur les exigences de l'exploitation et de la construction.

Le facteur construction aussi bien que celui de l'exploitation sont sensibles à l'implantation haute ou basse du tunnel, parce que c'est d'elle que dépend la nature du sous-sol à traverser.

Le profil en long d'un tunnel est donc conditionné par :

- La nature des terrains à traverser,
- L'orientation du tunnel par rapport aux principales directions de discontinuités,
- La fig. 1.1 donne quelques exemples,
- La recherche à éviter les accidents géologiques où à les franchir perpendiculairement,
- La nature et l'épaisseur des terrains de couverture.

2-3 - Choix de la section

La section d'un tunnel doit être déterminée sur la base des facteurs suivants :

1. Les gabarits des véhicules qui seront appelés à emprunter le tunnel et de ceux des matériaux qui y seront transportés,
2. La nature du terrain, sa résistance, sa teneur en eau et les poussées géologiques du souterrain,
3. La méthode de travail adoptée,
4. Le matériau utilisé pour le revêtement, sa résistance, ainsi que les charges intérieures qu'il devra supporter,
5. L'existence d'une ou ^{de} deux voies de circulation.

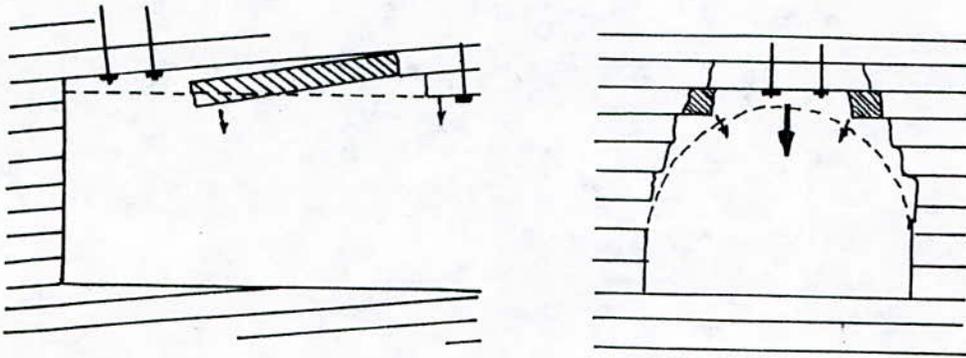
. Gabarit libre :

La section utile à garder libre à l'intérieur du tunnel, autrement dit le gabarit fonctionnel est nécessaire à l'étude du projet.

Outre le gabarit de circulation, il convient de prévoir de la place pour les diverses conduites et canalisations imposées par l'exploitation du tunnel et de la voie de circulation.

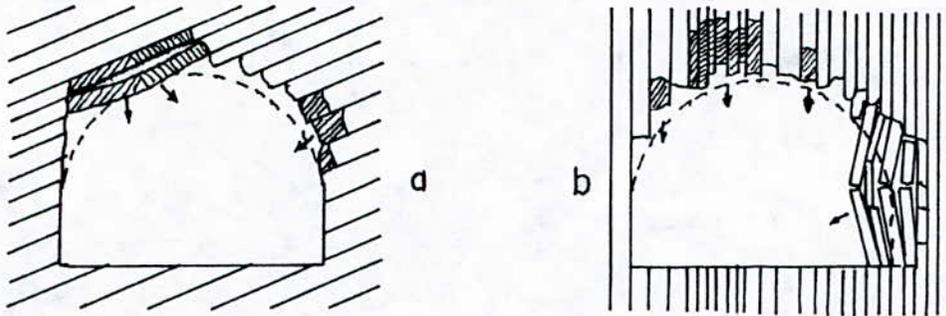
Lors du dimensionnement de la section, il ne faut pas perdre de vue l'éventualité de l'introduction ultérieure de nouvelles machines, nécessitant un gabarit plus grand.

1 - Pendage subhorizontal : hors-profils et risques d'effondrement de la voûte (boulonnage).



2 - Galerie en direction : a) Pendage oblique - b) Pendage vertical

- hors-profils importants
- flexion des couches minées tangentées à la paroi (boulonnage)
- Risque d'effondrement de panneaux importants dans le cas de pendage vertical.



3 - Galerie en travers-banc : d'autant moins de hors-profils que le pendage est plus proche de la verticale.

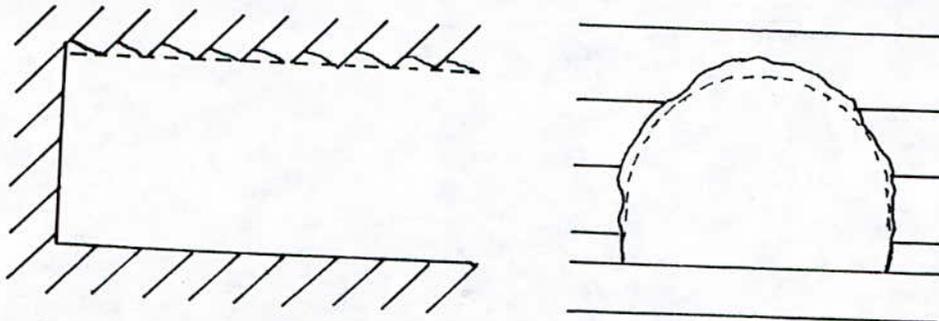


Fig. 1.1 - Influence de l'orientation de la stratification sur la stabilité des parois de la galerie.

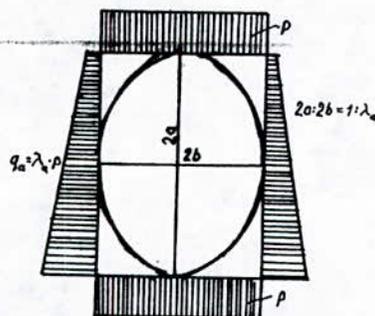


Fig. 1.2 - Profil de tunnel défini d'après le critère de Rankine. (1970)

. Influence de la nature du terrain :

La conception des profils des tunnels dépend en second lieu de la nature du terrain dans lequel ils seront construits. Les charges extérieures, l'importance des pressions géologiques dépendent de la résistance de la roche, qui est en fin de compte à l'origine des pressions verticales et latérales qui s'exercent sur le tunnel.

En se basant sur la loi de RANKINE, de la proportionnalité constante existant entre les poussées verticales et latérales, on obtient une ellipse dont les axes principaux se conforment à la loi suivante :

$$(a/b) = (1/\text{tg}^2(45^\circ - Q/2)) \quad \text{Voir fig. 1.2.}$$

Pour un terrain sableux on aura par exemple ($Q = 30^\circ$) $\Rightarrow a/b = 1,6$ donnant une hauteur de 1,6 fois supérieure à la largeur, dans le cas d'un terrain argileux gorgé d'eau ($Q = 0$) le rapport a/b sera égal à l'unité, l'ellipse se transforme en cercle.

. Rôle de la méthode d'excavation :

Le choix de la méthode d'excavation peut avoir les influences suivantes sur la forme du profil :

- Les méthodes d'avancement classiques rendent possible la réalisation de tunnels à section en fer à cheval ou en forme de voûte, ainsi que les sections circulaires.

Cependant, le choix de la méthode est fonction des conditions du terrain. Il peut être éventuellement être influencé par l'outillage, par les matériaux disponibles.

. Influence des matériaux de revêtement utilisés :

Avec les matériaux de construction pratiquement dépourvus de résistance à la traction (pierre, briques, béton) on ne pourra ériger que des revêtements de profils composés d'une voûte et de murs de soutènements robustes, ne devant résister qu'à la compression. Il s'agit des sections en forme de fer à cheval ou des sections circulaires.

Les matériaux résistant à la traction et à la flexion (béton armé, acier) permettent d'adopter des profils de formes quelconques.

Donc la nature des matériaux que l'on utilisera pour la construction sera imposée non par la qualité des matériaux disponibles, mais par les possibilités d'utilisation économique et pratique des matériaux imposés par la méthode de travail choisie.

. Profils à simple ou à double voie.

Les dimensions des profils des tunnels soumis à une circulation intense, seront influencés par le choix d'une des deux solutions de tunnel unique à double voie ou deux tunnels séparés, à une seule voie de circulation chacun.

Dans le cas de profils en fer à cheval, généralement construits dans des terrains stables, il est plus avantageux de prévoir des sections à doubles voies, tandis que la solution économique pour les tunnels à profil circulaire situés dans des terrains instables consiste à réaliser deux excavations séparées, à simple voie chacune.

Deux avantages incontestables des tunnels doubles résident dans les meilleures conditions de ventilation et dans la possibilité de maintenir la circulation sans gêne dans un des tunnels, pendant que des travaux d'entretien importants obligent à couper la circulation dans l'autre, ce qui nécessite l'arrêt complet de l'exploitation dans les tunnels à double voie.

CHAPITRE 2 : CAMPAGNE DE RECONNAISSANCE :

1. CONTEXTE GEOLOGIQUE
2. ETUDE HYDROGEOLOGIQUE
3. ETUDE GEOTECHNIQUE

CHAPITRE 2

CAMPAGNE DE RECONNAISSANCE

1 - Contexte Géologique

1-1 - Description géologique de la région d'Alger [1], [22], [2]

L'étude des cartes géologiques et des résultats des sondages carottés ont permis de définir le sous sol de la ville d'Alger comme étant constitué de deux unités géologiques de nature et d'âge très différent :

On distingue :

* Au nord, le massif cristallophyllien d'âge primaire allongé d'est en Ouest sur 20 Km et dont la largeur est d'environ 6 Km.

* Au sud, un anticlinal orienté Nord-Est-Sud-Ouest, formé de séries sédimentaires d'âge tertiaire. Il est oblique au massif cristallophyllien et se prolonge dans le bassin de la Mitidja.

Localement ces deux grands ensembles sont recouverts par les formations plus récentes du quaternaire. (Voir fig. 2.1).

Le Primaire (massif cristallophyllien) :

Les principaux facies pétrographiques reconnus dans le primaire, sont :

- * Les schistes et micaschistes.
- * Les schistes ardoisiers fortement injectés de quartzite.
- * Les calcaires lenticulaires métamorphiques.
- * Les gneiss, souvent oillés de quartz et injectés de roches granitiques (granito. - gneiss, migmatites, embréchites).

De plus ces terrains sont fortement altérés et la décomposition des minéraux gneissiques peut conduire à la formation de matériaux argileux qui remplissent les fissures.

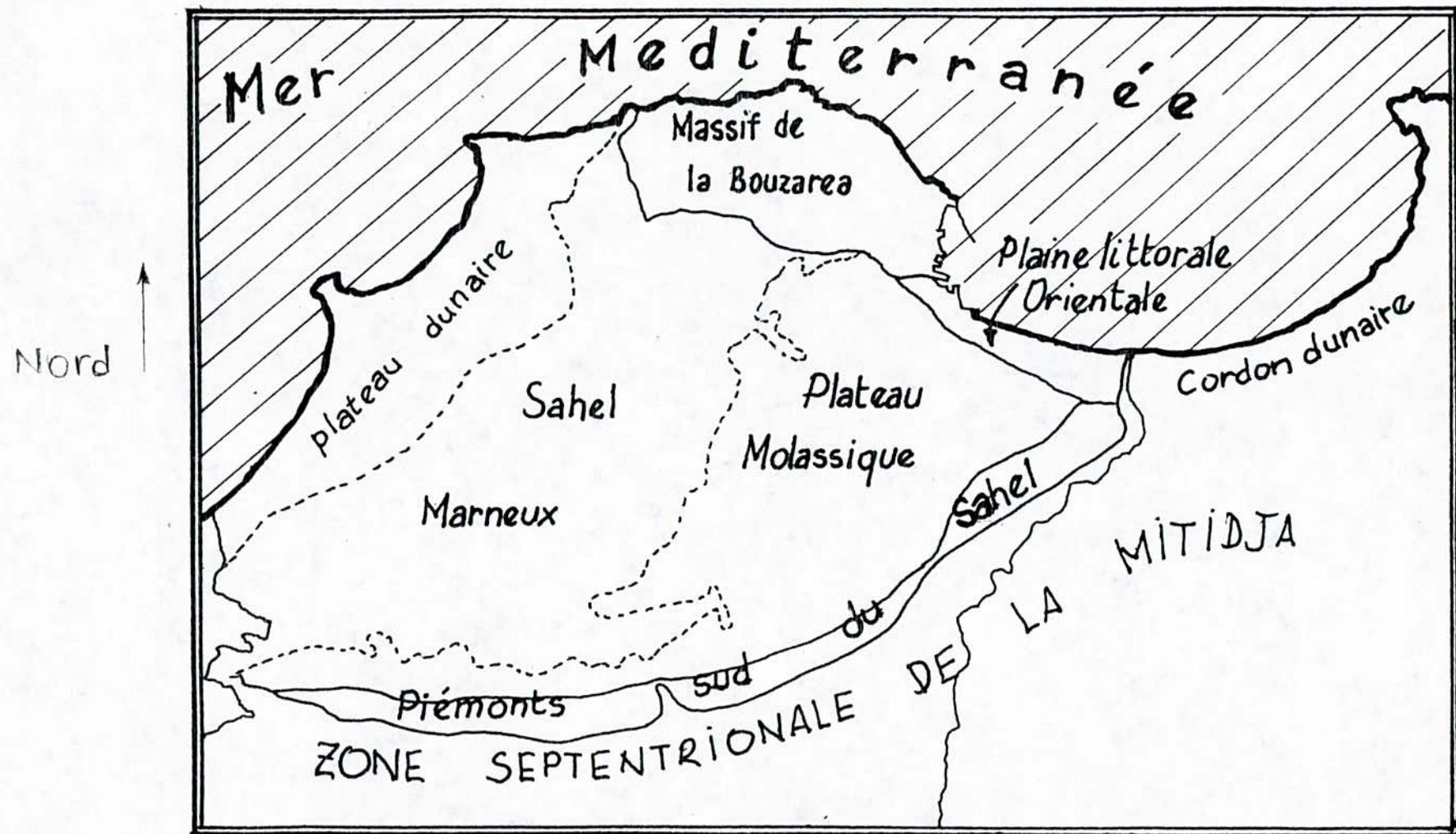


fig. 2.1 - Localisation des ensembles géographiques

Le tertiaire (terrains sédimentaires) :

On rencontre de bas vers le haut les formations suivantes :

Le miocène inférieur (BURDIGALIEN) : Il est formé de grés et poudingues.

Le miocène supérieur (PONTIEN) : Il est aussi conglomératique et gréseux.

Le Pliocène inférieur (PLAISANCIEN) : Il s'agit de formations marneuses coquillière souvent gréseuse avec parfois d'importants passages de calcaires gréseux, épais de plusieurs mètres.

Le Pliocène supérieur (ASTIEN) : C'est la formation géologique la plus importante, appelée couramment «mollasse astienne», elle est de teinte jaunâtre et constitué de grés calcaires, sables et de marne sableuse. L'épaisseur peut aller jusqu'à 40 m. (K. BENALLAL, 1988)

Le quaternaire :

Les différentes assises géologiques du primaire et du tertiaire décrites ci-dessus sont généralement recouvertes indifféremment par les couches quaternaires suivantes :

*** Les alluvions et colluvions :**

Ils regroupent les formations d'âge calabrien à quaternaire récent dont l'épaisseur varie de 0 à 17 m et qui comprennent des argiles ou limons argileux rougeâtres, sableux ou graveleux ainsi que les sables et graviers.

*** Les remblais :**

Ils sont généralement des éléments sablo-graveleux et limoneux avec des débris. Leur épaisseur est d'environ 12 m, mais la limite avec les formations sous-jacentes est souvent difficile à déterminer. (EMA, 1986)

1-2 - Description géologique des formations le long du tronçon (Grande poste - Khelifa Boukhalfa) [2], [3]

Du haut vers le bas, on distingue :

* Les remblais forment une couche continue le long du tronçon, leur épaisseur maximale est de 5 m.

* Plus bas, les alluvions pouvant être inexistantes sur des parties du tronçon, et ayant une épaisseur peuvent atteindre 4 mètres.

* Ensuite viennent des formations de gneiss et de gneiss-alterés.

- Ce tronçon s'insère sur toute sa longueur dans les roches métamorphiques du primaire.

Les couches rencontrées sont généralement des gneiss et des gneiss-alterés et micaschistes injectés de filons de quartzite, et on observe parfois des intrusions de schistes et de pegmatites.

- Les déformations tectoniques que le massif d'Alger a subi ont provoqué des fracturations et des fissurations du rocher et des circulations d'eau, qui ont permis la formation des zones très altérées, ce sont les gneiss pourri.

(VOIR PLANCHE N°3)

2 - ETUDE HYDROGEOLOGIQUE [3]

L'étude hydrogéologique constitue un élément très important des reconnaissances de tunnels. En général, elle est effectuée en même temps que l'étude géologique. Dans le complexe métamorphique d'Alger existe une présence d'eau localisée dans les fractures, fissures et diaclases du sol qui pose un problème pour la réalisation du métro. Alors des études ont été faites dans ce sens, pour définir les conditions hydrogéologiques.

Pour cela on procéda par différentes méthodes qui sont :

. Des points d'observations visuelles (présence de sources et différences de végétation).

. Une étude du site, réalisée au moyens d'essais in.situ.

Les essais in-situ effectués sont :

- * Relevés piezométriques,
- * Essai LEFRANC (sol),
- * Essai LUGEON (roche),
- * Essai de pompage.

Relevés piezométriques :

Les sondages de reconnaissances peuvent être utilisés pour poser des piezomètres, qui vont permettre des mesures de pressions et par la suite définir les principales caractéristiques des divers aquifères.

Le relevé des niveaux d'eau dans les piezomètres doit être effectué régulièrement et pendant une période d'au moins un an.

Essai LE FRANC :

Il consiste à réaliser une poche à la base d'une colonne étanche. Il faut que l'épaisseur de la couche perméable homogène soit grande par rapport à la dimension de cette poche.

Cet essai permet le calcul de la perméabilité des sols dans les sondages de reconnaissance classiques.

Essai LUGEON :

C'est un essai qui permet la mesure du débit qui s'écoule sous une pression effective de 1 Mpa et sur une longueur de 1 m à travers les parois d'un forage (diamètre généralement compris entre 70 à 80 mm).

L'essai s'effectue en général sur une tranche de forage de 3 à 5 m de longueur isolée du reste du forage par un obturateur de l'eau sous charge constante.

Cet essai donne des indications sur l'aptitude du rocher à absorber l'eau, donc sur sa perméabilité et son degré de fissuration, ainsi que sur la nature et le comportement des produits de remplissage des fissures (possibilité de colmatage, débouillage).

Essai de pompage :

Consiste à pomper, par un puits crépiné, l'eau de la nappe, il nécessite un forage en assez gros diamètre (200 mm à 600 mm).

Ces résultats permettent une appréciation globale des caractéristiques des niveaux aquifères.

- Du point de vue hydrogéologique, les niveaux relevés dans les piezomètres mis en place mettaient en évidence des niveaux d'eaux à des profondeurs très variées, preuve de l'absence d'une nappe continue, mais traduisant l'existence de circulations locales.

Ces circulations d'eaux ont permis la formation des gneiss pourris ou inversement la minéralisation des fractures en silice (quartz) dans les gneiss et micaschistes.

- Les essais de type LUGEON réalisés dans les formations rocheuses, montrent que la perméabilité est faible : elle est comprise entre 10^{-6} et 10^{-8} m/s.

(VOIR PLANCHE N°3)

3 - Etude géotechnique : [2], [7]

Les études géotechniques compétent celles réalisés par la géologie et l'hydrogéologie. Ces études doivent permettre :

- de préciser la description des terrains,
- de prévoir leur comportement ainsi que la stabilité des ouvrages pendant les différentes phases de leur exécution et après leur achèvement.

Pour cela on a réalisé différents essais qui sont :

- * Essais de laboratoire.
- * Essais in-situ.

1 - Essais in-situ :

1.1. Méthode CROSS-HOLE

But

Le dimensionnement des ouvrages, notamment enterrés, vis à vis des sollicitations dynamiques, séismes tout particulièrement, nécessite la prise en compte dans les calculs d'interaction sol-structure, des paramètres dynamiques qui caractérisent le terrain qui sont :

- Module dynamique E_d ;
- Module de cisaillement dynamique G ;
- Coefficient de poisson dynamique m .

Ces caractéristiques peuvent être déterminées in situ en mesurant la vitesse longitudinale et transversale d'une onde plane.

- Principe :

Les valeurs de ces coefficients sont calculées à partir de la mesure de la vitesse de propagation d'une onde dans le terrain à étudier. Une onde sismique comprend deux constituants essentiels : l'onde de compression (ou longitudinale ou onde P) voyageant à la vitesse V_l et l'onde de cisaillement (ou transversale ou onde S) dont la vitesse est V_t .

Les coefficients géodynamiques sont liées par des relations simples aux vitesses V_l et V_t .

Si on suppose un milieu élastique isotrope et homogène, on a :

$$\begin{aligned} E_d &= 2 \times d \times V_t^2 \times (1 + m) & E_d : & \text{Module dynamique} \\ G &= d \times V_t^2 & G : & \text{Module dynamique de cisaillement} \\ m &= (V_l^2 - 2.V_t^2) / (2(V_l^2 - V_t^2)) & m : & \text{Coefficient de poisson dynamique} \\ & & d &= \text{densité du matériau.} \end{aligned}$$

La méthode consiste à mesurer les vitesses V_l et V_t d'un train d'ondes se propageant dans le terrain.

Pour cela on produit l'explosion d'une charge explosive dans un forage et on enregistre dans un second forage le temps d'arrivée de l'onde.

La distance et la profondeur des forages sont déterminées par les dimensions de la tranche à ausculter (maxima : cinquante mètres de profondeur, dix mètres de distance).

En répétant l'opération à toutes les profondeurs voulues on obtient les valeurs des caractéristiques géodynamiques du terrain.

Dans notre cas, l'essai qui concerne les gneiss de l'Agha est le seul qui a été réalisé près du puit 2 de la galerie de reconnaissance.

Les résultats sont répartis sur le tableau suivant :

Formations Gneiss	V_l moy m/s	V_r moy m/s	Ed Mpa	G Mpa	μ moy.
de 6 à 9 m	1300	630	2660	980	0,35
de 9 à 13 m	1660	700	3440	1240	0,39
de 13 à 31 m	2250	1020	7180	2620	0,37

a) Accroissement des vitesses longitudinales V_l avec la profondeur.

b) Les vitesses des ondes de cisaillement V_t sont de deux fois moins élevés que les vitesses de compression.

c) Le coefficient de poisson varie de 0,35 à 0,39.

d) On remarquera que la faiblesse du module dynamique Ed, indique que les gneiss recoupés par les sondages en profondeurs sont assez fissurés.

e) Le module dynamique de cisaillement G varie dans un rapport de 2 à 3 par rapport au module dynamique d'Young Ed, il est très conditionné par l'indice des vides.

1-2 Sondages :

Ils vont permettre d'effectuer des mesures in situ et, éventuellement, des prélèvements d'échantillons (cas des sondages carottés) pour des essais de laboratoire. Parmi les principaux essais et mesures in situ qui ont été effectués est l'établissement du R.Q.D. (Rock quality Designation) ou le taux de carottage modifié défini par DON DEERE, est basé sur le nombre de fractures et altération de la roche. Cette mesure indirecte est obtenue en faisant la somme de la longueur des éléments de carotte récupérés mais en ne comptant que les morceaux d'une longueur égale ou supérieure à 10 cm et qui sont durs et sains.

$$\text{RQD}\% = \frac{100 \times \text{longueur cumulée des éléments de carotte} > 10 \text{ cm et sains}}{\text{Longueur de la tranche de sondage considérée}}$$

DON DEERE donne la correspondance suivante entre valeur du RQD et qualité de la roche.

RQD %	Qualité de la roche
0 - 25	Très mauvaise
25 - 50	Mauvaise
50 - 75	Moyenne
75 - 90	Bonne
90 - 100	Excellente

Dans notre cas, les valeurs du RQD obtenues varient de 0 à 75, d'après le tableau ci-dessus ces valeurs de R.Q.D. mentionnées sur les coupes de sondage témoignent de la forte fissuration et / ou fracturation de la roche.

2 - Essais de laboratoire :

Ces essais permettent l'étude des prélèvements d'échantillons des sondages carottés.

