

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

9/95

وزارة التربية الوطنية

MINISTRE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المكتبة الوطنية المتعددة التخصصات
BIBLIOTHEQUE - المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT

Genie Minier

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

*Identification des dépenses
relatives aux tâches d'exploitation*

Proposé par :

A. AIT YAHATENE

Etudié par :

ZAHAR AOMAR

Dirigé par :

A. AIT YAHATENE

PROMOTION

Jun 1995

الجمهورية الجزائرية الديمقراطية الشعبية

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

وزارة التربية الوطنية

MINISTERE DE L'EDUCATION NATIONALE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

DEPARTEMENT

Genie Minier

PROJET DE FIN D'ETUDES

SUJET

*Identification des dépenses
relatives aux tâches d'exploitation*

Proposé par :

A. AIT YAHATENE

Etudié par :

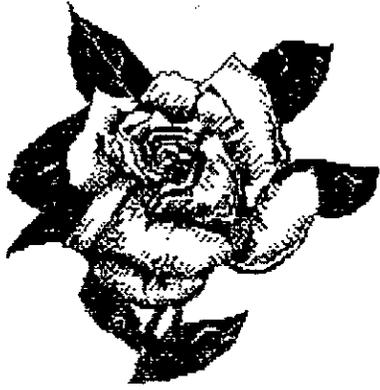
SAHAR AOMAR

Dirigé par :

A. AIT YAHATENE