Les différents résultats des essais en laboratoire faits sur le gneiss sont données dans le tableau suivant

ECH	W %	Mdg/m ³ γ_d	Rc Mpa	Rt Mpa	Abrasivité point cerchar
151/1	0,5	2,61	-	6,4	2,4 - 3,1
151/2	0,8	2,61	-	0,9	-
151/3	0,2	2,62	-	9,9	-
151/4	-	-	4,1	-	0,7 - 1,3
151/5	0,4	2,62	44,0	-	2,3 - 2,7
151/6	0,6	2,62	-	5,6	2,7 - 3,3
157/1	0,6	2,62	130,4	-	3,4 - 3,9

CHAPITRE 3 : METHODE DE REALISATION DU TUNNEL :

1. OUVERTURE ET ACCES
2. METHODE DE CREUSEMENT
3. SOUTENEMENT PROVISoire
4. REVETEMENT DEFINITIF
5. ETANCHEITE

METHODE DE REALISATION DU TUNNEL

1 - OUVERTURE ET ACCES [24]

1-1 Le puits

Lorsqu'un puits ne doit être utilisé que comme moyen d'accès pour l'exécution d'un tunnel, sa section dépendra de la quantité de déblais à évacuer et des dimensions des bennes ou des cages.

D'autre part, il faudra prévoir, dans chaque puits un emplacement spéciale pour les tuyaux et les câbles électriques, ainsi que les différentes installations entrant dans la bonne marche des opérations.

Pour l'exécution des tunnels.

Ces puits peuvent aussi permettre des prélèvements d'échantillons pour des essais géotechniques.

1-2 - Rameaux

Après le creusement des puits, on creuse des petites galeries (rameaux) qui donnent accès à la galerie de reconnaissance. C'est à dire permettre la liaison entre le puits et la galerie.

1-3 Galerie de reconnaissance

La galerie de reconnaissance appelées aussi galerie pilote a pour but :

- * L'observation visuelle du terrain et l'établissement d'un relevé géologique détaillé;
- * L'observation des conditions hydrogéologiques, en particulier le type des venues d'eau (ponctuelles ou diffuses);
- * Les essais et mesures géotechniques in-situ;
- * Les prélèvements d'échantillons pour des essais de laboratoires;
- * De préciser les méthodes d'exécution; creusement et soutènement.

D'une manière générale, une galerie de reconnaissance permet de réduire les aléas du projet et de trouver la solution la mieux adoptée dans les cas difficiles.

2 - METHODE DE CREUSEMENT

Introduction : [17], [24] :

A côté du creusement traditionnel à l'explosif des galeries au rocher, il existe la solution du creusement entièrement mécanisé avec machine à attaque globale ou partielle. C'est pourquoi, il faut prendre en considération quelques caractéristiques d'utilisation qui interviennent dans le choix optimal à faire.

Souvent, un creusement est jugé satisfaisant si sa vitesse moyenne de progression est élevée. Cela est en général le cas pour le creusement mécanisé où les vitesses de progression sont supérieures à celles des chantiers à l'explosif. Cependant, le creusement mécanisé est pénalisé par des travaux à effectuer avant, pendant et après le creusement.

L'abattage avec l'emploi de l'explosif est généralement utilisé pour l'exécution de tunnels situés dans des roches pour lesquels un abattage manuel ou un terrassement mécanique n'est plus possible ou économique, c'est à dire que son domaine d'application se situe dans les roches dures où il présente les meilleurs résultats d'efficacité et de rendement.

Mais parfois sous l'effet d'une fissuration importante induite par le tir nécessite un soutènement très lourd pour stabiliser les parois de l'excavation et la limitation des hors-profilts ne peut se faire que par un plan de tir bien étudié aussi pour avoir une bonne fragmentation des produits de marirage.

L'abattage à l'explosif et donc l'un des moyens de terrassement en souterrains les plus économiques.

Mais, lorsque l'on a affaire à un terrain meuble ou peu cohérent, l'abattage mécanique est généralement imposé par l'instabilité même du terrain et sa faible résistance à la désagrégation.

La méthode dite mécanique est utilisée dans les conditions où le rendement est tributaire de la nature de l'outil utilisé et de sa puissance.

En général les méthodes mécaniques ont pour avantage une réduction des dépenses de main d'oeuvre et un meilleur découpage de la section.

- La méthode utilisée pour la réalisation du tunnel qui concerne le lot 1 + 2 est celle dite : NOUVELLE METHODE AUTRICHIENNE (N.M.A).

1) Principe de la méthode : [6] :

La nouvelle méthode autrichienne (N.M.A.) se caractérise par :

- La mise en place, aussi rapidement que possible, d'un soutènement déformable constitué de boulons armant le terrain et d'une couche de béton projeté (considéré comme soutènement provisoire).
- Des mesures de convergence systématique sont entreprises pour évaluer les manifestations et les déformations engendrées dans la voûte et dans le terrain avoisinant dont l'interprétation permet d'adopter les dimensions les quantités et les phases de mise en place des éléments constituant le soutènement (béton projeté en voûte, au front, en radier, boulons, cintres).

Le but de ce soutènement est de garantir la stabilité de l'excavation non pas en bloquant tout mouvement mais en créant un anneau porteur de terrain armé.

L'excavation se fait à pleine ou demi-section, et parfois en section divisée dans le but de mettre le soutènement en place aussi rapidement que possible.

Le soutènement comprend :

- des ancrages scellés contribuant à créer dans le terrain une voûte armée.
- une coque mince de béton projeté (5 à 25 cm) généralement armée de treillis soudé) solidaire du terrain.
- Eventuellement, des cintres qui renforcent la coque de béton projeté.

La nouvelle méthode Autrichienne est, en fait une méthode qui peut s'adapter à la plupart des terrain. Elle est limitée :

- Par le temps de cohésion des terrains;
- par l'hétérogénéité du terrain et sa fracturation,
- Par l'inaptitude du terrain au boulonnage,
- Par l'importance des venues d'eau qui empêchent la mise en place du béton projeté.

Avec la méthode autrichienne, on s'efforce de réduire au maximum les perturbations du terrain encaissant, qui devra participer, de manière importante au soutènement de l'excavation. Pour cela, on utilisera de préférence des moyens

d'abattage mécaniques ou des plans de tir avec découpage soigné.

Un des avantages majeurs de cette méthode est que le passage d'une catégorie de terrain à une autre ne nécessite pas de moyens supplémentaires. Il suffit d'adopter la densité du soutènement, le pas d'avancement ou de modifier les phases d'excavation.

Enfin, par le fait même que le terrain est appelé à se soutenir partiellement lui-même, le gain sur les quantités des éléments qui constituent le soutènement à mettre en oeuvre doit permettre une économie par rapport aux méthodes traditionnelles.

- Dans le cas du métro d'Alger cette méthode consiste au creusement en deux phases de la section à terre nue du tunnel.

La première phase consiste au creusement de la demi-section supérieure.

La deuxième phase consiste au creusement de la demi-section-inférieure.

(VOIR PLANCHE N°4)

2 - EXCAVATION DE LA DEMI SECTION SUPERIEURE [10], [11], [12] :

L'excavation de la demi section supérieure dans les roches du primaire (gneiss, schistes) est caractérisée par la désagrégation du sol par l'explosifs.

Ce mode d'excavation comprend les opérations suivantes :

- Foration des trous de mine,
- Chargement des trous de mine,
- Tir et ventilation.

(voir cyclogramme 1)

La foration dans le rocher se fait à l'aide de marteaux perforateurs ou de machines perforatrices (JUMBO), des trous de mine atteignant le fond de la tranche à dégager (0,8 m à 1,70 m), on les bourre d'explosif puis après avoir mis à l'abri le personnel et le matériel de perforation, on procède au tir, aussitôt une ventilation intense s'impose pour l'évacuation de gaz nocifs et des poussières.

2-1 PLAN DE TIR

1) Choix du type d'explosifs et moyen de mise à feu :

1.1. Caractéristiques générales des explosifs :

L'explosif est un composé chimique qui sous l'action de la chaleur ou d'une action mécanique particulière, provoque des transformations chimiques violentes et rapides, se traduisant par la libération de grandes quantités d'énergie en un laps de temps réduit.

Cette énergie sert à arracher la masse rocheuse qui se trouve devant lui en direction de la surface libre ou de la ligne de moindre résistance.

1.2 Types d'explosifs :

Les explosifs disponibles sur le marché national se classent dans les catégories suivantes :

- * Explosifs brisants (détonants),
- * Explosifs déflagrants,

1.3 Principales caractéristiques de choix des explosifs sont :

- * Coefficient d'utilisation pratique (C.U.P.) :

- Il caractérise la puissance des divers explosifs.

- * Vitesse de détonation :

- C'est la vitesse de propagation de l'onde explosive dans l'explosif lui même.

- * Coefficient de self-excitation (C.S.E) :

- Il caractérise la distance qui sépare deux extrémités de cartouches placées dans le même axe, de telle façon que la détonation de la cartouche amorcée entraîne celle de l'autre.

* Densité :

- C'est une caractéristique qui a une influence directe sur sa capacité de travail, elle varie de 0,8 à 1.7.

* Stabilité à la chaleur et au froid :

- A une grande importance, en particulier quand l'explosif doit être employé sous des climats excessifs.

- Dans le cas du métro d'Alger, le choix a été fait sur la gélanite II (G.II) dont les caractéristiques sont données dans le tableau suivant .

1.4 Moyen de mise à feu :

- Le détonateur utilisé est du type DMR - HI 20 (détonateur à haute insensibilité avec un micro-retard de 20 m.s)

- Pour faire exploser une charge amorcée par un détonateur électrique, on utilise des exploseurs électriques à action instantanée, pouvant agir à distance.

1-5 Circuit de tir :

- Le circuit de tir utilisé dans le tunnel est la connection en serie qui a le grand avantage de ne pas avoir de ratés après le tir.

2-2 Paramètres du plan de tir :

1) Longueur d'avancement (Lav) :

La longueur d'avancement est donnée par la formule suivante :

$$L_{av} = L_{tr} \times n \quad [m]$$

. Lav : longueur d'avancement,

. Ltr : longueur des trous. Selon les constatations et l'étude que les géologues et les ingénieurs des mines font sur le terrain, la longueur du trou varie de 0,8 à 1,7 m. Dans notre cas la longueur du trou est prise égale à 1,7 m.

Caractéristiques pratiques des explosifs commercialisés en ALGERIE

désignation commerciale	resistance à l'eau	densité	vitesse de détonation	C.U.P	C.S.E	volume des gaz	domaine d'utilisation
		g/cm ³	m/s		cm	l/kg	
GEONIT	très bonne	1,50	5800	1,15	18	733	en region humide et pour roches dure
GELANIT I	bonne	1,40	6300	1,33	8	865	abattage en carrières , roches dures
GELANIT II	bonne	1,45	6000	1,27	6	808	abattage sous terrain , roches dures
CARRINIT	médiocre	1,00	4500	1,27	10	892	roches dures a mi-dures
MARMANIT I	médiocre	0,95	4000	1,28	5	842	pour les roches de dureté moyenne
MARMANIT II	médiocre	0,98	4100	1,27	2	868	pour les roches tendres
MARMANIT III	médiocre	0,95	3800	1,18	2	907	en regions seches , pour les roches tendres
ANFOMIL	médiocre	0,90	3000	1,15	0	975	abattage en carrières , pour roches tendres

$$L_{tr} = 1,7 \text{ m.}$$

. n : Coefficient d'utilisation des trous qui est en fonction de la dureté de la roche, il est donné d'après le tableau suivant :

$$n = 0,95.$$

Coefficient de dureté	Coefficient d'utilisation des trous
1 ÷ 5	0,95
5 ÷ 12	0,95 ÷ 0,90
12 ÷ 17	0,90 ÷ 0,85
> 17	0,85 ÷ 0,80

De la :

$$L_{av} = 1,7 \times 0,95 = 1,6 \text{ m}$$

$$\underline{L_{av} = 1,6 \text{ m}}$$

2 - Charge spécifique d'explosif :

On peut utiliser la formule suivante pour le calcul de la charge spécifique d'explosif :

$$q = q_1 \times f_1 \times V \times e \quad [\text{Kg/m}^3]$$

Avec :

q₁ : charge d'explosif pour les conditions standardisés [Kg/m³]. Elle peut être déterminé par le tableau 1.

$$\underline{q_1 = 0,3}$$

f₁ : Coefficient tenant compte de la structure des roches il est déterminé par le tableau 2.

$$f1 = 1,3$$

e : Coefficient de capacité de travail

$$e = 380/P$$

$$e = 380/300$$

$$\underline{e = 1,27}$$

v : coefficient tenant compte du nombre de surface autour de la charge.

$$v = 6,5/\sqrt{st}$$

$$St = Scr / (1,03 / 1,05) = 30,09 \text{ m}^2$$

où Scr/section de creusement, scr = 31 m² (voir annexe)

$$\implies v = 6,5/\sqrt{30,09} = 1,18$$

$$\underline{v = 1,18}$$

De la :

$$q = 0,3 \times 1,3 \times 1,18 \times 1,27 = 0,58 \text{ Kg/m}^3$$

$$\underline{q = 0,58 \text{ Kg/m}^3}$$

3) Volume en place des roches abattues :

$$V = Scr \times Lav$$

Avec :

- Scr : Section de l'excavation en creusement,
- Lav : Longueur d'avancement.

$$v = 31 \times 1,6 = 49,6 \text{ m}^3$$

$$\underline{v = 49,6 \text{ m}^3}$$

4) Consommation totale pour une volée :

$$Q_{ex} = V \cdot q$$

$$Q_{ex} = 49,6 \times 0,58 = 28,76 \text{ kg}$$

$$\underline{Q_{ex} = 28,76 \text{ kg}}$$

5) Calcul du nombre de trous :

Le nombre de trous est calculé par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{1,27 \times q \times S_{cr} \times n}{d^2 \cdot D \cdot K_r}$$

Avec :

- . Ntr : nombre de trous de mine,
- . q : charge spécifique d'explosif [kg/m³],
q = 0,58 kg/m³
- . Scr : section de l'excavation en creusement,
Scr = 31 m²
- . d : Diamètre des cartouches d'explosif [cm],
d = 30 mm.

CHARGE SPECIFIQUE D'EXPLOSIF EN FONCTION DE LA DURETE DE LA ROCHE

Tableau 1

Coef. de dureté des roches	Charge spécifique de l'explosif pour les conditions standardisées en kg/m ³
f	ql
15 - 20	1.2 - 1.5
10 - 15	1.0 - 1.1
8 - 9	0.8 - 0.9
4 - 7	0.4 - 0.7
2 - 3	0.2 - 0.3
2	0.15

VALEURS DU COEFFICIENT f_1 EN FONCTION DU TYPE DES ROCHES

Tableau 2

Caractéristique des roches	Coefficient f_1
Roches élastique, poreuses	2,0
Roches fissurées, roches Schistiques disloquées	1,4
Roches schistiques et plans de stratification de roches sont perpendiculaires à l'axe des trous.	1.3
Rochées cassantes sans fissureité	1.1
Roches dures homogènes	0,8

Coefficient de remplissage du trou par l'explosif

Tableau 3

Diamètre de la cartouche [mm]	Coefficient de dureté $f = 2 \div 10$ $f = 10 \div 20$
28 - 40	0,7 - 0,6 / 0,75 - 0,7
45	0,45 - 0,35 / 0,5 - 0,45

. D : Densité de l'explosif [g/cm³]

$$D = 1,45 / \text{cm}^3$$

. Kr : Coefficient de remplissage du trou par l'explosif.
il peut être déterminé par le tableau 3.

$$K_r = 0,6$$

De la :

$$N_{tr} = \frac{1,27 \times 0,58 \times 31 \times 0,95}{(30)^2 \cdot 10^{-2} \times 1,45 \cdot 10^{-3} \times 0,6} = 27,7 \sim 28$$

$N_{tr} = 28 \text{ trous}$

G) Nombre de chaque type de trous :

Sachant que la galerie de reconnaissance remplace les trous de bouchon. On tiendra compte donc que des trous d'abattage et de contours.

- Trous d'abattage (tab)

$$N_{tab} = \frac{N_{tr} \times 1}{2,6} = \frac{28 \times 1}{2,6} = 10,76 \sim 11.$$

- Trous de contour : $N_{tab} = 11$

$$N_{tc} = \frac{N_{tr} \times 1,6}{2,6} = \frac{28 \times 1,6}{2,6} = 17,23 \sim 17$$

$$N_{tc} = 17$$

7) Consommation moyenne pour un trou :

$$q_m = \frac{Q_{ex}}{N_{tr}}$$

$$q_m = \frac{28,76}{28} = 1,02 \text{ kg}$$

8) - Nombre de cartouches dans chaque trou :

- Dans le trou d'abattage (n_{cab})

$$n_{cab} = \frac{q_m}{q_c}$$

Avec :

q_m : Consommation moyenne pour un trou..... [kg],

q_c : La charge de la cartouche..... [kg],

$$q_c = 0,25 \text{ kg.}$$

$$n_{cab} = \frac{1,02}{0,25} = 4$$

$$n_{cab} = 4$$

- Dans le trou de contour (n_{cc})

$$n_{cc} = \frac{q_m}{q_c}$$

$$n_{cc} = \frac{1,02}{0,25} = 4$$

9) Consommation total d'explosif corrigée :

$$Q = q_c (N_{tab} \times n_{cab} + N_{tc} \times n_{cc}).$$

$$Q = 0,25 (11 \times 4 + 17 \times 4) = 28 \text{ Kg}$$

PLAN DE TIR :

- a) Air de la section 31 m²
- b) Longueur total forée par cycle 47,6 m
- c) Avancement par volée..... 1,6 m
- d) Nombre des trous..... 28
- e) Diamètre du trou 32 mm
- f) Dureté des roches f..... 3
- g) Type de l'explosif utilisé..... G.II.
- h) Consommation d'explosif par tir 28 kg
- i) Consommation d'explosif par m³..... 0,58 kg
- j) Amorce..... Electrique

Afin de nous permettre de réduire les vitesses particulières enregistrées en surface, il est nécessaire d'augmenter le nombre de trous ainsi que la série des détonateurs.

2.3) PLAN DE TIR UTILISE AU METRO D'ALGER :

1. Conditions :

Tir en site urbain :

L'entreprise est tenue de respecter le seuil limite du niveau des vibrations en limitant la vitesse particulière de l'onde de détonation à moins de 20 mm/s.

- Pour ces raisons, des essais ont été effectués pour déterminer la charge unitaire.

La charge unitaire : C'est la charge d'explosif détonnée en temps t.

Dans le cas du métro d'Alger la charge unitaire Q_u doit être inférieure à 750 g. ($Q_u < 750 \text{ g}$).

2. Données :

- 1) Charge unitaire : Qu 750 g
- 2) Détonateurs..... HI série (0 - 19), 20 milli. sec.
- 3) Type de roche..... Gneiss AM3
- 4) Charge spécifique: qs..... (0,3 - 0,4) kg/m³,
- 5) Type d'explosif :..... Gelanite II : GII,
- 6) Diamètre du trou..... 32 mm
- 7) Diamètre de la cartouche..... 30 mm
- 8) Epaisseur de l'enlèvement : b..... 1,6 m
- 9) Longueur du trou : l 1,7 m
- 10) Maille des trous d'abattage..... 0,7 m
- 11) Maille des trous de contour..... 0,6 m
- 12) Charge d'un trou..... 250 g

1. Volume total à abattre :

$$V_{ab} = S_{cr} \times b$$

$$V_{ab} = 31 \times 1,6 = 49,6 \text{ m}^3$$

$$\underline{V_{ab} = 49,6 \text{ m}^3}$$

2. Charge totale d'explosif :

$$Q_t = V_{ab} \times q_s$$

$$Q_t = 49,6 \times 0,3 = 14,88 \text{ kg}$$

$$\underline{Q_t = 14,88 \text{ kg}}$$

3. Nombre de trous :

$$N_{tr} = \frac{S_{cr}}{s}$$

Avec :

Scr : section de l'excavation en creusement,

s : section de la maille du trou.

$$s = (0,7)^2 = 0,49 \text{ m}^2$$

31

$$N_{tr} = \frac{31}{0,49} = 63,26 \sim 63$$

Ntr = 63 trous

4. Charge corrigée :

$$Q_c = q_t \times N_{tr}$$

$$Q_c = 0,25 \times 63 = 15,75 \text{ kg}$$

$$Q_c = 15,75 \text{ kg}$$

Plan de tir : (voir PLANCHE 4) .

- a) Air de section 31 m²
- b) Longueur total forée par cycle..... 107,1 m
- c) Avancement par volée..... 1,6 m
- d) Nombre des trous..... 63 trous
- e) Diamètre des trous 32 mm
- f) Dureté des roches f..... 3
- g) Type de l'explosif utilisé..... gelant II
- h) Amorce..... électrique (détonateur HI, 20 mp)
- i) Consommation d'explosif par tir..... 15,75 kg
- j) Consommation d'explosif par m³..... 0,3 kg
- k) Intervalle entre les trous de mine..... 0,7 m

3. EXCAVATION DE LA DEMI SECTION INFÉRIEUR [4], [8] :

L'excavation de la demi section inférieure peut se faire selon la nature des terrains comme suit :

- A l'explosif, quand le terrain est constitué de roches dures, l'excavation se fait par une maille de trous verticaux ou légèrement inclinés. L'excavation se fait progressivement afin de garder la pente ($Pt <$) nécessaire au déplacement des engins utilisés, (et à garder la stabilité des parements).

- Mécaniquement, en utilisant la machine à attaque ponctuelle.

- Choix de la machine :

Le choix des machines et des équipements de creusement se fait en fonction :

* Du profil d'excavation,

* Des caractéristiques des terrains :

- Caractéristiques de résistance de la roche,

- Etat de fracturation du massif

Le critère de résistance caractérisant l'attaque d'un outil ou d'un groupe d'outils sur un échantillon de roche est défini pour chaque type de roche. Ce critère résulte d'une combinaison des caractéristiques suivantes :

. résistance à la compression,

. résistance à la traction,

. dureté

. abrasivité.

Pour une première approche on utilise la valeur de la résistance à la compression comme critère de référence bien que d'autres paramètres (notamment dureté et abrasivité) soient également importants.

Types de machine		Rc limite économique en Mpa
Poids en tonnes	Puissance en kaw	
10 t	30 kw	20 à 30 Mpa
10 à 30	30 à 50 kw	50 à 60 Mpa
30 à 70	50 à 200 kw	80 Mpa

* Du mode de creusement,

* Du rendement.

- Les parois du tunnel sont excavée par creusement mécanique (; marteaux piqueurs), car l'utilisation des explosifs sur les parois peut déstabiliser les Cintres retenues par les parois.

- Le creusement se fait par étapes successives (voir planche N°4)

- Il faut noter aussi qu'une fois l'excavation des parois terminée, on procéde à la projection du béton légèrement armé de treillis soudés associée à des boulons d'ancrage de longueur 2,4 m scellés au mortier, puis au bétonnage de la banquette et radier.

3 - SOUTÈNEMENT PROVISOIRE :

Le creusement d'une galerie nécessite généralement la mise en place d'un soutènement d'importance variable selon la nature des terrains, la dimension de l'excavation et la méthode utilisée.

Du point de vue de leur mode d'action, les soutènements peuvent être classés en deux catégories principales :

- les soutènements agissant par supportage, comme les cintres métalliques ;
- les soutènements agissant par confinement, comme le béton protégé et les boulons.

3.1 - Cintres métalliques : [6] :

Les cintres constituent une ossature en forme d'arc ou de portique disposée selon la section transversale du tunnel. Ils peuvent être constitués en bois, en profilés métalliques, en treillis métalliques, etc....

Pour que les cintres soient en mesure de jouer leur rôle de soutènement, il est indispensable de veiller à la qualité du blocage du cintre avec le terrain.

Parmi les cintres métalliques, on distingue généralement les cintres légers, et les cintres lourds.

* les cintres métalliques légers présentent une capacité de portance relativement limitée. Leur inertie est insuffisante pour qu'ils jouent un rôle majeur dans le soutènement de l'excavation.

* les cintres métalliques lourds qui sont conçus comme un soutènement par supportage. Leur forte inertie leur permet, s'ils sont correctement appuyés et bloqués au terrain, de stabiliser les parois de l'excavation. Chaque cintre se compose de plusieurs éléments suivant les dimensions de la galerie.

A titre indicatif, on peut noter que les profilés ci-après sont les plus fréquemment utilisés comme cintres lourds à la traversée des zones fracturés et broyées dans les tunnels au rocher :

Profilé	Diamètre du tunnel
HEB 120	2,5 à 5 m
HEB 140	4 à 8 m
HEB 180	7 à 10m
HEB 220	9 à 12m

Dans le cas du métro d'Alger le choix a été fait sur les cintres lourds du type HEB 180.

3.2 - Boulonnage : [6]

Le boulonnage est effectué en traversant les discontinuités du massif rocheux pour armer le terrain, améliorer ses caractéristiques mécaniques globales et le rendre en quelque sorte apte à se soutenir lui-même.

Dans le cas du métro, on a adopté ce mode de soutènement pour renforcer les parois du stross du tunnel. Le type de boulon utilisé est le boulon à ancrage réparti, il comporte une barre nervurée sur toute sa longueur dans le forage.

Avant la mise en place de la barre, le trou est injecté avec un mortier de ciment introduit depuis le fond par un tube. Le mortier injecté par une pompe repousse le tube vers l'extérieur du trou.

Le domaine d'action privilégié des boulons à ancrage réparti correspond aux massifs rocheux fissurés, de résistance moyenne ou même assez faible.

Le dimensionnement des boulons à ancrage réparti est généralement empirique et basé sur l'expérience. A titre indicatif, on peut retenir les usages suivants :

- Longueur minimum des boulons :

Diamètre D du tunnel	Boulons en voûte	Boulon en piedroits
$D < 6 \text{ m}$	$0,5 D$	$0,5 D$
$6 < D < 18\text{m}$	3 à 4,5 m	3 à 4,5 m
$D > 18\text{m}$	$0,25 D$	$0,2 D$

- Espacement maximum des boulons :

Le plus contraignant de :

- . 2 à 2,5 m
- . 0,5 fois la longueur des boulons.

- Diamètre des boulons à scellement réparti :

Longueur des boulons (en m)	2	4	6
Diamètre de la tige en mm	16	20	25

Dans notre cas, le soutènement par boulons d'ancrage s'exécute comme suit :

- Gunitage armé de treillis soudé sur les parments ;
- foration des trous à une profondeur de 2,4 m ;
- purgeage des trous ;
- injection de coulis de ciment sous pression ;
- mise en place des tiges nervurées ;
- serrage des boulons après 24 heures.

Il est nécessaire à ce que l'approfondissement d'excavation au-dessous du niveau d'axe du tunnel s'effectue graduellement, par couches d'une épaisseur de 1,0 à 1,5 m avec le boulonnage partielle des parois.

(VOIR PLANCHE N°4)

3.3 - Béton projeté : [8]

Le béton projeté cimenter les blocs et assure un contact continu avec le terrain en épousant parfaitement sa forme. Il colmate les ouvertures du terrain mis à nu et s'oppose aux déplacements au droit des fissures ou des surfaces de glissement susceptibles de se développer.

A cela s'ajoute que le béton projeté est d'une mise en oeuvre très rapide quelque soit la section abbatue et constitue une protection du massif contre toute forme d'altération.

Il peut être, si nécessaire, renforcé par des nappes de treillis soudé.

L'existence d'une voûte rocheuse (gneiss, schistes, micaschistes) au dessus de l'excavation permet d'éviter l'application d'un blindage et donne le temps nécessaire pour effectuer la projection du béton. Pour cette raison on a analysé le soutènement qui se compose de cintres métalliques qui collaborent avec la coque en béton projeté.

Dans le cas du métro d'Alger, le soutènement se fait comme suit :

* Dans les zones stables (gneiss et schiste plus ou moins homogène) le mode de soutènement provisoire consiste en la pose de cintres métalliques et de treillis soudés, le tout recouvert de béton projeté. Les cintres espacés de 1,60 m sont scellés entre eux avec des barres de fer soudées (dites entretoisés), aux deux bouts et ancrées dans des trous prévus à cet effet sur les cintres métalliques. [4]

* Dans les zones dites broyées et la zone des marnes, on procède d'abord à la projection d'une première couche de béton, puis à la pose du treillis soudé et des cintres métalliques, et enfin à la projection d'une seconde couche de béton. [4]

* Dans les terrains décomprimés ou éboulés autour de la galerie de reconnaissance, le chapeau de cadre existant sera maintenu et intégré au dispositif de soutènement de la demi section supérieure.

(VOIR PLANCHE N°4)

4 - REVETEMENT DEFINITIF :

Rôle du revêtement : [23]

Le revêtement est conçu pour répondre aux exigences suivantes :

- assurer la stabilité de l'excavation et notamment le maintien indéfini de sa forme et de ses dimensions.
- assurer une étanchéité suffisante aux eaux.

Facteurs intervenant dans l'établissement des contraintes dans le revêtement :

Les principaux facteurs sont :

- une interaction entre le terrain et le revêtement ;
- le poids propre du revêtement ;
- la pression hydrostatique ;
- les surcharges éventuelles apportées par les ouvrages voisins ;
- la pression de gonflement due à l'altération de certaines roches;
- les déformations (dus au retrait du béton, au fluage et aux variations de températures que) si elles sont bloquées, donnent des contraintes dans le revêtement.

Forme du revêtement :

Dans les terrains de qualité bonne ou moyenne où aucune sollicitation importante n'est à craindre, le revêtement voûte convient le mieux.

Alors que les section partiellement ou totalement circulaires sont recommandables dans les terrains susceptibles d'exercer de fortes poussées.

Matériaux utilisés pour le revêtement :

Selon la qualité des terrains, la méthode d'exécution, les matériaux les plus couramment utilisés pour la construction des revêtement sont :

- le béton projeté ;
- le béton coffré non armé ;
- le béton armé ;
- les voussoirs préfabriqués en béton armé ou en fonte.

Dans le cas du métro d'Alger, et en raison des dispositions parasismique, le béton de revêtement définitif est exécuté par tronçon successifs de 12,5 m de longueur, le béton définitif est coulé en deux phase : [4] :

* les pieds-droits (banquettes) et le radier coulé à l'aide d'un coffrage métallique suspendu aux cintres du soutènement provisoire. (voir cyclogramme n° 2)

* la section voutée, coulée en une seule fois, à l'aide d'un coffrage cintre roulant sur rails. (voir cyclogramme n°3)

5 - Etanchéité : [28] :

Des joints à jeu transversal (joints parasismiques) seront disposés tous les 25 cm dans les zones de roches dures et tout les 12,5 m dans les zones de roches tendres.

- Dans les zones de faille, la bande d'arrêt d'eau (water-stop) devant constituer un joint de cisaillement doit avoir les caractéristiques suivantes :

* Elasticité permanente de 10 à 50°C garantissant les propriétés initiales d'élongation qui permettent à l'ouvrage de conserver un caractère étanche dans le cas d'un mouvement transversal ;

* résistance aux eaux agressives ;

* possibilité de soudure simple sur chantier ;

* résistance à une pression d'eau de plus de 25 m.

- Deux types de joints sont utilisés :

* Des joints verticaux aux droits des discontinuités de terrain (failles) ;

* Des joints entre parties d'ouvrages qui auront des comportements sous seisme différents de par leur différence de forme (joint entre tunnel et station, joint entre station et accès, etc...).

- L'ensemble de ces dispositions devra permettre d'assurer le bon comportement des ouvrages du Métro d'Alger en cas de seisme.

CYCLOGRAMME 1

O P E R A T I O N S	DEBUT	FIN	DUREE
Accès au lieu de travail Répartition des tâches	6 h	7 h	1 h
Foration des trous de mine	7 h	8h30mn	1h35mn
Purgeage des trous de mine	8h35mn	8h48mn	13mn
Chargement des trous de mines + tir	8h48mn	9h47mn	59mn
Ventilation	9h48mn	10h03mn	15mn
Inspection du front et purgeage	10h03mn	10h20mn	17mn
Marinage	10h20mn	11h	40mn
Pose du chapeau du cintre	11h	11h15mn	15mn
Creusement manuel pour la pose des pièds du cintre	11h15mn	12h10mn	55mn
Pose des pieds du cintre et treillis soudé	12h10mn	14h	1h50mn
Réglage du cintre	15h	15h36mn	36mn
Projection du béton (+ préparation de la pompe à béton)	15h36mn	19h23mn	3h47mn

BETONNAGE RADIER

CYCLOGRAMME 2

DESIGNATIONS	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14
	S	D	L	M	Me	J	V	S	D	L	M	Me	J	V
RADIER														
Ferrailage banquettes côté gauche et droit														
Déplacement rampe + réglage coffrage partie centrale + drainage														
Ferrailage partie centrale														
Montage masque + fin ferrailage partie centrale														
Montage plate-forme + installation conduite + divers														
Bétonnage du radier														
Décoffrage + graissage du coffrage														
Installation rampe														
Transport ferrailage														

BETONNAGE VOÛTES

CYCLOGRAMME 3

DESIGNATIONS	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	13	14		
	S	D	L	M	Me	J	V	S	D	L	M	Me	J	V		
VOUTES																
Nettoyage - cintres soudure barres filantes	[Barre]							[Barre]								
Transport ferrail- lages	[Barre]				[Barre]			[Barre]				[Barre]				
Montage ferrailage 90% (sans deux systèmes de cage avec joint Water stop).	[Barre]							[Barre]								
	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2	1	2
Décoffrage masque et mise en place ferrailage 10%	[Barre]							[Barre]								
Décoffrage voûte de et graissage		[Barre]							[Barre]							
Déplacement et réglage			[Barre]							[Barre]						
Montage masque - support et crayon				[Barre]							[Barre]					
Bétonnage voûte			[Barre]							[Barre]						
Temps de durcissement				[Barre]								[Barre]				
Récupération - personnel				[Barre]								[Barre]				

CHAPITRE 4 : MARINAGE ET EXTRACTION DES DEBLAIS

GENERALITE

- 1. LES MOYENS DE TRANSPORT DANS LA GALERIE**
- 2. TYPE DE TRANSPORT UTILISE DANS LE
TUNNEL (METRO D'ALGER)**
- 3. ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUE**
- 4. EXTRACTION ET TRANSPORT AU JOUR**

4 - MARINAGE ET EXTRACTION DE DEBLAIS

GENERALITE [15], [18] :

En galerie, les opérations de reprise au front d'attaque du matériau abbatu et de son transport au poste de déchargement extérieur prennent le nom de marinage. Elles sont exécutées soit par un même matériel, soit par matériels séparés.

Lorsqu'un rocher est abbatu et débite, son volume apparent augmente. On dit qu'il foisonne; le foisonnement peut être estimé grossièrement à 50 %, c'est à dire qu'un mètre cube de rocher en place donnera 1,5 m³ de déblais. Ce rapport varie, d'ailleurs, avec le degré de fragmentation et sa valeur réelle peut être calculée en comparant le poids de 1 m³ de matériaux foisonnés avec le poids spécifique du rocher, déterminé d'après un échantillon.

4.1 - Les moyens de transport dans la galerie :

Généralité : [9] :

Le transport dans la galerie a pour objet le déplacement des minéraux utiles et des stériles du front de taille au point de déchargement au jour et, également, le déplacement des hommes et des matériaux vers le lieu de travail.

Le parcours des minéraux utiles du front de taille au point de déchargement peut être divisé en étapes suivantes :

- 1) transport du front de taille jusqu'à la galerie secondaire;
- 2) transport dans les galeries secondaires ;
- 3) transport dans les descenderies ;
- 4) transport dans les galeries de direction, les travers-bancs de roulage et les recettes du fond ;
- 5) extraction par les puits vers les recettes supérieures ;
- 6) transport à la surface.

La chaîne de transport a un grand rôle pour l'augmentation de la productivité et le rendement des fronts de tailles.

On distingue les deux grands modes de transport suivants :

- le transport discontinu, réalisé par va-et-vient de berlins;
- le transport continu qui utilise des couloirs ou des convoyeurs qui se nomme ordinairement transport sans rails.

Le choix du système de transport se définit par des conditions techniques de l'exploitation et se base sur des considérations technico-économique.

A/ TRANSPORT CONTINU (Transport sans rail) :

1) Transport par gravité : [9] :

La méthode la plus simple et la plus économique de transport sans rails est la descente du minéral abattu, du stérile et des matériaux sur une surface inclinée (plus rarement, sur une surface verticale) sous l'effet de son poids et qui est en usage pour :

- 1) La descente du minéral, du stérile et des matériaux dans le chantier d'abatage dans des dressants, semi-dressants ainsi que dans des gisements métalliques :
- 2) la descente du minéral dans des plans inclinés, cheminées, trémie;
- 3) La descente des bois par puits, passages, bures et forages.

La largeur de tels couloirs est de 0,5 à 0,8 m avec une hauteur des bords de 0,3 à 0,5 m.

Pour élargir le cercle de transport par gravité et les protéger contre la corrosion, on utilise des couloirs émaillés.

Dans les descentes verticales, la vitesse est limitée, en utilisant des descenseurs à marches et descenseurs hélicoïdaux. Dans les premiers, On installe dans un puits vertical des rayons en escalier ; chaque rayon occupe dans la section du puits un espace jusqu'à son milieu et du côté opposé au rayon précédent. La charge progresse vers le bas en tombant d'un rayon sur l'autre.

Le descendeur hélicoidal représente un couloir hélicoidal de gros diamètre fixé à l'intérieur d'un cylindre métallique.

Pour le chargement du matériau descendu sous l'effet de son propre poids, on aménage des trappes à l'extrémité inférieure du dispositif vertical ou incliné.

2/ Transport par convoyeurs oxillants : [9]

Le convoyeur oxillant est apparu en 1905, il permet d'allonger les fronts, et se repondit rapidement et resta le seul mode minier de transport continu, jusqu'à l'apparition d'autres modes de transport.

Le principe d'action d'un convoyeur oxillant est que l'ensemble du convoyeur et du matériau dont il est chargé reçoit un mouvement de va-et-vient au cours duquel le mouvement en avant des couloirs est effectué avec le maximum de vitesse par le moteur, et la charge à transporter est déplacée en même temps que les couloirs, ensuite le mouvement est brusquement ralenti et, changeant de sens, repart en arrière.

Le matériau transporté qui se déplaçait ensemble avec le couloir, se décolle de ce dernier au moment du ralentissement et en vertu de l'inertie continue sa progression en avant alors que les couloirs reviennent à leur point de départ.

Le convoyeur est utilisé pour des courtes distances et pour une faible production, il est aussi installé dans les galeries intermédiaires et dans les montages.

Il se compose d'un moteur ; de supports de couloirs ; des couloirs réunis en un corps de convoyeur et des dispositifs de liaison entre le moteur et le couloir de tête (voir fig.4.1)

Les couloirs les plus répons ont une section de 530 cm², en cas de besoin d'un rendement plus élevé, on utilise des couloirs de 700 à 900 cm² de section.

3/ Transport par convoyeurs à bande : [9], [16]

Le transporteur à bande est apparût pour la première fois entre 1925 et 1930.

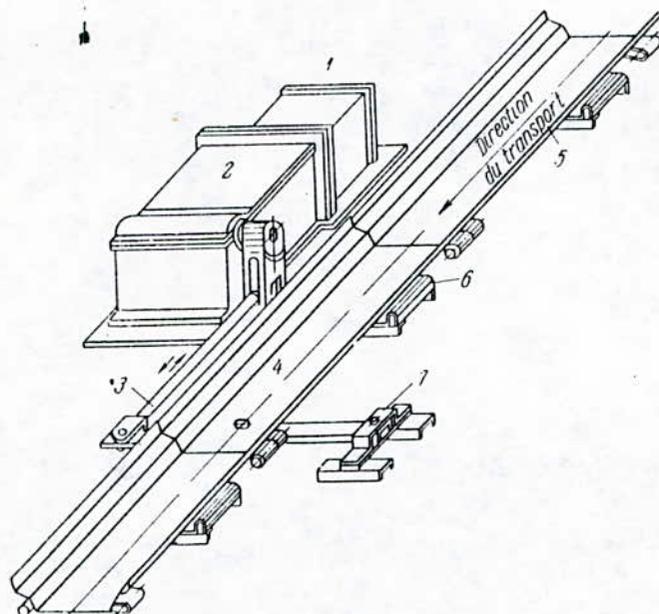


Fig.4.4 - Schéma d'un convoyeur oscillant :
 1 — moteur; 2 — arbre de transmission; 3 — bielle; 4 — couloir d'attaque; 5 — couloir de ligne; 6 — support à billes; 7 — axe fixe du levier

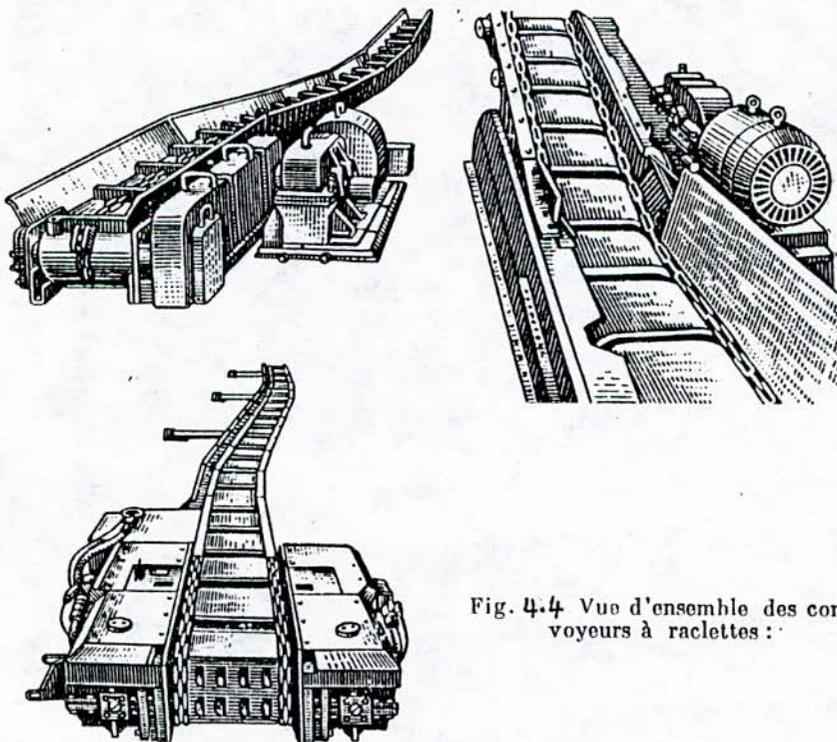


Fig. 4.4 Vue d'ensemble des convoyeurs à raclettes :

Les applications de ce type de transport sont très spécifiques, transporteur de grande longueur, transporteur descendant, transporteur en courbe verticale ou horizontale.

Dans le convoyeur à bande, une tête motrice entraîne, par adhérence, une bande caoutchoutée souple. Les deux brins de la bande sont portés par des rouleaux équidistants. Généralement le brin inférieur circule à vide, tandis que le brin supérieur transporte le matériau. (voir fig.4.2)

La longueur de la bande varie entre 1000 et 5000 m et plus, avec une largeur qui peut atteindre 3600 mm et une pente jusqu'à 30°.

Suivant le système des rouleaux, le brin porteur de la bande peut avoir une forme plate, semi-incurvée et incurvée en **auget** (voir fig.4.3)

Les bandes transporteuses se composent de plusieurs couches de tissu de coton. Pour les protéger contre les chocs et l'humidité, on recouvre les bandes extérieurement d'un revêtement caoutchouté.

Dans la préparation du projet de transport au moyen de convoyeur à bande, on choisit la vitesse de mouvement de la bande, puis on détermine sa largeur, ses dimensions et, ensuite, la puissance du moteur.

La vitesse des convoyeurs des fronts d'abatage ne dépasse pas habituellement 1m/s, ceux des galerie 1,25 à 1,5 m/s et pour les transporteurs du stérile, elle ne dépasse pas 0,2 à 0,4 m/s

Le mouvement de la bande est obtenu par entraînement sans glissement de la bande enroulée sur un ou plusieurs tambours moteurs.

La condition de non glissement de la bande est :

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

où :

- α : L'angle d'enroulement de la bande sur les tambours moteurs;
- f : Coefficient de frottement ;
- T : tension à l'entrée de tête motrice.
- t : tension à la sortie de tête motrice.

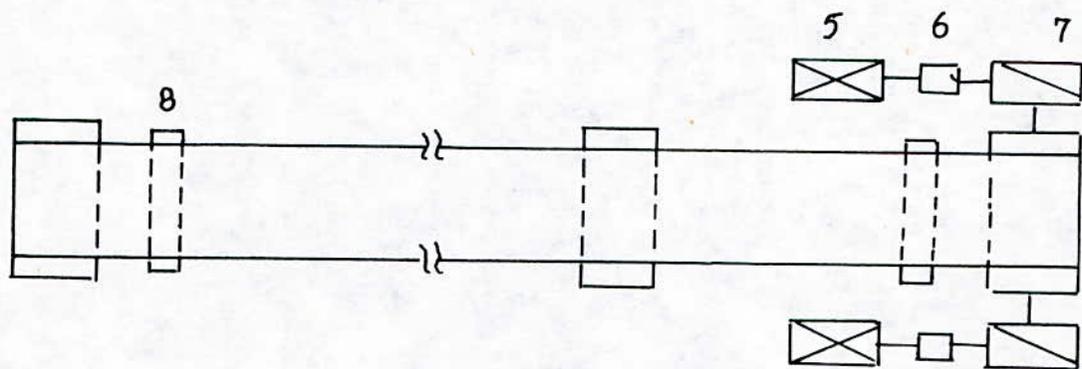
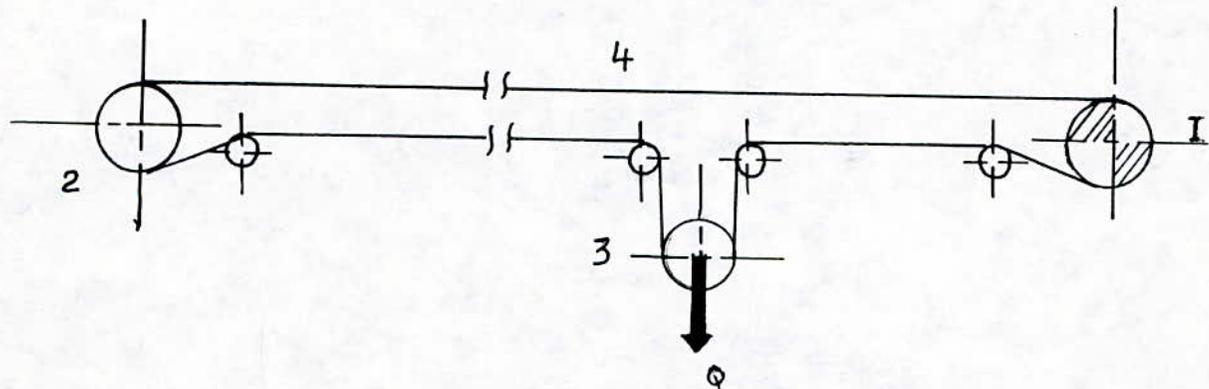


Fig : 4.2

schéma d'un convoyeur à bande [16].

- 1- tambour moteur ; 2- tambour de retour ;
- 3- tambour de tension ; 4- bande ; 5- moteur ;
- 6- accouplement ; 7- reducteur ; 8- rouleau .

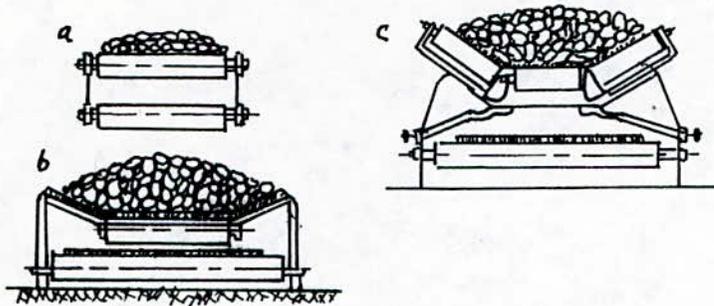


Fig 4.3 - Profil du brin porteur du
Convoyeur à bande :

a - plat ; b - semi-incurvé ; c - incurvé en auget .

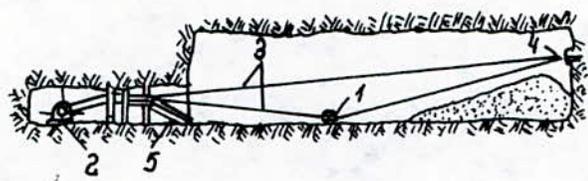


Fig 4.5 - schéma d'une installation de raclage :

1 - Scraper ; 2 - treuil ; 3 - câbles ; 4 - poulie
de renvoi ; 5 - rampe de chargement .

On constate que le convoyeur à bande n'est pas un transporteur de chantier, mais il sert à l'amener après le chantier au point de déchargement. Donc c'est un transport intermédiaire.

Les conditions d'emploi sont limitées par :

- section suffisante de galerie ;
- une configuration du gisement autorisant son exploitation par convoyeurs à bande.
- Bon alignement.
- Bonne surveillance.
- Une granulométrie variant de 300 à 400 mm.
- Des matériaux peu argileux.

Le convoyeur à bande se révèle alors surtout un moyen remarquable de transport en galeries.

4/ Transport par convoyeurs à raclettes : [9], [13] :

Le premier convoyeur à raclettes est apparu en 1931, il est plus souple que le couloir oscillant et plus robuste que la bande.

Il ne comporte ni rouleaux supports, ni bande délicate qui est le cas du convoyeur à bande, il est donc un appareil de chantier.

Le convoyeur à raclettes est donc un engin de transport continu dont l'organe de traction est une chaîne (ou deux) sans fin portant des raclettes.

Lors du déplacement de la chaîne, les raclettes accrochent la matière chargée et la déplacent dans le couloir en tôle dans le sens du mouvement de la chaîne (voir fig.4.4)

Aux extrémités du couloir la chaîne passe sur des pignons dentés dont celui près de l'extrémité du déversement reçoit le mouvement du moteur, tandis que celui de l'extrémité opposée sert uniquement au maintien de la direction de la chaîne et au réglage de sa tension.

La productivité des convoyeurs à raclettes dépend de la largeur du couloir, de la forme et des dimensions des raclettes et de la vitesse de mouvement de la chaîne.

Les convoyeurs à raclettes de faible longueur et de faible productivité ont une chaîne, mais ceux de grande longueur et de productivité importante sont munis de deux chaînes.

Le transport par ces convoyeurs est possible horizontalement et suivant la pente montante avec un angle limite de 25 à 30° ou descendante.

Le rendement d'un convoyeur à raclettes horizontal peut être déterminé par la formule :

$$Q = 3600.F.V.P.Cr \quad [t/h]$$

où F surface de la section transversale du bac, en m² ;

v - Vitesse de déplacement de la chaîne, en m/s

p - Poids en vrac du matériau, en t/m³

Cr - Coefficient du remplissage du bac.

Ses inconvénients sont sérieux, car il concernent son poids, son prix, ses besoins en énergie et le niveau du bruit occasionné tous très élevés. Mais ils sont compensés par la robustesse, le déplacement facile et l'électrification impossible avec les couloirs et que cet engin remarquable a permis.

s/ - Transport par scrapers : [9]

Les scrapers trouvent leur application principalement dans les exploitations des mines métalliques, dans l'extraction et le chargement du minéral ou du stérile.

Le schéma d'une installation de raclage est représenté sur la fig.4.5. Elle se compose d'un scraper, d'un treuil, des câbles à l'aide desquels s'effectue le déplacement du scraper, des rouleaux et d'une rampe de chargement.

En utilisant des treuils à deux tambours qui sont fixés librement sur un axe, l'un des deux reçoit le câble tête à l'aide duquel le scraper chargé est déplacé vers l'endroit du déchargement, le second tambour reçoit le câble queue qui ramène le scraper vide vers l'endroit de chargement. Le treuil de scraper est installé habituellement dans une niche près de la galerie. Le déplacement du scraper peut s'effectuer en plan, suivant la ligne droite, brisée ou incurvée. Au cours du mouvement du scraper les câbles de tête et de queue sont fixés sur les étauçons du soutènement ou sur des étauçons spéciaux d'appui. Une condition indispensable pour le travail avec le scraper est d'avoir un bon sol. Si ce dernier est vallonné, le scraper s'accroche aux inégalités.

Pour le calcul du rendement horaire du scraper, on peut utiliser la formule.

$$Q = \frac{T.G.Cr}{L/V_c + L/V_v + t}$$

où Q = rendement de l'installation de raclage, en t/h

G = capacité du scraper, en t ;

Cr = coefficient de remplissage du scraper, admit comme égal à 0,9 ;

L = Longueur de l'installation, en n ;

V_c = Vitesse de déplacement du scaper chargé, en m/s;

V_v = vitesse de déplacement du scraper vide, en m/s;

T = 3600 secondes ;

t = temps de chargement et de déchargement tenant compte des pauses pour l'inversion de la marche et des pertes de temps pendant le ralentissement et l'accélération ; on l'admet de 20 à 40 secondes.

Dans un transport par scraper, il faut surveiller le bon état d'entretien non seulement de l'installation elle-même mais aussi du chemin de raclage et du soutènement.

6 - Transport hydraulique et pneumatique : [9]

Le transport hydraulique se fait par voie humide, c'est le transport de la pulpe.

Par contre le transport pneumatique se fait par voie sèche.

- le transport hydraulique, dans l'industrie minière, est utilisé pour le transport de la houille et des terres dans les travaux souterrains et à ciel ouvert principalement pour le déplacement des charges dans le sens horizontal. Il peut être utilisé également pour la levée de la charge suivant la verticale.

Parfois ce mode de transport est utilisé pour le transport de la houille sur des dizaines de kilomètres de la mine au consommateur.

Le transport hydraulique peut s'effectuer par gravité (transport sans pression) ou sous pression créée par des pompes spéciales qu'on appelle suceuses de charbon ou de terre.

Dans le premier cas, la pulpe se déplace dans des rigoles en tôle installées avec une inclinaison de 0,005 à 0,007. Avec un transport sous pression, la pulpe se déplace dans des tuyaux.

Avec le transport hydraulique, le coefficient de dilution, suivant les conditions et la grosseur du matériau, peut être compris entre 2 et 5.

Le transport pneumatique des matières pulvérulentes s'effectue aux dépens de la différence de pression aux extrémités de la tuyauterie qui peut être créée par l'aspiration ou le refoulement de l'air.

Dans l'industrie minière, le transport pneumatique se réalise au moyen du refoulement d'air sous pression de 5 atm. L'air comprimé s'emploie dans la mine pour le transport du remblai dans l'espace excavé (remblayage pneumatique).

Le défaut du transport pneumatique est sa grande consommation d'énergie ainsi que la production de poussières.

B/ TRANSPORT DISCONTINU :

1/ Transport sur rails. [9], [13] :

Quand le transport du matériau est effectué sur pneus, l'unique précaution à prendre est de niveler suffisamment le sol, pour qu'il constitue un bon chemin de roulement.

Mais quand le transport se fait sur rails, le problème se complique. Des précautions spéciales doivent être prise dans ce sens pour assurer un mouvement des trains normal, sans danger. Alors pour cela il faut choisir à l'avance l'écartement de voie approprié et il faut que les rails doivent être bien de niveau et soigneusement alignés. Les traverses seront à des intervalles de 600 à 750 mm entre elle.

Les wagonnets qui sont des éléments très important pour le transport des produits se composent d'une caisse, d'un châssis, de trains de roues, d'attelages et de tampons.

Suivant le système de construction de la caisse, on distingue les wagonnets à parois fixes et à parois mobiles.

Tous les wagonnets doivent être munis de tampons qui doivent ressortir de chaque côté de la caisse, d'au moins 100 mm.

Au front d'attaque, l'échange des berlines pleines et vides pose un problème parfois difficile à résoudre. Pour cela on utilise les aiguillages simples ou doubles, les plaques tournantes, ou encore une plate-forme, mobile elle-même sur rails, qui possède :

- soit une rampe avant et une rampe arrière permettant de faire passer la berline pleine au dessus de la berline vide.
- soit un système de soulèvement des berlines pleines et leur déplacement par dessus les berlines vides de côté sur une voie parallèle, ou en arrière sur une voie unique.

La liaison entre les points de chargement $c_1, c_2, c_3 \dots c_n$, et le puits d'extraction E se fait selon trois types de roulage qui sont :

a) roulage en étoile (fig.4.6)

Lorsqu'une locomotive prend en charge un camion de pleins, elle le conduit directement jusqu'au puits.

Ce type de roulage nécessite l'utilisation de plusieurs locomotives, d'où leur circulation sur une partie des itinéraires.

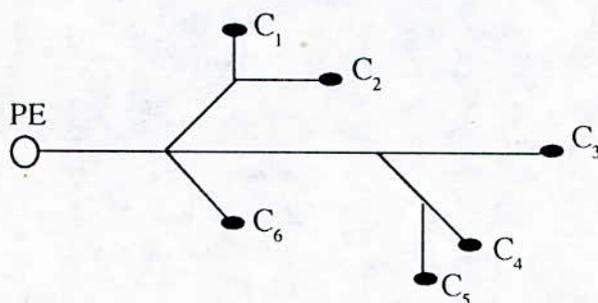


Fig. 4.6 Schéma de roulage en étoile

b) Roulage par navettes (fig. 4.7) :

Dans ce type de roulage, chaque bifurcation constitue une gare d'échange. Par exemple sur le schéma de la fig.4.7, on voit l'existence de quatre gares $G_{12}, G_{45}, G_{12345}, G_{345}$, chaque locomotive est affecté à une ou plusieurs galeries.

Le roulage par navette conduit au minimum de locomotives par itinéraire et simplifie ainsi beaucoup les problèmes de signalisation.

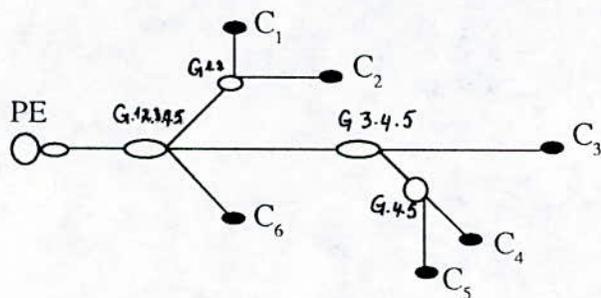


Fig.4.7 Schéma de roulage par navette

c) Roulage étoile-navette (mixte) :

C'est une combinaison des types précédents.

2/ Transport par camions : [15]

Le transport des déblais par camions est possible dans les galeries de grande section, bien ventilés et débouchant à l'air libre par une fenêtre (et non un puits). Ce mode de roulage a pris de l'extension depuis que le moteur Dièsel équipe un nombre toujours croissant de véhicules automobiles.

Le gros avantage des transports par camion est l'absence de voie ferrée. Ils peuvent être utilisés en liaison avec un transporteur à courroie.

Il n'est pas possible d'utiliser des camions là où ils ne pourraient se croiser car il est très important d'avoir toujours un camion vide à côté de la pelle si l'on veut obtenir un rendement intéressant et économique du matériel de marouflage.

3/ Les chargeurs transporteurs : [21] :

A la différence des chargeurs, ces engins assurent le chargement et le transport.

Les chargeurs transporteurs de surface aux caractéristiques très intéressantes ont été modifiées et rendus plus compacts pour leur utilisation au fond. Ils remplacent alors les chargeurs sur rails ou sur chenilles et présentent l'avantage d'être plus mobiles, plus rapides.

Ils assurent dans les mines le chargement des produits abbatés et le transport de ces produits jusqu'au point de déchargement. Ils ont en général un moteur diesel mais peuvent avoir une alimentation électrique.

2. Type de transport utilisé dans le tunnel (métro d'Alger) :

Le type de transport utilisé au métro d'Alger est le transport discontinu, ce sont les excavateurs à gobet unique du type TORO 400D et 150D (voir fig. 4.8 et 4.9).

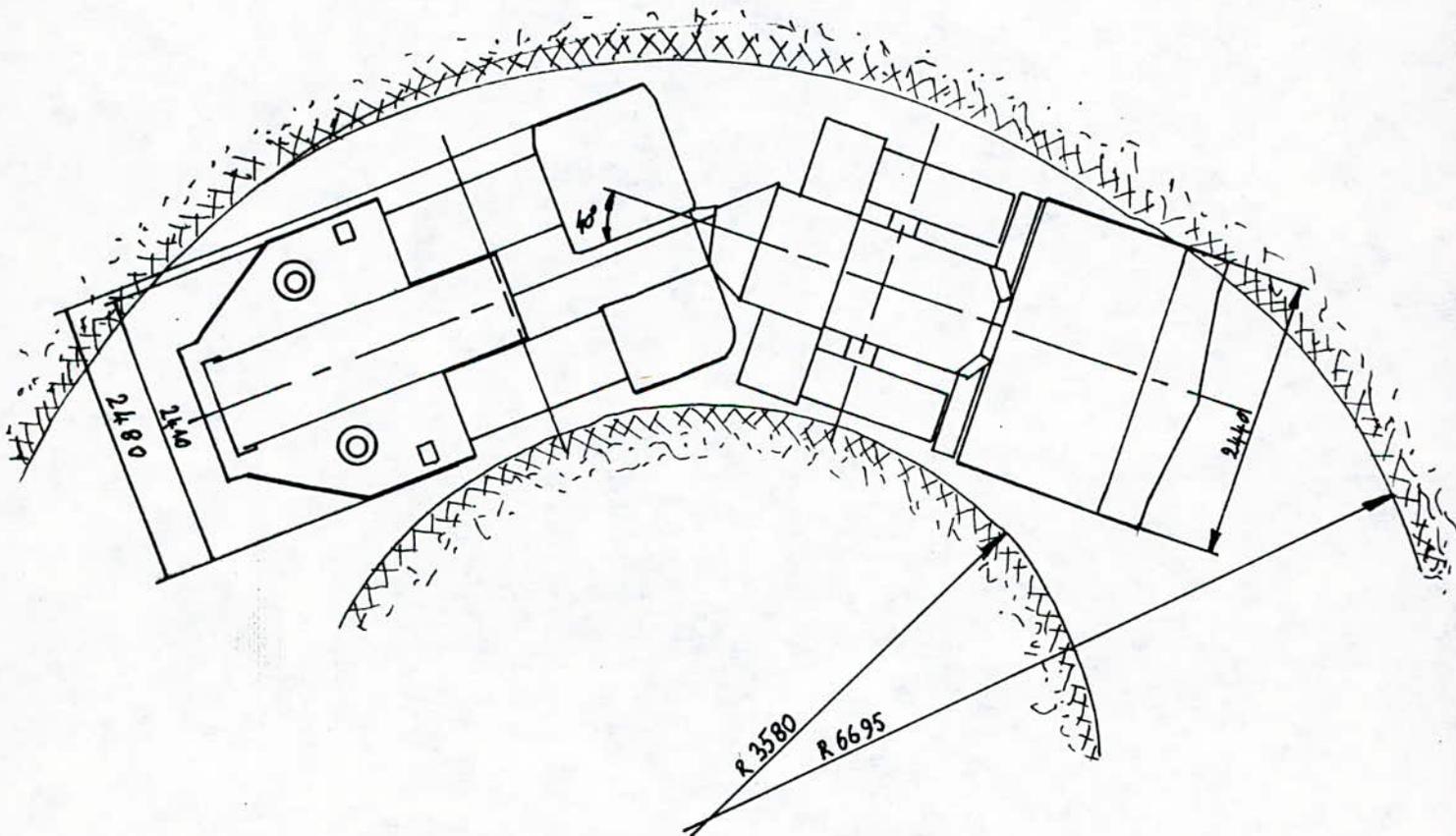
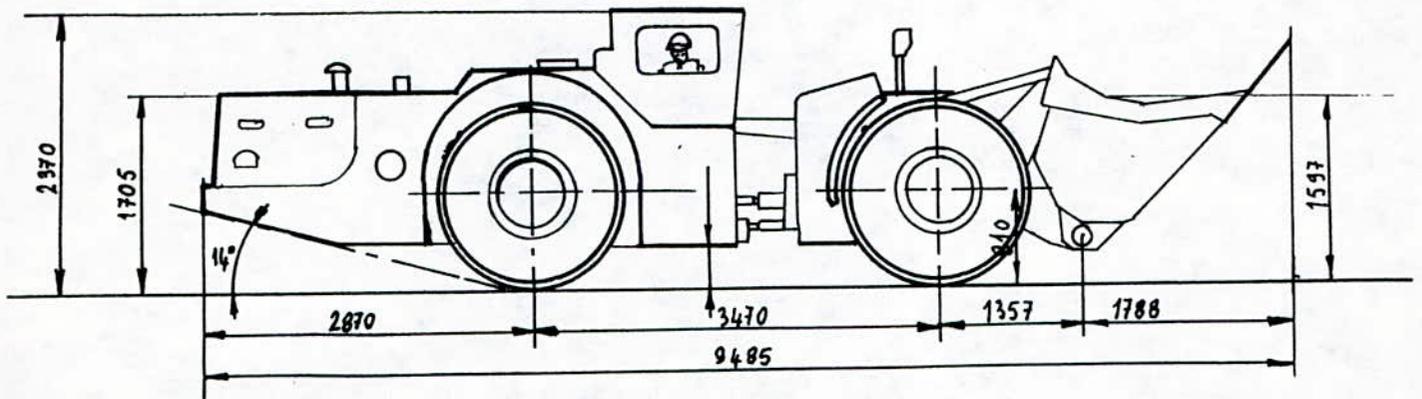


Fig : 4.8 . — TORO 400 D .

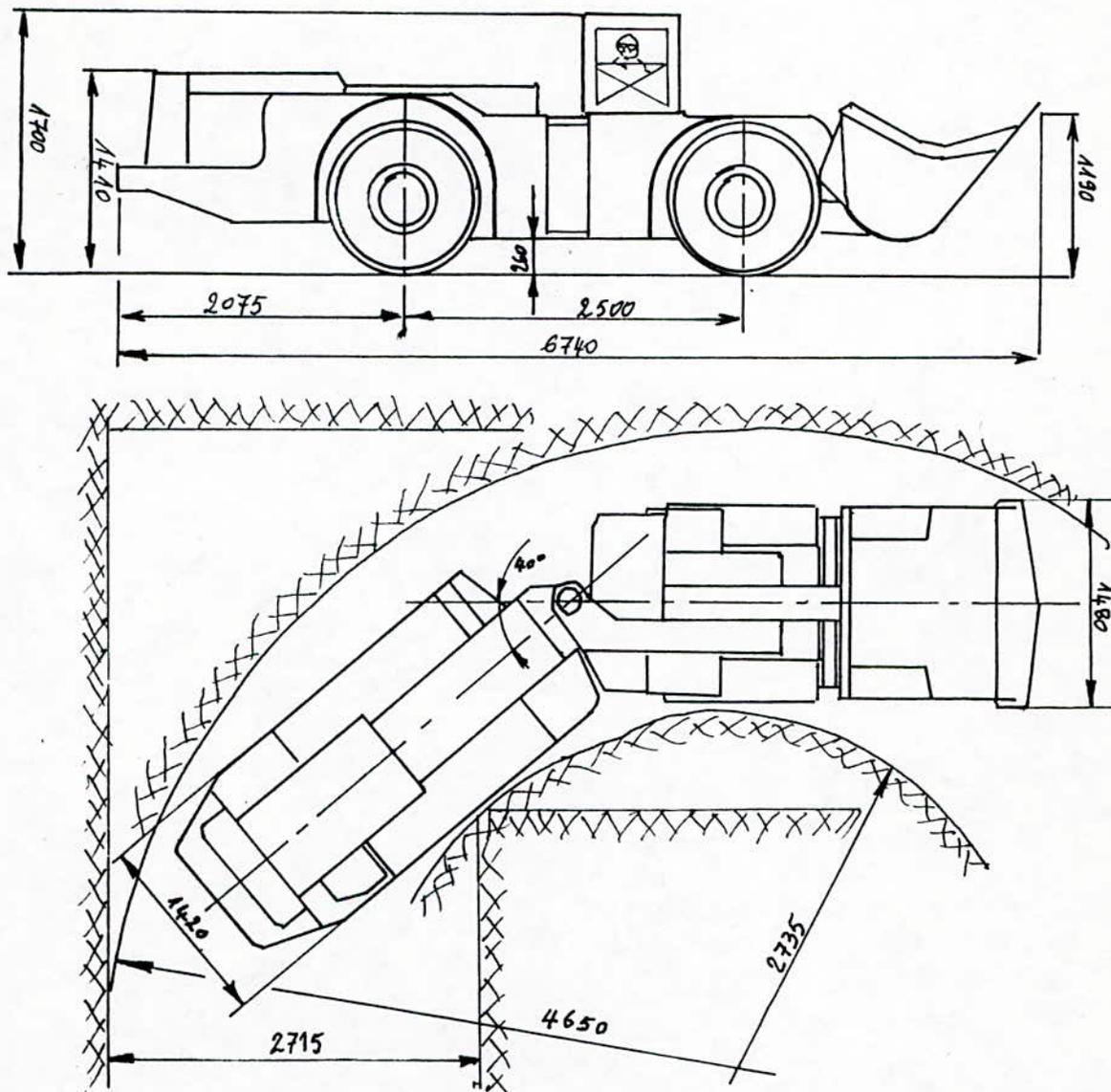


Fig : 4.9 - TORO 150 D .

Caractéristiques du TORO 400 D [30] :

- Longueur ----- 9485 mm
- Largeur sans/avec cabine ----- 2440/2495 mm
- Hauteur ----- 2370 mm
- Capacité du godet ----- 4,3 m³
- Charge maximale ----- 8100 Kg
- Puissance du moteur ----- 215 ch

Caractéristiques du TORO 150 D [30] :

- Longueur ----- 6740 mm
- Largeur ----- 1460 mm
- Hauteur ----- 1550 mm
- Capacité du godet ----- 1,5 m³
- Charge maximale ----- 3000 Kg
- Puissance du moteur ----- 71 ch.

Dans le cas du métro d'Alger le TORO 150 D est utilisé pour le nettoyage du front de taille et pour le transport des matériaux entrant dans la construction du tunnel.

Alors que le TORO 400 D est utilisé pour le marinage (l'évacuation des déblais jusqu'au puit d'extraction).

2.1. Paramètre de base pour l'extractoon et le transport des matériaux: [21]

Foisonnement :

Le coefficient de foisonnement est de 1,35.

Résistance au roulement :

C'est la force opposée par le sol aux roues du véhicule. Elle se mesure par l'effort de traction qu'il faut exercer pour faire rouler le véhicule (en kg/tonne).

Les facteurs influençant la résistance au roulement sont les frottements internes au véhicule, la pression et le type des pneus, l'enfoncement des pneus.

Puissance :

On distingue généralement pour un engin :

- puissance disponible que la machine peut théoriquement fournir,
- puissance utilisable effectivement en fonction des conditions du terrain.

Production :

La production se mesure au nombre de cycles (de travail) que peut effectuer la machine en un temps donné et à la quantité de matériaux manipulés.

Disponibilité :

C'est le rapport du temps disponible, au temps total théorique, la différence entre les deux étant le temps passé en entretien et arrêts pour pannes.

Utilisation :

C'est le rapport du temps effectif de travail au temps disponible, la différence entre les deux étant les temps d'arrêts au chantier.

Taux de marche :

C'est le produit de la disponibilité par l'utilisation.

2.2. Facteur extérieur entrant dans le rendement de chaque transporteur : [20] :

La nature des matériaux joue essentiellement sur le chargement du gobelet, et cela de deux manières :

- La granulométrie des matériaux a une incidence sur le remplissage du gobelet : la présence de **gros** blocs entraîne une mauvaise utilisation du volume du gobelet. Les constructeurs ont défini un coefficient de remplissage égal au rapport du volume foisonné de matériaux chargé dans le gobelet par le volume à refus du gobelet (le volume à refus est défini par des normes internationales en fonction des dimensions du gobelet).

Ce coefficient peut prendre les valeurs suivantes :

Conditions d'excavation	chargeur +
faciles	0,95 - 1,00
moyennes	0,85 - 0,95
difficiles	0,50 - 0,70
très difficiles	-

. **Coefficient de remplissage du gobelet selon les conditions d'excavation du matériau.**

Dans notre cas les conditions d'excavation sont moyennes, pour cela on prend le coefficient de remplissage égal à 0,85.

Dans des conditions très difficile, ces engins n'ont pas une force de pénétration suffisante, pour cela il faut leur adjoindre un **bouteur**, ce qui augmente évidemment les coûts d'exploitation.

- Cette même granulométrie influence également directement le temps de cycle dans la mesure où elle influence la facilité de pénétration et de remplissage du godet. Ce facteur est en général intégré dans les conditions de travail.

4.3 - ETUDE TECHNICO-ECONOMIQUE :

1) Capacité de production du chargeur transporteur (TORO 400D) [14] :

1.1 - Débit horaire du chargeur transporteur :

Les temps moyens suivant sont extraits de chronométrages représentant à notre avis, des conditions moyennes d'utilisation. Nous verrons plus loin, les facteurs influençant les divers temps.

a) temps de remplissage du godet :

En début de stock, il faut compter 30 secondes en moyenne pour les 5 premiers godets.

En plein stock, les temps sont régulièrement de 20 secondes.

En fin de stock, il faut compter au moins 64 secondes pour les 3 derniers godets.

Pour un stock de 100 m³ demandant 27 coups de godet de 3,65 m³, on a ainsi un temps moyen de :

- Pour les 5 premiers godets, on a un temps $t_1 = 5 \times 30 = 150s$

- En plein stock, on a un temps $t_2 = 19 \times 20 = 380s$

- Pour les 3 derniers godets, on a un temps $t_3 = 3 \times 64 = 192.s$

Donc, pour les 27 coups de godet, on a un temps $t = t_1 + t_2 + t_3$.

$$t = 150 + 380 + 192 = 722.s$$

D'où, le temps moyen de remplissage du gobelet est :

$$t_{ch} = t = \frac{722}{27} = 26,74s \sim 27s$$

$$\underline{t_{ch} = 27s}$$

b) - Temps de manoeuvre :

Le temps de manoeuvre représente en moyenne 19 secondes par cycle.

$$\underline{t_m = 19s}$$

c) - Temps de déchargement dans le puit :

Il est égal à 17 secondes en moyenne.

$$\underline{t_{dech} = 17s}$$

d) Vitesse de déplacement :

Nous avons relevé les vitesses suivantes :

- à vide : 44 secondes pour 100 m

- en charge : 55 secondes pour 100 m.

Nous retiendront donc comme vitesse moyenne, aller retour : 2m/s ou 7,2 km/h.

e) Le cycle moyen de chargement de 3,65 m³ de déblais est donc de:

$$t = t_{ch} + t_m + t_{dech} + t_{dep}[s]$$

Avec :

t_{cyc} : temps de cycle du chargeur

t_{ch} : temps de chargement du godet

$$t_{ch} = 27 \text{ s}$$

t_m : temps de manoeuvre

$$t_m = 19 \text{ s}$$

t_{dech} : temps de déchargement

$$t_{dech} = 17 \text{ s}$$

t_{dep} : temps de déplacement, défini comme suit :

$$t_{dep} = \frac{2L}{V_m}$$

. L : étant en mètres la distance du stock au point de déchargement.

. V_m : Vitesse moyenne : $V_m = 2 \text{ m/s}$

$$\text{D'où : } t_{cyc} = 27 + 19 + 17 + \frac{2L}{2} = 63 + L \quad [\text{s}]$$

On tire alors la formule suivante qui donne le débit horaire moyen :

$$D = \frac{CG \times 3600}{t_{cyc}} \quad [\text{m}^3/\text{h}]$$

Avec : D : débit horaire moyen

CG : Capacité du godet : $CG = 3,65 \text{ m}^3$

T_{cyc} : temps de cycle

$$t_{cyc} = 63 + L \quad [\text{s}]$$

$$D = \frac{3,65 \times 3600}{63 + L} = \frac{13140}{63 + L} \quad (\text{m}^3/\text{h}) \text{ voir courbe 1 fig.4.10...})$$

En calculant pour chaque 100 m le débit horaire moyen, on tire le tableau suivant::

L [m]	D [m ³ /h]
100	80,6
200	50,0
300	36,2
400	28,4
500	23,3
600	19,8
700	17,2
800	15,2

1.2 - Facteurs influençant la productivité de l'engin :

Parmi les facteurs influençant la productivité de l'engin, on a principalement :

a) Distance de transport :

La fig.4.10. montre que son influence est prépondérante.

b) Vitesse de déplacement (Etat des pistes - Eau - Boue) :

Son influence augmente lorsque la distance de transport augmente. Elle est limitée:

- par la puissance de l'engin.
- par l'état de la piste.

Dans le cas du tunnel, la piste est moyenne, mais parfois il y a des apports d'eau qui dégradent son état.

② --- courbe theorique
① ——— courbe pratique

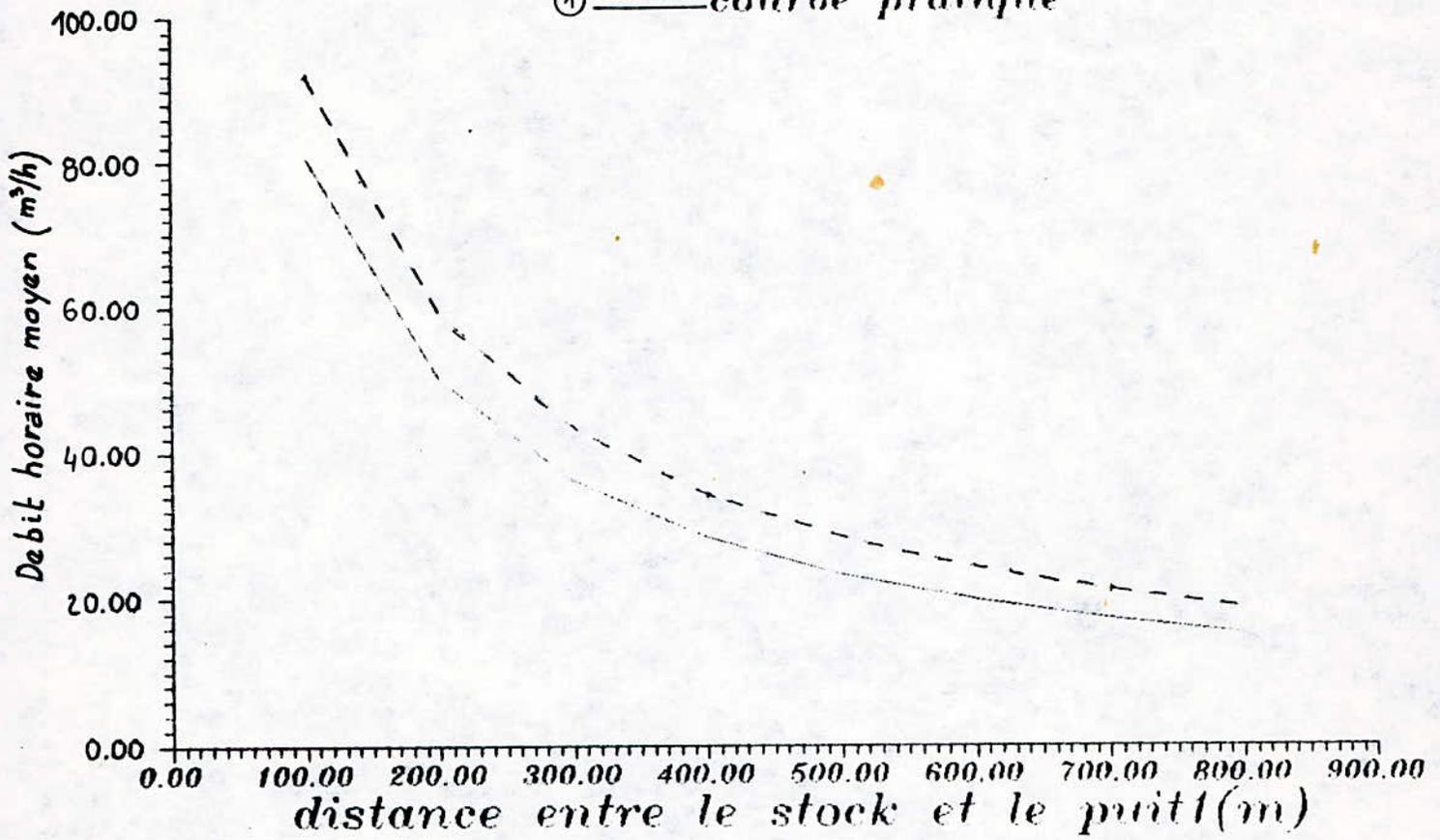


Fig - 4.10 — debit horaire moyen d'un TORO 400D

Lorsqu'il y a des trous, un ballastage minimum est à faire pour allonger la durée de vie du matériel.

La vitesse moyenne de 2 m/s (ou 7,2 km/h) retenu ci-dessus, peut atteindre 2,5 m/s (ou 9,0 km/h) sur long parcours et avec une piste bien nivelée. C'est notre cas **théorique**.

Le temps de cycle (t_{cyc}) deviendra alors :

$$t_{cyc} = 63 + \frac{2L}{V'm}$$

Avec : $V'm = 2,5 \text{ m/s}$

On a alors la formule qui donne le débit horaire moyen :

$$D' = \frac{CG \times 3600}{t'_{cyc}}$$

$$D' = \frac{13140}{63+0,8L} \quad [\text{m}^3/\text{h}] \quad (\text{voir courbe 2 fig.4.10})$$

En calculant pour chaque 100 m, le débit horaire moyen théorique, on tire le tableau suivant :

L [m]	D' [m ³ /h]
100	91,9
200	58,9
300	43,4
400	34,3
500	28,4
600	24,2
700	21,1
800	18,7

1.3 - Facteurs influençant le temps d'activité de l'engin :

a) - Prise en charge de l'engin :

En début de poste, le chargeur doit vérifier sommairement que son engin est en bon état (état des pneumatiques, l'huile, les freins, ...).

b) - Pleins d'eau et de fuel :

Le réservoir de fuel doit être suffisant pour alimenter l'engin pendant son poste.

Le plein d'eau (utilisée par les bacs de barbotage des gaz d'échappement) doit être fait deux fois par poste.

c) - Arrêts divers :

Ces arrêts représentent de 4 à 6 % du temps de marche des engins.

2) Organisation du transport au fond :

Au niveau du métro d'Alger, le marinage se fait par stockage des déblais sur les bords du tunnel après les travaux de tir et le transport jusqu'au lieu de déversement se fait généralement au troisième poste pour éviter de gêner les autres travaux entre le front de taille et le puit, aussi dans le but de réduire le temps de cycle.

D'après le cyclogramme N°2, on constate que l'évacuation des déblais ne peut se faire que pendant trois jours car les autres jours de la semaine sont destinés au bétonnage du radier. Pour cela donc, on aura trois postes au cours de la semaine pour évacuer tous les déblais dégagés du front de taille et ceux venant du stross.

Volume à évacuer de la demi-section supérieure :

Le volume qu'il faut évacuer pendant la période des trois postes est :

$$V_s = S_{cr} \times C_g \times L_{av} \times n_{\pm v}$$

Avec :

V_s : Volume cherché

Scr : section du creusement

cf : Coefficient de foisonnement

$n+v$: nombre de travée.

$$V_s = 31 \times 1,35 \times 1,6 \times 6 = 401,76 \text{ m}^3$$

$$\underline{V_s = 401,76 \text{ m}^3}$$

Marinage du front au stock :

Calcul du nombre de cycle du chargeur :

$$n_{cyc} = \frac{V}{CG}$$

Avec :

V = Volume d'une travée

$$V = \frac{V_s}{6} = 66,96 \sim 67 \text{ m}^3$$

CG = Capacité du gobet

$$CG = 3,65 \text{ m}^3$$

$$n_{cyc} = \frac{67}{3,65} = 18,3 \sim 18$$

Sachant que le temps de cycle est :

$$t_{cyc} = t_{ch} + t_{dech} + L$$

«L» : était la distance du front au stock.

$$L = 100 \text{ m}$$

$$t_{cyc} = 27 + 17 + 100 = 144 \text{ s}$$

D'où le temps nécessaire pour évacuer la quantité de déblais voulue est :

$$t = t_{cyc} \times n_{cyc} = 144 \times 18 = 2592 \text{ s}$$

$$t = \underline{43 \text{ min } 12 \text{ s}}$$

Le cyclogramme N°1 nous montre que ce temps est suffisant pour évacuer ces déblais.

Donc le transport des déblais du front au stock (marinage) peut se faire par un seul TORO 400 D.

Volume à évacuer de la demi section inférieure :

L'avancement pour la demi section inférieure est d'un plot de 12,5 m pendant une semaine.

Le volume de déblais à évacuer est :

$$V_i = S_{cr} \times C_f \times L_p$$

Avec :

S_{cr} : surface de creusement de la demi section inférieure

$$S_{cr} = 31,2 \text{ m}^2 \text{ (voir annexe)}$$

C_f : Coefficient de foisonnement

$$c_f = 1,35$$

L_p : Longueur d'un plot.

$$L_p = 12,5 \text{ m}$$

Application

$$V_i = 31,2 \times 1,35 \times 12,5 = 526,5 \text{ m}^3$$

$$\underline{V_i = 526,5 \text{ m}^3}$$

Donc le volume à évacuer des deux demi-sections supérieur et inférieur est de :

$$V = V_s + V_i \quad [\text{m}^3]$$

$$V = 401,76 + 526,50 = 928,26 \sim 928,3 \text{ m}^3$$

$$\underline{V = 928,3 \text{ m}^3}$$

Ce volume doit être évacué pendant les trois postes, c'est à dire pendant $7 \times 3 = 21$ heures.

Donc le débit qu'il faut assurer est de $44,2 \text{ m}^3/\text{h}$.

- Voyons maintenant comment on peut évacuer ce volume de déblais qui est de $928,3$ pendant le temps voulu.

- On constate que d'après (la fig. 4.10 courbe 1), l'évacuation des $44,2 \text{ m}^3/\text{h}$ ne peut se faire que par :

* Un TORO 400D, mais pour une distance séparant le stock du puit d'extraction de $234,3 \text{ m}$.

* Deux (2) TORO 400 D, pour une distance comprise entre $234,3$ et $531,6 \text{ m}$ séparent toujours le stock du puit d'extraction.

* Au delà de cette distance, deux TORO ne suffisent plus, pour cela il faut ajouter un troisième Toro, et avoir toujours un toro en réserve pour limiter les pertes de production dues aux pannes.

Donc il faut en tous quatre (4) Toro 400 D, pour assurer l'évacuation des $44,2 \text{ m}^3/\text{h}$ au cours des trois postes de nuit.

- Dans le cas théorique, on constate que d'après (la fig 4.10 courbe 2), l'évacuation de 44,2 m³/h de déblais ne peut se faire que comme suit :

* par un seul toro pour une distance de 292,8 m au plus.

* pour une distance comprise entre 292,8 m et 664,5 m ; on utilise que deux toro pour l'évacuation des déblais. Mais il faut toujours avoir un toro en réserve en cas de pannes.

Donc il faut en tous trois (3) toro, pour assurer l'évacuation de la quantité de déblais produites, et cela pendant les trois postes de nuits.

3) RESULTATS ECONOMIQUES

Les dépenses qui entrent dans l'opération de l'évacuation des déblais sont :

- les frais du matériel utilisé
- les frais de main d'oeuvre productive.

* Frais du matériel :

L'engin utilisé pour l'évacuation des déblais est du type TORO 400D, sa location est estimée à 1090,33 DA/H.

L'entreprise a fait une étude statistique sur les frais qui concerne les consommables, les pièces de rechanges, Mains d'oeuvre, réparation, elle les a estimé à 18 % de la location de l'engin. Ces frais soit répartis comme suit :

- les consommables représentent 2 % de la location.
- les pièces de rechange représentent parcontre 4 % de la location
- la main d'oeuvre représente aussi 4 % de la location.
- la réparation extérieure représente 8 % de la location.

* Main d'oeuvre productive :

C'est le chauffeur de l'engin qui entre dans l'opération de l'évacuation des déblais.

Pour cela on établit le tableau des dépenses à l'heure suivant :

Dépenses en dinars	à l'heure
. Location	1090,33
. Main-d'oeuvre de conduite charges comprises.	45
. Consomable	21,8
. Pièces de rechange et main-d'oeuvre	87,2
. Réparation extérieur	87,2
TOTAL	1331,59

Sachant que le temps de cycle du TORO déjà calculer pour le cas pratique est égal à :

$$tcyc = tch + tdech + tdep + tm \quad [s]$$

$$tcyc = 27 + 17 + L + 19 = 63 + L$$

Pour calculer combien nous revient le m³ évacuer du stock au puit suivant la distance parcourue L, on à :

$$C = \frac{D_p \times t_{cyc}}{3600 \times CG} \quad [DA/m^3]$$

Avec :

C : coût du chargement et du transport d'un m³ évacuer

D_p : Dépenses

t_{cyc} : Temps de cycle d'un chargeur - transporteur

CG : Capacité du gobet (CG = 3,65 m³).

D'où :

$$C = \frac{1331,59 \times (63 + L)}{3600 \times 3,65} = 0,101 L + 6,384$$

$$C = 0,101 L + 6,384 \quad [DA/m^3]$$

A l'aide de cette formule, on tire pour chaque 100 m le coût correspondant par le tableau suivant :

Distance parcouru : L [m]	Coût C [DA/m ³]
100	16,5
200	26,6
300	36,8
400	46,9
500	57,0
600	67,2
700	77,3
800	87,2

courbes pratiques

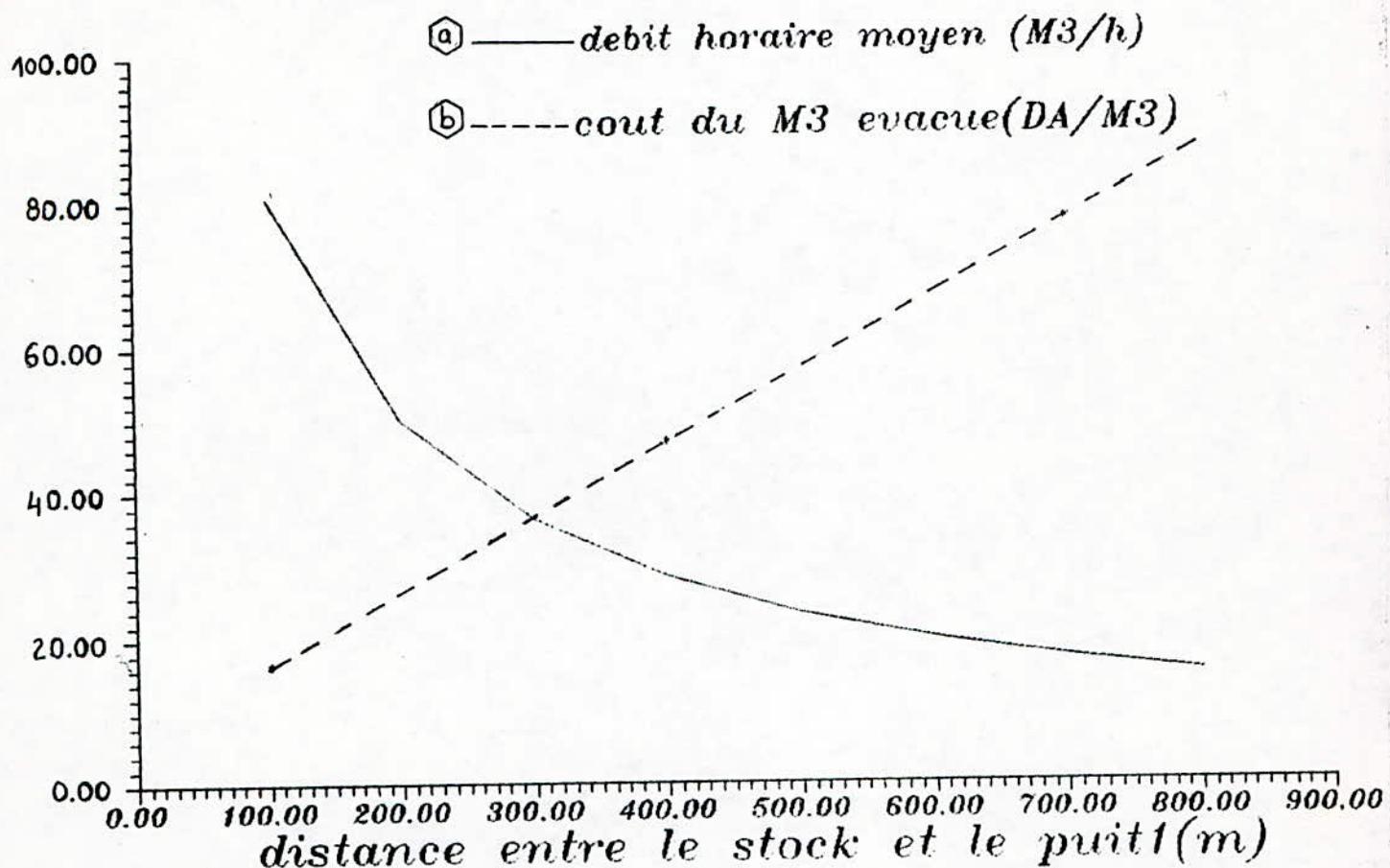


Fig 4.11-variation du tonnage charge et transporté par un chargeur transporteur et du prix de revient

4) INTERPRETATION :

La fig.4.11 courbe a exprime le rendement de la chargeuse automotrice avec capacité du gobet de 3,65 m³ et une puissance de 215 ch.

La fig. 4.11 courbe b exprime les dépenses en fonctions de la distance.

Ayant établi la courbe de rendement et dépenses, il ressort que :

- le rendement optimal est obtenue au point d'intersection des courbes (a) et (b), ce qui donne ainsi une distance optimale qui est de 300 m au plus.

- Pour une distance L supérieur à 300 m, la variante utilisée n'est plus rentable.

Pour cela parmi les variantes qu'on pouvait utiliser sont :

* Le puits P2

, l'évacuation des déblais ne saurait se faire par ce puit, en raison du manque de place pour les manoeuvre des camions et au su des inconvénients suivants :

. Perturbation très grave de la vie urbaine et du trafic automobile.

. salissement constant voir même détérioration de la chaussée par les engins roulants.

. Accès à l'autoroute très encombré.

* La galerie souterraine d'évacuation des déblais qui relie le radier de la station TGP au chantier du parking TAFOURAH, et d'un puits de déversement des déblais reliant la galerie du tunnel à la galerie d'évacuation.

Cette galerie a une section de 4,2 m x 5,2 m et une longueur de 153 m avec un alignement droit, elle débute au radier de la station TGP au PK 1645, passe sous la ruesergent ADDOUN, longe la rue BOELDIEU, traverse le Bd. Cl. AMIROUCHE pour déboucher au parking TAFOURAH. Elle aura une couverture de sol allant de 30 à 16 m (voir fig.4.12) ce projet est abandonné.

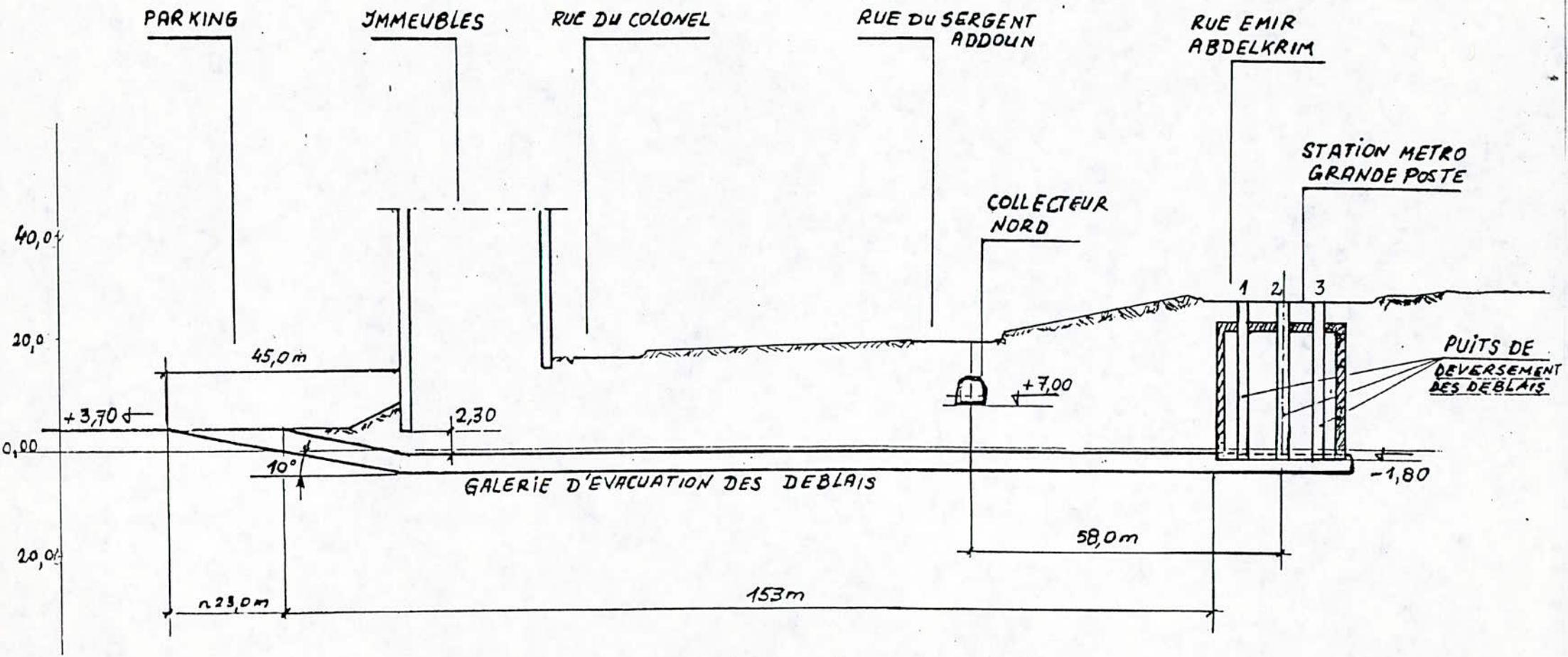


Fig : 4.12 - Galerie d'evacuation des deblais :

CAS THEORIQUE /

Dans ce cas on a le temps de cycle t_{cyc} égale à :

$$t'_{cyc} = t_{ch} + t_{dech} + t_{dep} + t_{man} \quad [s]$$

$$t'_{cyc} = 27 + 17 + 0,8 L + 19 = 63 + 0,8 L$$

Pour calculer combien nous revient le m^3 évacuer du stock au puit d'extraction suivant la distance parcourue L , On a :

$$C' = \frac{D_p \times t'_{cyc}}{3600 \times CG} \quad [DA/m^3]$$

$$C' = \frac{1331,59 (63 + 0,8L)}{3600 \times 3,65} = 0,081 L + 6,384.$$

$$C' = 0,081L + 6,384 \quad [DA/m^3]$$

A l'aide de cette formule, on tire pour chaque 100 m le coût correspondant par le tableau suivant :

Distance parcourue (m)	Coût c [DA/m ³]
100	14,5
200	22,6
300	30,7
400	38,8
500	46,9
600	55,0
700	63,1
800	71,2

courbes theoriques

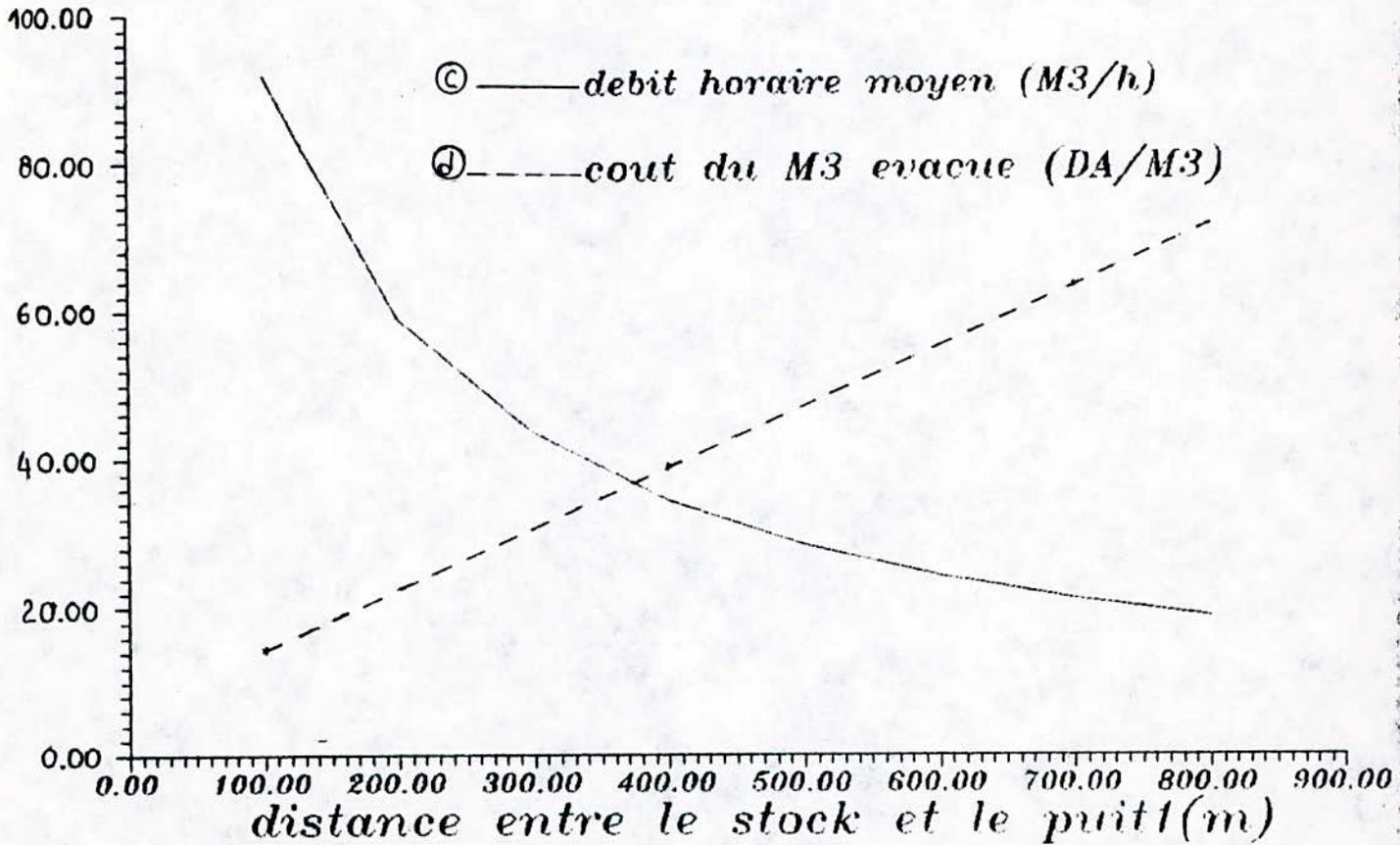


Fig 4.13. variation du tonnage charge et transporté par un chargeur transporteur et du prix de revient

INTERPRETATION :

La fig.4.13 courbe (c) exprime le rendement théorique de la chargeuse automatrice (capacité du godet 3,65 m³ et puissance 215 ch) en fonction de la distance.

- la fig.4.12 courbe (d) exprime les dépenses théoriques en fonction de la distance.

Ayant établi de la même manière la courbe de rendement et dépenses il ressort que:

- le rendement optimal est obtenu au point d'intersection des courbes (c) et (d), ce qui donne ainsi une distance optimale qui est parcontre en arrondissant de 400 m au plus.

4.3 - EXTRACTION ET TRANSPORT AU JOUR :

1. Extraction par puits. [9] :

L'extraction permet la remontée à la surface des minéraux utiles abattus par le puits, elle permet également la descente et la remontée des hommes des outillages et des matériaux.

La remontée des minéraux utiles à la surface peut s'effectuer dans des wagonnets ou dans des skips.

Dans le premier cas, les wagonnets sont placés dans des cages qui se déplacent dans le puits et qui peuvent être d'un ou plusieurs étages. On peut placer un ou plusieurs wagonnets, dans chaque étage de la cage.

Pour la simplification des opérations de déchargement des wagonnets à la surface, on utilise les cages basculantes. A la sortie, le déchargement du wagonnet se fait par inclinaison du plancher de la cage basculante sans sortir de la cage, il existe 2 types de cages basculantes.

1 - L'un dont le plancher s'incline de 45° (fig414) et

2 - l'autre dont le plancher se renverse de 135° (fig414)

Dans le premier cas, on utilise des wagonnets avec la paroi de front ouvrante et dans le second avec une caisse fixe.

- les skips pour l'extraction des minéraux utiles par puits sont aussi de deux types :

1 - à basculement ;

2 - se déchargeant par le fond ou par la paroi latérale (fig415)

L'extraction par skips ne permet pas des opérations auxiliaires (descente des hommes et des matériaux, etc...), pour cela il est nécessaire d'avoir un dispositif auxiliaire par cage.

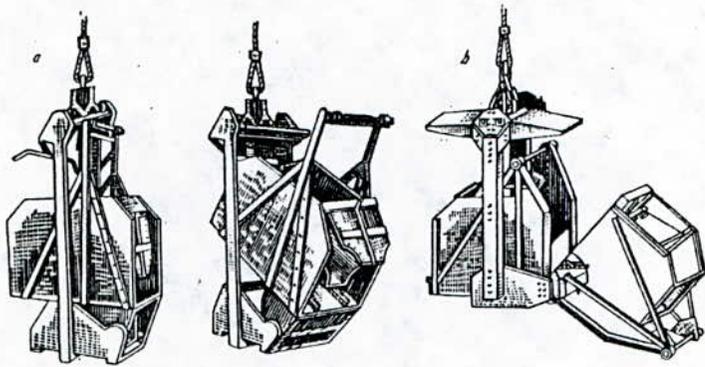


Fig. 414. Les cages basculantes :
 a — basculantes à 45°; b — basculantes à 135

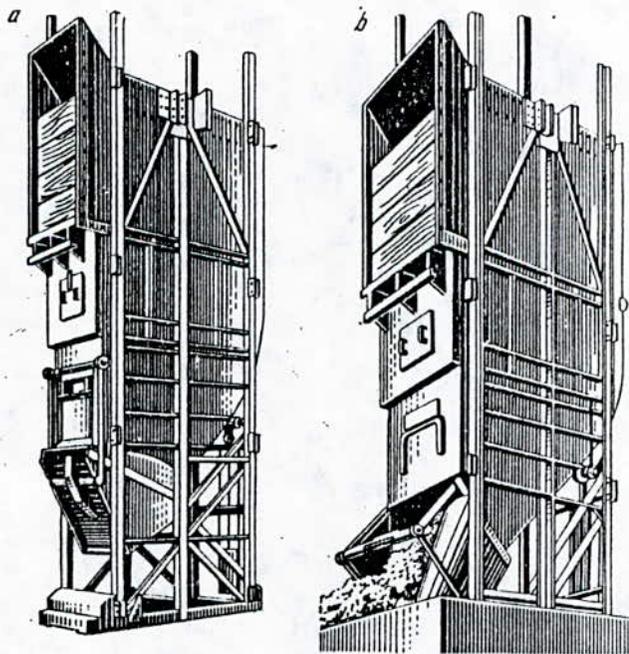


Fig. 415. Skip à fond ouvrant :
 a -- en état fermé; b -- au moment du déchargement

Le schéma du dispositif d'extraction est représenté sur la fig 415

Les cages 2 sont attelées aux câbles d'acier qui passent sur des molettes de guidage + fixées au sommet du chevalement 6 au-dessus du puits et s'enroulent sur un tambour 3 de la machine d'extraction.

Habituellement, il y a simultanément deux cages en mouvement :

une qui remonte avec la charge vers le jour et l'autre à vide qui descend vers la recette du fond.

Pour les services auxiliaires, on utilise des cages. Dans ce cas afin d'améliorer le régime du travail de la machine d'extraction, la seconde cage est remplacée par un contre-poids, son avantage réside dans l'espace réduit qu'il occupe dans le puits et permet de desservir facilement plusieurs étages.

Les dispositifs d'extraction (cage et skips) se déplacent dans le puits et le chevalement le long des guides ; à cet effet, on les munit de mains courantes qui tiennent les guides et qui glissent le long de ces derniers pendant le mouvement.

La hauteur (habituellement de 15 à 40 m et rarement davantage) et la construction du chevalement doivent assurer la remontée libre et sans danger des récipients d'extraction.

Les câbles d'extraction qui sont ronds sont faits par enroulement de plusieurs torons qui, à leur tour, sont câblés de plusieurs fils d'acier. Les dispositifs d'extraction sont attachés au câble à l'aide d'un dispositif d'attelage.

Avec l'extraction par skips, le chargement d'un skip dans la recette du fond et le déchargement d'un autre au jour s'effectuent simultanément. Avec ce mode d'extraction, on installe dans le chevalement au point de déchargement des guides recourbés appelés guides de déchargement qui en recevant les galets du skip, assurent son déversement ou l'ouverture du fond pour ceux qui se déchargent par le fond.

La vitesse V du mouvement des cages chargées s'établit en conformité avec le diamètre et le nombre de tours du tambour de la machine élévatrice et avec l'état d'installation et du puits, mais ne doit pas dépasser dans les puits verticaux la valeur :

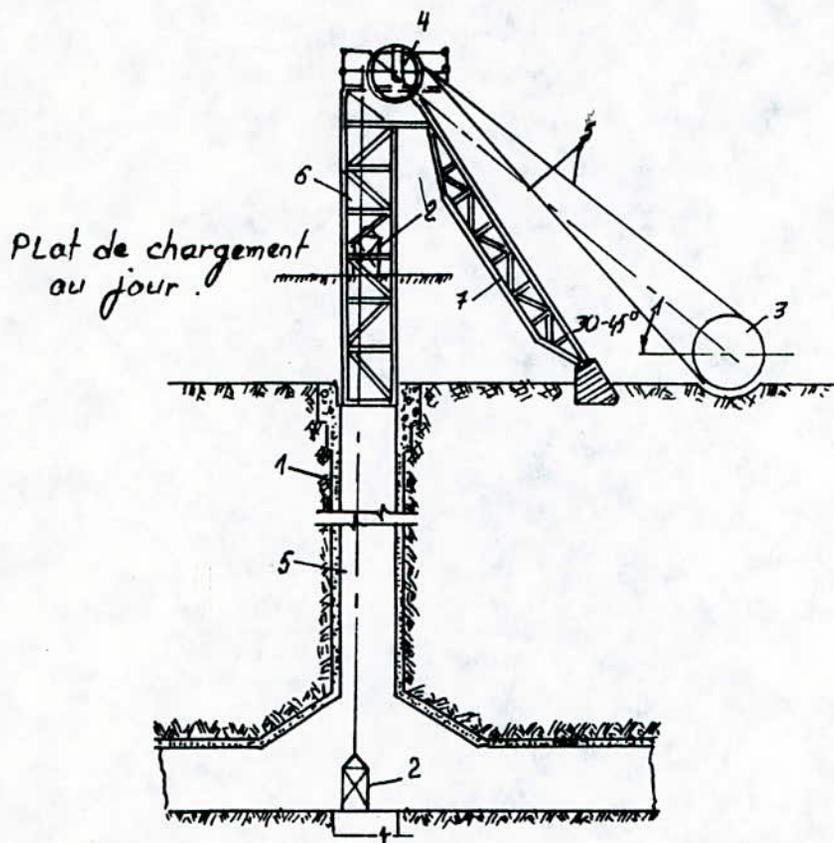


Fig 4-16 - schéma du système d'extraction par cages :

- 1- puits ; 2- Cages ; 3- tambours d'enroulement
de la machine d'extraction ; 4- Molette de guidage ;
5- Câbles d'extraction ; 6- Chevalement métallique ;
7- poussard.

$$V = 0,8\sqrt{H}, \text{ m/s}$$

où H : hauteur de l'élévation, en m.

Dans le système des machines d'extraction multicâbles, les récipients d'extraction sont suspendus à plusieurs câbles, chacun d'eux est logé dans la gorge du tambour cylindrique.

Les avantages de ces installations sont les suivants :

- 1 - diminution du diamètre des câbles séparés ;
- 2 - diminution du diamètre du tambour de la machine, ce qui l'allège et diminue son prix de revient ;
- 3 - simplification des installations au jour en raison du montage de la machine d'extraction sur le chevalement et de l'inutilité de la construction du bâtiment pour la machine d'extraction.

2 - Transport au jour : [29] :

Le transport au jour a pour but le déplacement de la masse minière des chantiers aux points de déchargement.

Quant le type de transport est choisi, il doit assurer :

- les distances minimales du transport de la masse minière aux points de déchargement ;
- les temps morts réduits et rendement maximal des engins d'extraction et de chargement ;
- les paramètres des moyens de transport doivent correspondre à ceux des engins d'extraction et de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées ;
- sécurité de travail et rendement maximal ;
- meilleur sens de progression des travaux miniers.

Les engins de transport sont utilisés dans les conditions naturelles très variées. Les principaux types de transport au jour (de carrière) sont :

- Locomotives et wagon (chemin de fer) ;
- camions ;
- convoyeurs.

ORGANISATION DU TRANSPORT AU JOUR :

Après avoir évacuer les déblais du front et après les avoir décharger dans le puits, ces déblais seront extrait à l'aide de benne preneuse qui les déverses dans un air de stockages et puis il seront chargé dans des camions par des chargeurs (type caterpillar 966), pour qu'ensuite ils seront évacuer à l'extérieur du chantier.

Extraction :

L'extraction se fait au niveau du métro d'Alger par le puits P1 à l'aide d'une benne preneuse de capacité effective de 0,5 m³ (capacité de la benne est de 0,75 m³).

Temps de cycle d'une benne preneuse :

$$t_{cyc} = t_{de} + t_r + t_d \quad [s]$$

avec :

t_{de} : temps de déplacement et chargement de la benne preneuse, t_{de} = 40 s.

t_r : temps de rotation de la benne preneuse, t_r = 16 s ;

t_d : temps de déchargement de la benne preneuse, t_d = 4 s.

D'où :

$$t_{cyc} = 40 + 16 + 4 = 60 \text{ s}$$

$$\underline{t_{cyc} = 60 \text{ s}}$$

Sachant que l'évacuation des déblais ne se fait que pendant les trois postes de nuit, pour cela il faut assurer un volume de 44,2 m³/h de déblais évacués.

Dans notre cas, la benne preneuse utilisée à une capacité effective de 0,5 m³, pour un temps de cycle moyen de 60 s, donne donc un rendement de 30 m³/h, ce qui est insuffisant pour assurer l'évacuation de la quantité voulue.

Pour cela on propose soit :

- une benne preneuse qui aura une capacité effective supérieure à 0,75 m³ pour assurer l'extraction des 44,2 m³/h (voir annexe).
- ou bien, on propose l'utilisation d'un skip (voir chap.4.4) qui déverse le déblais dans une trémie installée au jour. Cette variante a pour avantage de supprimer l'utilisation du chargeur, du fait que les camions recevront la charge directement de la trémie et aussi maintenir une atmosphère saine des lieux.

2 - Chargement :

Le chargement des déblais de l'air de stockage se fait à l'aide d'un chargeur type caterpillar 966 C, dans les caractéristiques sont :

- Longueur ————— 6860 mm
- Largeur (hors pneus) ————— 2720 mm
- Hauteur (tuyau d'échappement compris) — — — — 3380 mm
- Hauteur de déversement ————— 2960 mm
- Distance de déversement ————— 914 mm
- Profondeur de cavage maximale ————— 90 mm
- Capacité du gobet ————— 3 m³

2.1 - Durée de chargement d'un camion :

$$t_{ch} = n_g \cdot t_c \quad [\text{min}]$$

où :

ng : nombre de godets deversés dans la benne du camion ;

$$ng = 4$$

tc : durée d'un cycle de l'engin de chargement,

$$tc = 0,9 \text{ min}$$

Application :

$$tch = 4 \times 0,9 = 3,6 \text{ min}$$

$$\underline{tch = 3,6 \text{ min}}$$

3 - Transport :

Dans le cas du métro d'Alger, le choix du transport en surface a été fait suivant la situation en cite urbain en fonction de la manoeuvrabilité, suivant la possibilité de surmonter la pente élevée et la simplicité d'organisation de travail sur les camions.

Les camions utilisés sont des camions benne carrière de type IVECO 330 26. Parmi ces caractéristiques, on a :

- puissance du camion..... 260 ch
- capacité de la benne..... 12 m³

Calcul du rendement des camions et de leur nombre nécessaire le nombre de véhicule se calcule en fonction de la quantité de déblais à évacuer et du temps de rotation possible.

* suivant le temps de cycle :

Sachant que l'évacuation ne se fait que pendant le troisième poste, le temps de cycle d'un camion est égale à :

$$tcyc = tp/Nr \quad [\text{min}]$$

où :

tp : nombre d'heure de travail d'un poste

$$tp = 7 \text{ h}$$

Nr : nombre de rotation d'un poste

$$Nr = 7 \text{ h}$$

$$tcyc = \frac{7 \times 60}{8} = 52,5 \text{ min}$$

$$\underline{tcyc = 52,5 \text{ min}}$$

Ce temps de cycle permet d'évacuer 12 m³ (capacité de la benne du camion)

*suivant la quantité de déblais à évacuer :

Sachant que la capacité de la benne du camion est de 12 m³, et que le temps de cycle pour l'évacuation est de 52,5 min, le nombre de camion à assurer pour l'évacuation de 44,2 m³/h est :

$$NC = D/d$$

où :

D : débit de déblais à assurer ;

$$D = 44,2 \text{ m}^3/\text{h}$$

d : débit de déblais qu'un camion peut assurer :

$$d = \frac{12 \times 60}{52,5} = 13,7 \text{ m}^3/\text{h}$$

Application :

$$NC = \frac{44,2}{13,7} = 3,2$$

Donc le nombre de camion qu'il faut pour évacuer 44,2 m³/h est de trois (3).

Conclusion :

D'après les calculs de la détermination du nombre de chargeuses automatrices, il a été arrêté comme suit :

Deux (2) TORO 400 D pourront assurer l'évacuation de la quantité désirée, à condition que :

- La piste soit bien entretenue (nivellé).
- Ainsi que le bon entretien de l'équipement.

Comme les pannes sont inévitables, on prévoit un troisième (3) TORO.

CHAPITRE 5 : HYGIENE ET SECURITE

INTRODUCTION

- 1. LUTTE CONTRE LES POUSSIERES**
- 2. LUTTE CONTRE LES GAZ**
- 3. VENTILATION DU CHANTIER DE L'EXCAVATION**
- 4. LUTTE CONTRE LES BRUITS ET LES VIBRATIONS**
- 5. ASSURER UN BON ECLAIRAGE**
- 6. CONSIGNES DE SECURITE**
- 7. MESURES DE SECURITE DANS LES CHANTIER LORS
DU CREUSEMENT DES OUVRAGES**

HYGIENE ET SECURITE

Introduction : [27] :

Pour assurer la bonne marche des travaux et rendre sûres les lieux de travail ainsi que la création d'un climat dans une ambiance favorable, nous devons nous référer aux examens des connaissances générales dans le domaine de la sécurité de travail.

En premier lieu, il faut considérer les questions relatives à la sécurité général du tunnel :

- 1) Lutte contre les poussières,
- 2) Lutte contre les gaz,
- 3) Ventilation du chantier de l'excavation,
- 4) Lutte contre les bruits et les vibrations,
- 5) En fin, assurer un bon éclairage.

Pour réduire et prévenir les accidents, il est indispensable d'organiser des sessions d'instruction des travailleurs.

1. Lutte contre les poussières [27] :

1.1. Poussière du tunnel :

L'excavation dans le tunnel est toujours accompagnée d'émission de poussières, elle se forme au cours du forage à sec des trous de mine, après leur tir, au cours du chargement ainsi que pendant le transport.

La respiration de ces poussières peut avoir une répercussion néfaste sur la santé humaine.

1-2. Lutte contre la poussière :

- La protection consiste à isoler l'ouvrier mené, au moyen de masque anti-poussière.

Le pousoir de rétention des poussières fines (inférieures à $3,5 \mu$) doit être de 95% au moins.

1.3. Lutte contre la production des poussières :

Actuellement les moyens de lutte contre la poussière dans les tunnel sont :

- Foration des trous de mine avec injection d'eau.
- Arrosage des tas au niveau de chargement et les voies de circulation des machines etc...
- Une aération active des galeries.

2 - Lutte contre les gaz : [27] :

Les gaz d'échappement d'un diesel contiennent du CO, CO₂ de 0,01 à 0,5M, des composés d'azote NO, NO₂ de 0,0002% des aldéhydes 0,001 à 0,009% et gaz de sulfure SO₂ de 0,009 à 0,5%.

Ces gaz d'échappement constituant une source de pollution qu'il convient de contrôler pour assurer aux personnels une atmosphère ne causant ni risque, ni irritation, ni gêne, au moyen d'un **bac de barbotage**. (Voir fig 5.1).

* Barbotage : [14] :

Dans les ouvrages souterrains, l'emploi de cuve de barbotage est généralisé. Ces cuves ont une grande capacité d'eau : elles sont construites en acier inoxydable de préférence; leur intérieur comporte une chambre de détente et de nombreuses chicanes qui obligent les gaz à tourbillonner dans la cuve avant de s'échapper dans l'atmosphère.

Les raisons de ces choix technologiques sont les suivantes :

Les cuves de barbotage ne retiennent pas l'oxyde de carbone et elles diminuent peu sensiblement les teneurs en vapeurs nitreuse, mais elles suppriment les odeurs par dissolution des aldéhydes et cétones. Par ailleurs, le PH de l'eau de cuve passe rapidement de 8 à 3 puis 2, ceci montre que l'eau retient des ions acides (NO₂ et SO₂), cette acidité entraîne la nécessité d'utiliser de l'acier inoxydable ou de maintenir le PH à 6-7, les additifs employés couramment à cette fin sont des composés organiques.

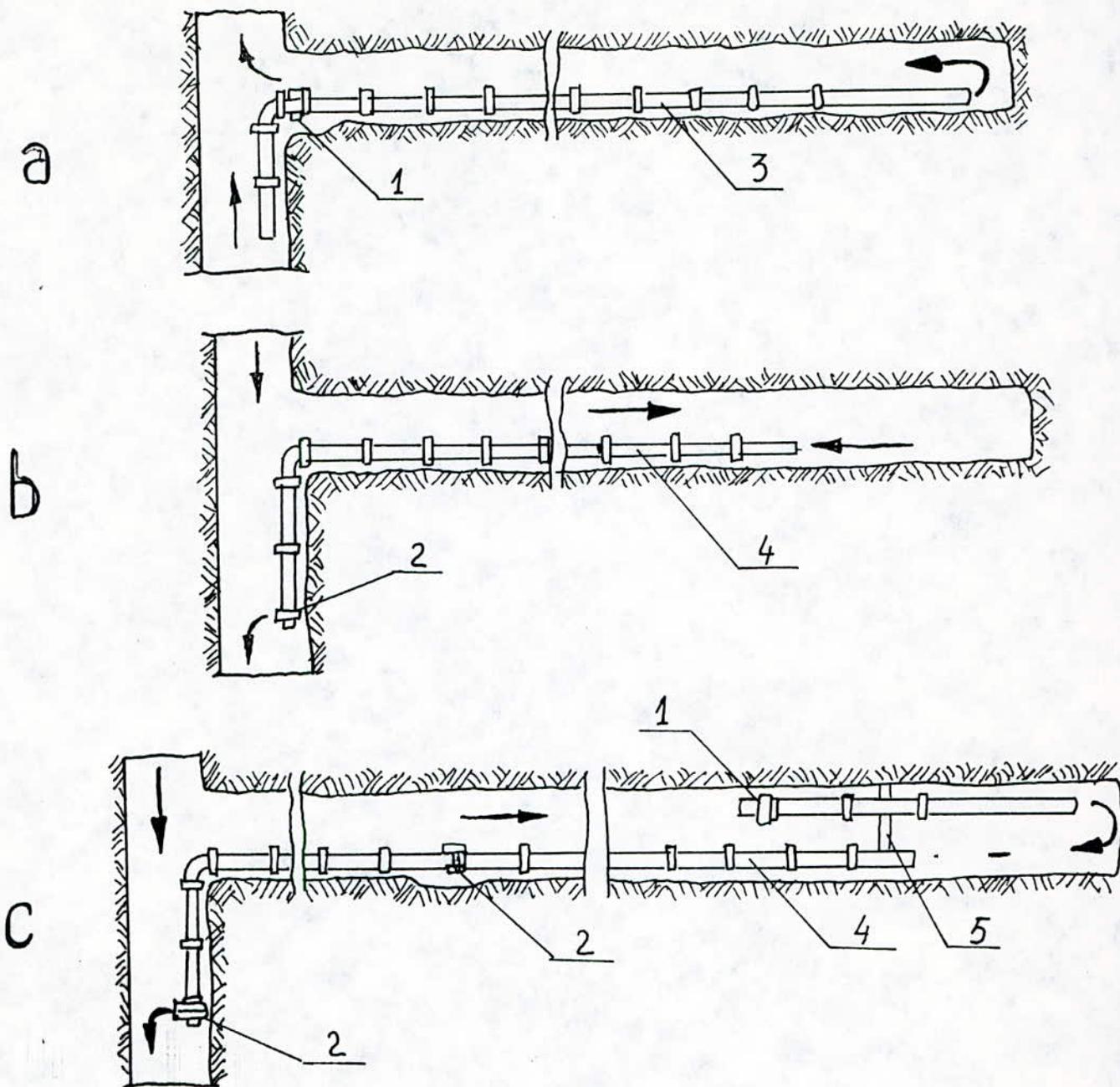


Fig : 5.2 - Différents types de ventilation :
 a- Soufflante ; b- Aspirante ; c- Combinée .
 1- ventilateur soufflant ; 2- ventilateur aspirant ; 3 et 4- Conduites ; 5- cloison .

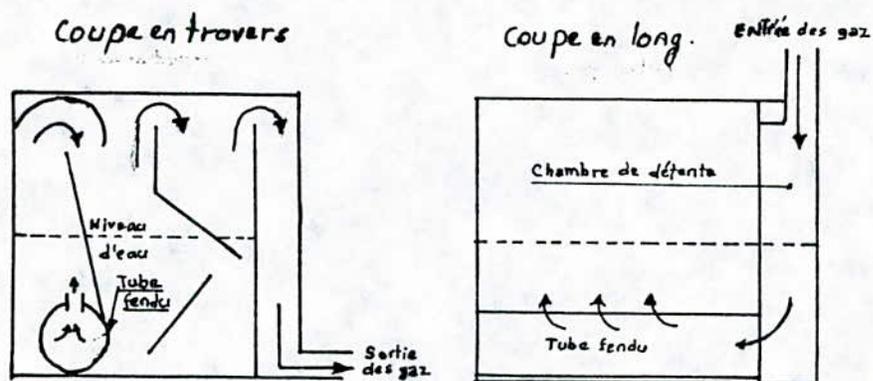


Fig 5.1 - PLAN schématique d'une cuve de barbotage

Enfin, les cuves de barbotage diminuent la température des chantiers et jouant le rôle d'insonorisants.

Donc pour lutter contre les poussières et les gaz (d'explosion et de combustion), une ventilation s'impose.

3. Ventilation du chantier de l'excavation [19], [25], [26] :

1) Généralités

En galerie souterraine, l'emploi généralisé de moyens mécaniques pour l'abattage et les manutentions ainsi que l'adoption du tir systématique contribuent à la production de poussières et de fumées nocives; en outre, ils exigent un renouvellement constant en air frais pour fournir l'oxygène indispensable aux travailleurs et aux engins à combustion c'est à dire maintenir une ventilation suffisante pour assurer la sécurité et l'hygiène des conditions de travail.

On distingue trois schémas de ventilation, soufflante, aspirante et combinée, (Voir fig. 5.2)

* **Ventilation par aspiration** : L'air vicié est évacué par les canars et l'air frais arrive par la galerie.

* **Ventilation par soufflage** : L'air frais est insufflé par les canars, alors que l'air vicié est évacué par la galerie.

* **Ventilation mixte** : Elle se fait par soufflage d'air frais pendant le travail et aspiration des fumées et des poussières après le tir.

2) Calcul de la ventilation

Le schéma de ventilation du chantier évolue avec la progression de travaux et par conséquent les besoins en air augmentent, à Cet effet, nous étudierons le cas échéant afin d'évaluer nos besoins en équipement approprié tout en ayant comme choix le schéma de ventilation, le plus économique. (Voir schéma d'aérage).

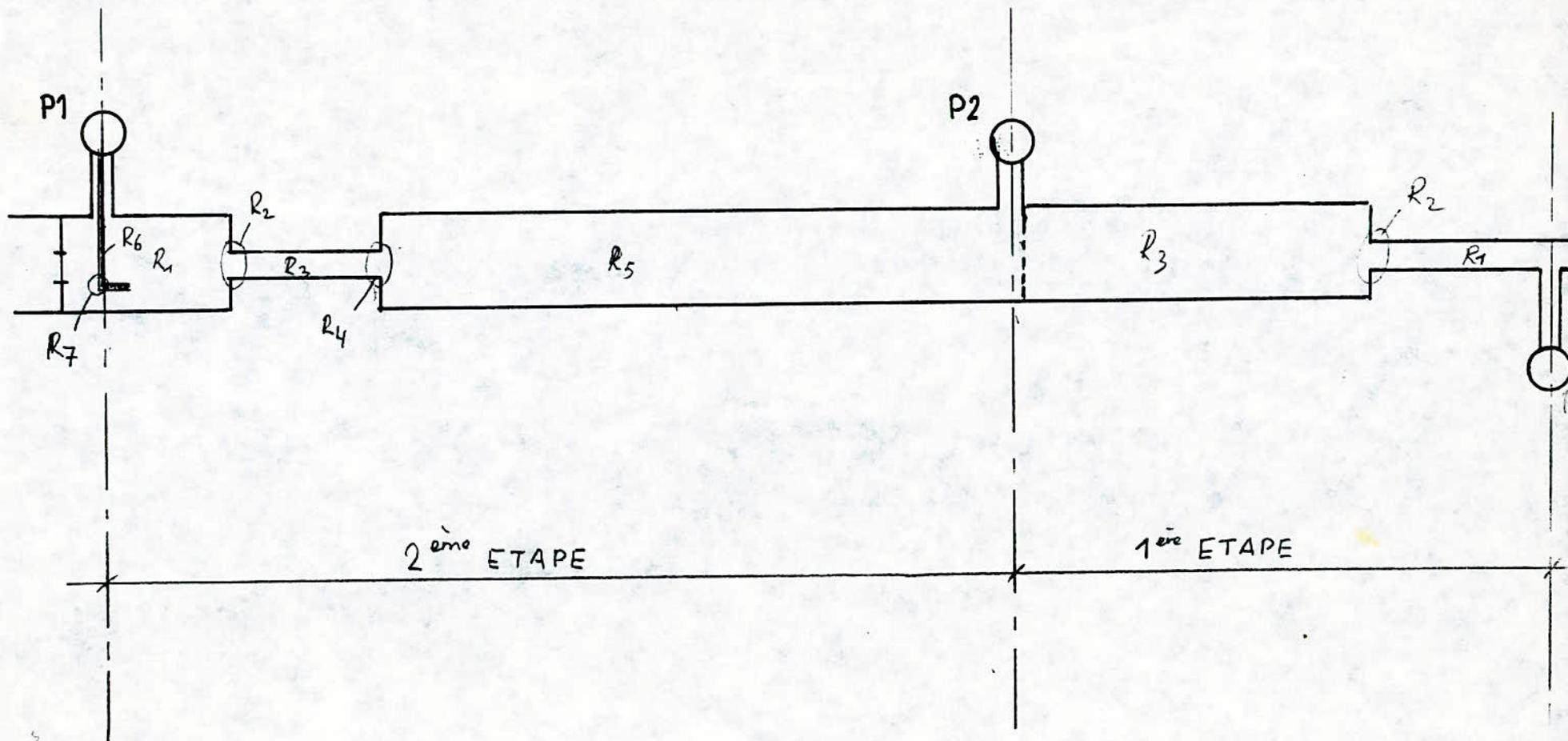


Schéma de ventilation du chantier

Première étape (du puits 3 au Puits 2) :

a) Calcul de la quantité d'air frais d'après les facteurs suivants :

1er facteur : Selon le nombre d'ouvriers travaillant simultanément dans le chantier de l'excavation.

$$QI = n \cdot qm \cdot K \quad [m^3/min]$$

Où :

QI = quantité total d'air pour l'aérage de la taille,
qm = quantité d'air frais nécessaire pour un ouvrier,

d'après les règles de sécurité, qm = 6 m³/min.

n : nombre d'ouvrier travaillant simultanément dans une taille d'excavation, n = 9.

K : Coefficient de réserve, on admet que K = 1,2 à 1,3.

Application :

$$QI = 9 \cdot 6 \cdot 1,3 = 70,2 \text{ m}^3/\text{min} = 1,17 \text{ m}^3/\text{s}$$

2ème facteur : Selon la quantité total d'explosif par cycle qui s'explose simultanément :

$$Q2 = \frac{2,3}{tv} \cdot (Qex \cdot S2ex \cdot L2ex \cdot b \cdot Kn)^{1/3} \quad [m^3/min]$$

Où :

Q2 : quantité d'air pour l'aérage selon le 2ème facteur,

tv : durée de la ventilation du chantier après le tir,

tv = 15 min.

Qex : quantité totale d'explosif par cycle [Kg],

Qex = 15,75 kg

Sn : Section nette d'excavation [m²],

Sn = 41,88 m²

Lex : Longueur de l'excavation [m],

$$\text{Lex} = 235 \text{ m.}$$

b : Dégagement de gaz lors du tir de 1 kg d'explosif [l/kg]

$$b = 808 \text{ l/kg}$$

Kn : Coefficient de saturation par l'eau de roches environnantes, déterminé par le tableau suivant :

Excavation horizontale ou inclinée				Excavation verticales (puits, cheminées, etc...)	
Roche	Sèche	Humide	Aquifère	Débit < 15 m/h	Débit > 15m/h
Kn	1	0,8	0,6	0,3	0,15

Pour nos conditions, Kn = 0,8.

Application

$$Q_2 = \frac{2,3}{15} (15,75 \times (41,88)^2 \times (235)^2 \times 808 \times 0,8)^{1/3} = 247,3 \text{ m}^3/\text{min} \quad 4,12 \text{ m}^3/\text{s}$$

3ème facteur : Selon la quantité de dégagement de gaz d'échappement :

$$Q_3 = 2,5 \cdot N \quad [\text{m}^3/\text{min}]$$

Q3 : Quantité totale d'air pour l'aéragé de la taille d'excavation,

N : total en chevaux, moteurs diesel fonctionnant, [ch]

Un TORO 150 D : 71 ch

Un TORO 400 D : 215 ch.

Application :

$$Q_3 = 2,5 \cdot 286 = 715 \text{ m}^3/\text{min} = 11,91 \text{ m}^3/\text{s.}$$

4ème facteur : Quantité d'air frais d'après la norme de sécurité :

$$V_c > 0,25 \text{ m/s}$$

$$Q_4 = V_c \cdot \text{sex}$$

Où :

Q4 : Quantité d'air pour l'aéragé selon le 4ème facteur,

Vc : Vitesse de l'air,

$$0,25 < Vc < 8 \text{ m/s}$$

Sex : Section de l'excavation,

Application :

$$Q4 = 0,25 \cdot 41,88 = 10,47 \text{ m}^3/\text{s}$$

Dans notre cas, $Q_{\max} = Q3 = 11,91 \text{ m}^3/\text{s}$

Deuxième étape (du puits 1 au puits 2):

a) Calcul de la quantité d'air frais d'après les facteurs suivants :

1er Facteur : Selon le nombre de personnes travaillant simultanément dans le chantier de l'excavation.

$$Q1 = n \cdot qm \cdot K \quad [m^3/min].$$

Avec : $n = 21$. (nombre d'ouvrier travaillant simultanément).

Applications :

$$Q1 = 21 \times 6 \times 1,3 = 163,8 \text{ m}^3/\text{min}$$

$$\underline{Q1 = 2,73 \text{ m}^3/\text{s}.$$

2ème facteur : Selon la quantité de dégagement de gaz d'échappement :

$$Q3 = 2,5 \cdot N \quad [m^3/min]$$

Où :

N : total en chevaux :

- Un TORD 400D : 215 ch
- Un brise roche : 170 ch
- Un TORO 150D : 71 ch

Applications :

$$Q2 = 2,5 \cdot 456 = 1140 \text{ m}^3/\text{min} = 19 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$\underline{Q2 = 19 \text{ m}^3/\text{s}}$$

3ème facteur : Quantité d'air frais d'après la norme de sécurité :

$$0,25 < Vc < 8 \text{ m/s.}$$

$$Q3 = Vc \cdot S_{ex}$$

Avec :

Sex : Section de l'excavation totale du tunnel,

$$S_{ex} = 73 \text{ m}^2$$

Application :

$$Q_3 = 0,25 \cdot 73 = 18,25 \text{ m}^3/\text{s}$$

$$\underline{Q_3 = 18,25 \text{ m}^3/\text{s}}$$

Dans notre cas, $\underline{Q_{\max} = Q_2 = 19 \text{ m}^3/\text{s}}$

2) Calcul de la résistance du réseau:

Un élément du circuit d'aéragé (branche) est caractérisé par les trois grandeurs suivantes :

- Le débit d'air (Q) circulant dans la branche exprimé en m³/s
- La perte de charge (DH) provoquée par le frottement de l'air contre la parois du circuit, exprimé en millimètre de colonne d'eau (mmCE).

La résistance (R) du circuit, exprimée en Kilomurgue (Ku).

Ces trois grandeurs sont liées entre elles. La loi fondamentale de l'aéragé est :

$$DH = RQ^2 \quad \text{Ou (mmCE) = (Kilomurgue) (m}^3\text{/s)}^2$$

La résistance de l'ouvrage (R) est déterminée par :

$$R = \alpha L.P./S^3 \quad [\text{k.u}]$$

Avec :

α : Coefficient de la résistance des parois de la galerie (Kg. S²/m⁴),

L : Longueur de la galerie (en m),

P : Périmètre de la galerie (en m),

S : Section de la galerie (en m²),

Q : Quantité d'air à l'arrivée dans la galerie (en m³/s).

D'après le schéma de ventilation on a :

Pour la 2^{ème} étape :

- Début du tunnel :

$$R_1 = \alpha \cdot L.P/S^3$$

D'après le tableau 5.1, $\alpha = 0,0014$.

Application

$$R1 = 0,0014 \cdot \frac{50 \cdot 26,5}{(41,88)^3} = 2,5 \cdot 10^{-5} \text{ K}\mu$$

* Changement de section :

En effet, lorsque dans un ouvrage minier, il existe des changements de section ou des changements de direction, des turbulences apparaissent. Elles créent des résistances supplémentaires qui ont pour valeur :

$$Rs = 62 \cdot 10^{-3} V/s^2, \text{ en } [k\mu]$$

où il est appelé coefficient de perte de charge singulière.

Des formules approchées de calcul des valeurs V sont données dans le tableau 5.2.

Dans notre cas V est égale :

$$V = 1 - \left(\frac{1}{2 - S^2/S^1} \right)$$

Avec :

S2 : Section de la jonction, S2 = 21 m²

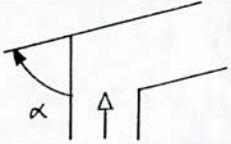
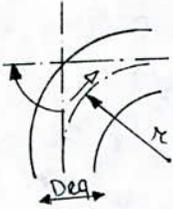
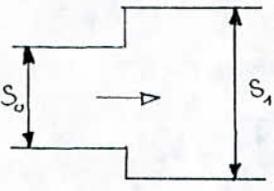
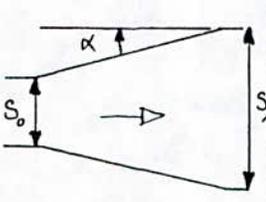
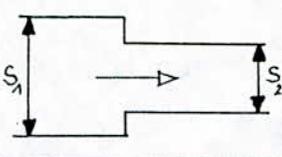
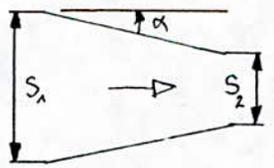
S1 : Section de la demi section supérieure, S1 = 41,88 m²

Application :

$$R2 = Rs = 62 \cdot 10^{-3} \cdot \frac{[2/2 - 1/41,88]}{(21)^2} = 4,67 \cdot 10^{-5} \text{ K}\mu$$

(21)²

TABEAU 5.2

Type de point particulier	Schéma	Formule donnant y	Observations
Changement de direction coude anguleux		$V = 0.2 \frac{\alpha}{90} + \left(\frac{\alpha}{90}\right)^2$	x = : angle en degré
Changement de direction Coude Arrondi		$V = 0.4 \frac{\alpha}{90} \cdot \frac{D_{eq}}{r}$	x : angle en degré Deq : diamètre équivalent en m r : rayon de courbe en m
Changement de section Elargissement brusque		$V = \left(1 - \frac{S_0}{S_1}\right)^2$ Si $S_1 \rightarrow \infty, V=1$ (Sortie d'air).	So, S1 : aire des sections en m ² S = So
Changement de section Elargissement progressif		$V = \left(1 - \frac{S_0}{S_1}\right)^2 \sin \alpha$ Si $\alpha < 7^\circ, V \approx 0$	x : angle en degré So, S1 : aire des sections en m ² S = So
Changement de direction Rétrécissement brusque		$V = 1 - \left(\frac{1}{2 - S_2/S_1}\right)$ Si $S_1 = \infty, V = 0.5$ (entrée d'air)	S1, S2 : aire des sections en m ² S = S2
Changement de section Rétrécissement progressif.		Y est négligeable $V = \left[1 - \frac{1}{2 - S_2/S_1}\right] \sin \alpha$	x : angle en degré S1, S2 : aire des sections en m ²

TABEAU 5.1

COEFFICIENT DE LA RESISTANCE des parois dugalerie Kg.S ² /m ⁴	
. Galerie bétonné	$\alpha = 0.0005$
. Galerie nue	$\alpha = 0.001$
. Galerie à soutènement Par cadre métallique	$\alpha = 0.0014.$
. Galerie à soutènement en bois	$\alpha = 0.0017.$
. Puits avec cage et guidage	$\alpha = 0.002.$

* La résistance au niveau de la jonction :

$$R3 = \alpha L.P/S^3$$

Application :

$$R3 = 0,0014 \cdot \frac{120 \cdot 18}{(21)^3} = 3,26 \cdot 10^{-4} \quad \text{K}\mu$$

* Changement de la section :

$$R4 = 62 \cdot 10^{-3} \cdot V/S^2$$

Avec :

$$V = (1 - S_0/S_1)^2$$

Où

S_0 : Section de la jonction, $S_0 = 21 \text{ m}^2$;

S_1 : Section du tunnel, $S_1 = 73 \text{ m}^2$

Application :

$$R4 = 62 \cdot 10^{-3} \frac{(1 - 21/73)^2}{21^2} = 7,13 \cdot 10^{-6} \quad \text{K}\mu$$

* La résistance du tunnel (R_5) :

$$R5 = \alpha \cdot L.P/S^3$$

Application :

$$R5 = 0,0014 \cdot \frac{300 \cdot 30 \cdot 28}{73^3} = 3,26 \cdot 10^{-5} \quad \text{K}\mu$$

*** Calcul de la résistance du ventube**

$$R6 = 6,5 Xc \cdot lc / 5dc$$

Avec :

. Xc : Coefficient de résistance du ventubre, Xc = 0,0004;

. lc : Longueur de la conduite,

. dc : diamètre de la conduite.

Application :

$$R6 = 6,5 \cdot 0,004 \cdot \frac{33}{5 \cdot 0,8} = 2,14 \cdot 10^{-1} \text{ K}\mu$$

*** Calcul de la résistance pour un changement de direction
(Coude arrondi)**

$$R7 = 62 \cdot 10^{-3} \text{ V/S}^2$$

Avec :

$$V = 0,4\alpha / 90 \sqrt{Dep/r}$$

Où :

$$Dep = 45/P = 0,8$$

Application

$$R7 = 62 \cdot 10^{-3} \cdot 0,35 / (0,5)^2 = 85,88 \cdot 10^{-3} \text{ k}\mu$$

$$R7 = 86 \cdot 10^{-3} \text{ K}\mu$$

Pour un angle de $\alpha = 45^\circ$ on a :

$$R8 = 62 \cdot 10^{-3} \text{ V/S}^2$$

Application

$$R_8 = 62 \cdot 10^{-3} \cdot \frac{0,126}{(0,5)^2} = 30,9 \cdot 10^{-3} \text{ K}\mu$$

$$R_8 = 31 \cdot 10^{-3} \text{ K}\mu$$

D'où la résistance totale du ventube est égale :

$$R_v = R_6 + 2 R_7 + 2 R_8$$

Application :

$$R_v = 2,14 \cdot 10^{-1} + 0,1,72 \cdot 10^{-1} + 0,062 \cdot 10^{-1} = 2,91 \cdot 10^{-1} \text{ k}\mu$$

$$R_v = 0,291 \text{ K}\mu$$

Donc, la résistance de l'ouvrage est :

$$R = R_1 + R_2 + R_3 + R_4 + R_5 + R_v$$

Application :

$$R = 2,5 \cdot 10^{-5} + 4,67 \cdot 10^{-5} + 3,26 \cdot 10^{-4} + 7,13 \cdot 10^{-5} + 3,26 \cdot 10^{-5} + 0,29 = 0,291 \text{ k}\mu$$

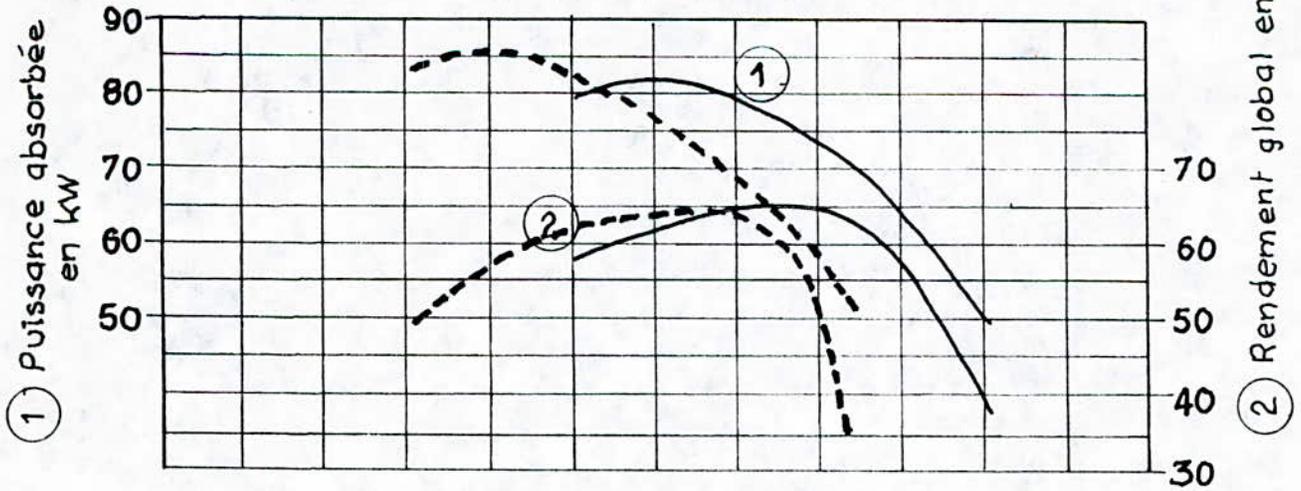
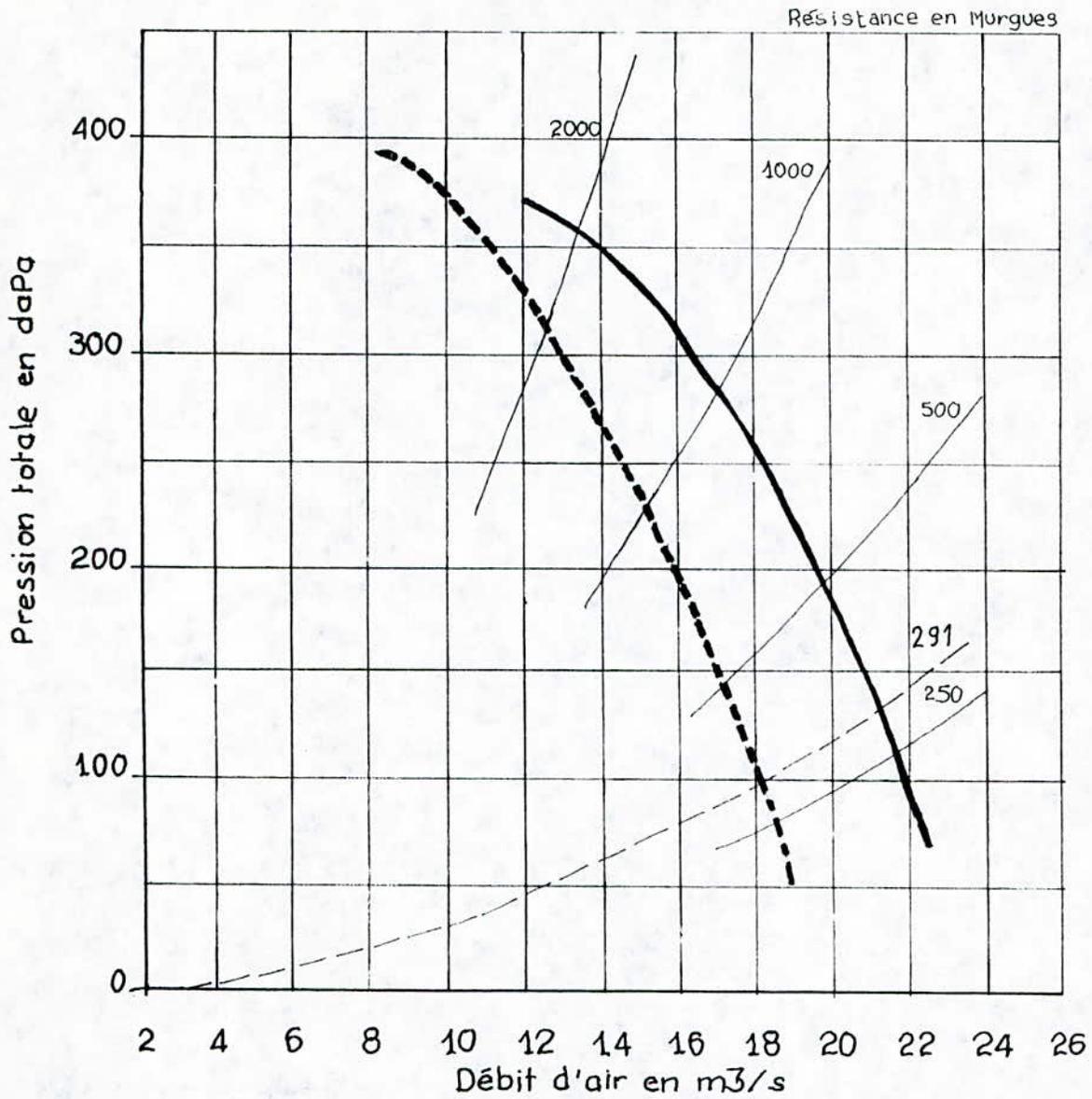
$$R = 0,291 \text{ K}\mu$$

Après le calcul de la résistance de l'ouvrage (2ème étape), on trace le graphe $\rightarrow (DH = RQ^2)$, on remarque alors que l'intersection de la courbe avec les courbes caractéristique de chaque ventilateur nous revele que :

- Pour le ventilateur VCS 55, l'intersection des deux courbes nous donne un débit de $18,13 \text{ m}^3/\text{s}$.

- Pour le ventilateur VCS 75, le débit Q est égale à $21,11 \text{ m}^3/\text{s}$.
Sachant que le débit à assurer est de $19 \text{ m}^3/\text{s}$, il ressort que :

Type VC6 55 - - - -
 Type YCS 75 ————



- le ventilateur type VCS 55 utilisé au chantier ne débite pas la quantité d'air nécessaire pour répondre aux normes de sécurité, pour cela, on propose l'utilisation du ventilateur VCS 75 qui assure une bonne ventilation (équipement disponible au sein de l'entreprise).

Caractéristique du ventilateur VCS 75 :

- le débit (Q).....21,11 m³/s .
- la perte de charge (DH).....138,33 mm CE .
- la puissance absorbée.....57,5 kw .
- rendement global.....47,5% .

1ère étape

* Calcul de la résistance dans la galerie de reconnaissance (GR) :

$$R1 = \alpha \cdot L \cdot P / S^3 \quad [k\mu]$$

Où :

- L : Longueur de la galerie de reconnaissance, L = 10 m;
- P : Périmètre de la galerie de reconnaissance, P = 13,2 m;
- S : Section de la galerie, S = 10,88.

Application :

$$R1 = 0,0014 \cdot \frac{10 \cdot 13,2}{(10,88)^3} = 1,43 \cdot 10^{-4} k\mu.$$

* Changement de section :

$$R2 = 62 \cdot 10^{-3} V / S^2 \quad (\text{Pour } V \text{ voir tableau 5.2})$$

Application :

$$R2 = 62 \cdot 10^{-3} \cdot \frac{(1 - 10,88/41,88)^2}{(10,88)^2} = 2,87 \cdot 10^{-4} K\mu$$

* Résistance pour la demi-section supérieur :

$$R_3 = x \cdot L.P/S_3 \quad [K\mu]$$

Application :

$$R_3 = 0,0014 \cdot \frac{243 \cdot 26,5}{(41,88)^3} = 1,20 \cdot 10^{-4} K\mu$$

Donc la résistance du réseau pour la 2ème étape est égale à :

$$R = R_1 + R_2 + R_3$$

Application :

$$R = 1,43 \cdot 10^{-4} + 2,87 \cdot 10^{-4} + 1,20 \cdot 10^{-4} = 5,5 \cdot 10^{-4} k\mu$$

$$\underline{R = 0,55 \mu}$$

- Pour cette deuxième étape, la résistance du réseau est très faibles, Pour la prendre en considération, pour cela on a choisit d'après le débit d'air nécessaire déjà calculé le ventilateur VCS 30 dont les caractéristiques sont :

- Débit d'air (Q) 15 m³/s
- Perte de charge (DH)..... 50 dala.
- Rendement global..... 62 %.
- Puissance 30 kw.

4) Lutte contre les bruits et les vibrations : [27] :

La lutte contre le bruit et vibration. Contre leur influence sur l'organisme humain se fait par :

- Les mesures technologiques et constructive
- Les moyens d'isolation phonique et des amortissement des bruits
- Les moyens de protection individuelle parmi eux on peut citer :

- 1) - La perfection des schémas cinématiques,
- 2) - La diminution des jeux,
- 3) - L'augmentation de la précision de centrage et d'équilibrage pour la diminution des charges dynamiques,
- 4) L'application des matériaux absorbant l'énergie oscillatoire,
- 5) L'étude de la meilleure forme de structures.

Les moyens d'isolation phonique et l'amortissement du bruit sont destinés à la lutte contre le bruit aérien et structuraux lors des bruits aériens, il faut appliquer des chicanes d'amortissement,

Lors du bruit structural, il faut appliquer les joints élastiques, les ressorts ou les amortisseurs de vibration.

5) Eclairage de travail : [27]

Pour la création des conditions de travail favorables et la diminution du nombre d'accidents, il est nécessaire d'assurer le bon éclairage de travail.

Un bon éclairage favorise le rendement, et permet des augmentations de production de 10 à 20 %.

Par contre, un mauvais éclairage entraîne une fatigue de l'oeil, fatigue qui se répercute sur l'état général du travailleur (maux de tête).

Donc, l'éclairage doit être juste suffisant pour répondre aux conditions de travail et de sécurité.

6) Consignes de sécurité : [27]

* Consignes sur le chargement des trous de mines :

- Il est interdit de charger tant que le forage n'est pas terminé.
- Le chargement se fait cartouche après cartouche en les poussant avec un bourroir dont l'extrémité est en bois.
- Les cartouches ne doivent être amorcées qu'immédiatement avant leur introduction dans le trou de mine.
- Il est strictement interdit de laisser les trous de mine chargés non tirés sous surveillance.

* Consignes sur les précautions à prendre avant le tir :

- Le raccordement aux bornes de la sources de courant se fait en dernier moment.
- Le chef de poste, ou le responsable de tir doit juste avant le tir effectuer la vérification à l'ohmètre, si cette vérification révèle une anomalie, on la détectera, ensuite on la traitera dans la mesure ou la consigne le permet.
- Avant le tir, le chef de poste doit évacuer tous le chantier.
- La ligne de tir est branchée aux fils de la volée au dernier moment
- La visite de tir se fera une demi heure avant de pénétrer sur la zone de tir.
- Le chef de poste inspectera très soigneusement les effets du tir, et aura également à faire le purgeage.

7) Mesures de sécurité dans les chantiers lors du creusement des ouvrages

- Les travaux de creusement ne peuvent être exécutés qu'après purgeage du toit et remise en état contre tout danger, ainsi qu'après la réalisation des mesures assurant la sécurité totale des mineurs (ventilation soutènement).
- Appliquer les mesures contre la mise en marche accidentelle des perforatrices à main et télescopiques lors du changement du taillant.
- Lors du forage à l'aide d'une béquille sur marteau perforateur, il faut veiller à la bonne fixation du perforateur ainsi que les béquilles dans le front de taille.

Généralité :

- Le chef de poste est responsable pour la sécurité des travailleurs sur son chantier.
- . En cas de faute du chef de poste, des sanctions sévères seront prises contre lui.
- . *Le chef de poste* devra faire respecter les consignes de sécurité par les travailleurs, seul l'ingénieur peut apporter une dérogation aux consignes.

CHAPITRE 6 : CONCLUSION

ANNEXE

BIBLIOGRAPHIE

CONCLUSION

- Pendant l'élaboration de mon travail, il m'a été permis d'apprécier les différentes étapes d'exécutions du tunnel.

- Les conditions et imprévus rencontrés lors de la réalisation sont très divers, l'entrepreneur doit s'appliquer à choisir la méthode la mieux adaptée.

Parmi les facteurs entrant en ligne de compte, citons le plus important, vu qu'il influ considérablement sur le rendement (représentatif à 40%) :

* le choix du schéma d'évacuation des déblais.

En effet l'entrepreneur n'ayant qu'une seule emprise permettant l'installation de moyens d'extraction au niveau de la grande poste (puit 1) a été obligé de créer un troisième poste uniquement pour mariner.

- Toutes ces conditions font de cette activité un métier passionnant, très formateur, il inculque à la fois l'honnêteté intellectuelle, car on ne peut pas tricher avec la nature et l'humilité car l'ouvrage fini ne reflète pas les efforts qu'il a réclamés.

ANNEXE

- Calcul de la surface de creusement du tunnel

** Calcul de la surface de creusement de la demi-section supérieure (voir figure ci-après) :

$$\text{Surface OAB} = \frac{T \times R \bullet \times 60^\circ}{360^\circ} = 14,43 \text{ m} \bullet$$

$$\text{Surface OAC} = \frac{R \times \text{Cos}30^\circ \times R \times \text{Sin}30^\circ}{2} = 5,97 \text{ m} \bullet$$

$$\text{Surface ADE} = \frac{1,9 \times 1,9 \text{ tg}30^\circ}{2} = 1,04 \text{ m} \bullet$$

$$\text{Surface DFG} = \frac{0,210 \times 0,414}{2} = 0,04 \text{ m} \bullet$$

$$\text{Surface DGHC} = 0,431 \times 0,414 = 0,18 \text{ m} \bullet$$

$$\text{Surface OJIH} = 0,15 \times 4,96 = 0,74 \text{ m} \bullet \text{ (avec un signe négatif)}$$

$$= 20,92 \text{ m} \bullet$$

Surface de la galerie de reconnaissance SRG = $3,4 \times 3,2 = 10,88 \text{ m}^2$

Surface de creusement de la demi section supérieure (S1) = $41,84 - 10,88 = 30,96 \text{ m}^2$

$$S1 = 31,0 \text{ m}^2$$

**** Calcul de la surface de la demi-section inférieure (Voir figure ci-après).**

$$\text{Surface JKLM} = 3,070 \times 4,215 = 12,94 \text{ m}^2$$

$$\text{Surface KON} = \frac{(4,215 + 0,745) \times 0,61}{2} = 1,51 \text{ m}^2$$

$$\text{Surface MIL} = \frac{0,745 \times 3,07}{2} = 1,14 \text{ m}^2$$

$$= 15,59 \text{ m}^2$$

Surface de la demi section inférieure (S2) = $2 \times 15,59 = 31,18 \text{ m}^2$

$$S2 = 31,2 \text{ m}^2$$

- La surface total du tunnel (s) est égale :

$$S = S1 + S2 + SGR$$

APPLICATION :

$$S = 31 + 31,2 + 10,8 = 73 \text{ m}^2$$

$$S = 73 \text{ m}^2$$



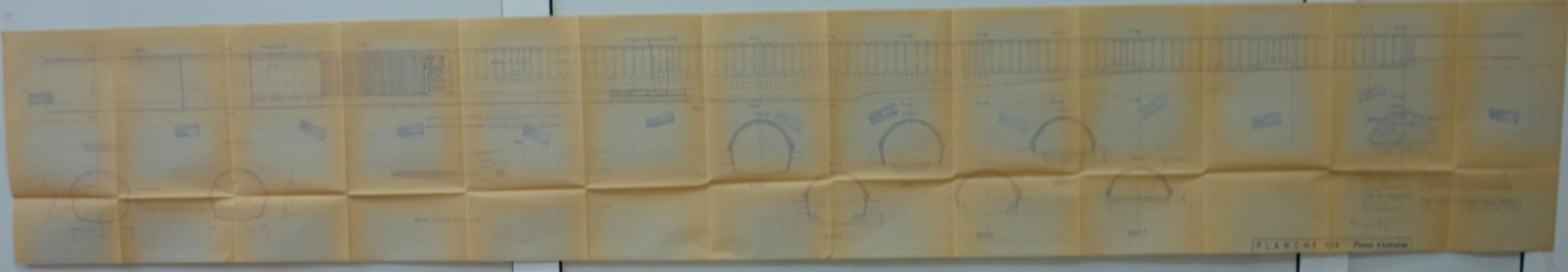
Benne preneuse

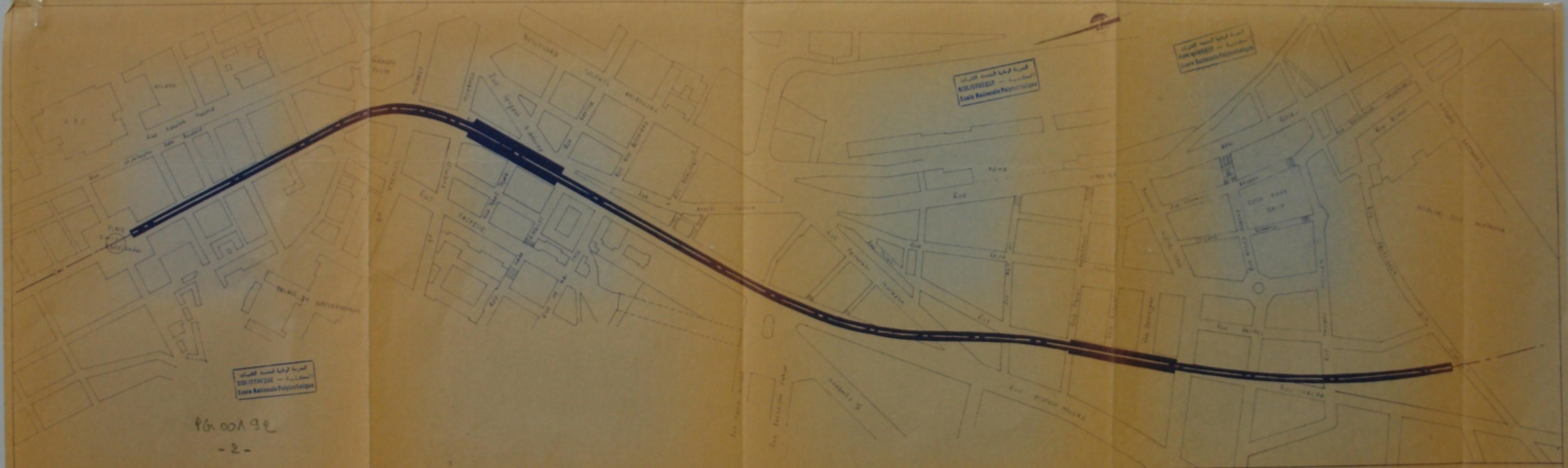
Elle permet l'extraction des déblais du fond du puits
(grande poste) au jour.

BIBLIOGRAPHIE

- [1] ENTREPRISE METRO D'ALGER . 1986
AVANT PROJET DETAILLE (A.P.D) (ENEDIT E.M.A)
- [2] COSIDER 1988
ETUDE DE REALISATION D'UN PREMIER TRONCON DE TUNNEL (LOT 1+2)
DE LA LIGNE N°1 DU METRO d'ALGER (ENEDIT COSIDER)
- [3] COSIDER 1984
METRO D'ALGER ETUDE DE CONCEPTION ET D'INGENIERIE LIGNE 1
PHASE 1 (ENEDIT COSIDER)
- [4] COSIDER 1988
MEMOIRE TECHNIQUE 1.06 ETUDE DE REALISATION D'UN PREMIER
TRONCON DE TUNNEL DE LA LIGNE 1 DU METRO D'ALGER (ENEDIT
COSIDER)
- [5] K. SZECHY 1970
TRAITE DE CONSTRUCTION DE TUNNELS (ED.DUNOD)
- [6] CENTRE D'ETUDE DES TUNNELS 1976
DOSSIER PILOTE DES TUNNELS 3. GENIE CIVIL
- [7] COSIDER 1983
RAPPORT DETERMINATION DES PARAMETRES GEODYNAMIQUES (ENEDIT
COSIDER)
- [8] OUVRAGES SOUTERRAINS 1988
CONCEPTION. REALISATION ENTRETIEN (ED. AFTES)
- [9] B. BOKY 1968
EXPLOITATION DES MINES (ED. MIR)
- [10] S. CHABANE 1988
CONTRIBUTION TECHNOLOGIQUE AU CREUSEMENT D'UN TUNNEL (CAS DU
METRO D'ALGER (MEM.ING) (ENEDIT ENP ALGER)
- [11] S.CHRISTRON 1977
PRATIQUE DES EXPLOSIFS (ED. EYROLLES)
- [12] H. KURT 1971
PRECIS DE FORAGE DES ROCHES (ED. DUNOD)
- [13] VIDAL 1966
EXPLOITATION DES MINES TOME II (ED. MIR)
- [14] INDUSTRIE MINERALE 1975
LES CHARGEURS TRANSPORTEURS
- [15] H.W. RICHARDSON 1953
PRATIQUE DU PERCEMENT DES TUNNELS (ED. DUNOD)

- [16] O. BENZAQUI 1988
SIMULATION SUR ORDINATEUR DE L'ETAT DYNAMIQUE D'UN CONVOYEUR
A BANDE (MEM.ING ENP ALGER)
- [17] INDUSTRIE MINERALE 1990
MINES ET CARRIERES
- [18] J. COSTES 1968
MATERIELS D'EXTRACTION ET DE PREPARATION DES MINERAUX
(ED. EYROLLES)
- [19] M. IDRIS 1987
ELABORATION DE LA TECHNOLOGIE ET DE LA MECANISATION ET DE
L'ORGANISATION DU CREUSEMENT DE L'OUVRAGE MINIER SOUTERRAIN
HORIZONTALE A L'EXPLOSIF (MEM.ING) (ENEDIT ENP ALGER)
- [20] B. BOURGINE 1986
MODELISATION DE LA POLITIQUE D'EXPLOITATION DES DIMENSIONNE-
MENTS DES EQUIPEMENTS MINIERES (DOC.ING.ECOLE SUPERIEURE DES
MINES DE PARIS)
- [21] REGIE PUBLICITAIRE INDUSTRIELLE 1990
MOMENTO DES MINES ET CARRIERES
- [22] K. BENALLAL ET AL 1988
MONOGRAPHIE GEOLOGIQUE ET GEOTECHNIQUE DE LA REGION D'ALGER
(ED.OPU)
- [23] TUNNEL ET OUVRAGE SOUTERRAINS 1981
NUMERO SPECIAL
- [24] J. GUILLAUME 1987
SEMINAIRE TUNNELS (ENEDIT ENTP KOUBA)
- [25] M. HASBELAQUI 1992
COURS DE MACHINES MINIERES
L'AERAGE DANS LES MINES (ENEDIT ENP ALGER)
- [26] SOREIS LES VENTILLATEURS SECONDAIRES
COGEMACOUSTIQUE
- [27] R. BELOULOU 1984
PROJET D'EXPLOITATION SOUTERRAINES DU GISEMENT DE FER POUR
LES CONDITIONS DE L'ENTREPRISE MINIERE DE BOUKHADRA
(MEM.ING.ANNABA)
- [28] F. MALEK 1991
INFLUENCE DES TRAVAUX SOUTERRAINS A L'EXPLOSIF EN SITE URBAIN
SUR LES OUVRAGES EN SURFACE (MEM.ING.ENP ALGER)
- [29] V. KOVALENKO 1984
EXPLOITATION DES CARRIERES (ED. OPU)
- [30] GUIDE D'UTILISATION (TORO 400D ET 150D)





المدرسة الوطنية للتكنولوجيا
 SIKLYSTACQUE - الطقانية
 Ecole Nationale Polytechnique

٩٤ ٠٠١ ٠٠٦
 - 2 -

PLANCHE N°2 Tracé en plan du premier tronçon de la ligne n°1 du métro d'Alger

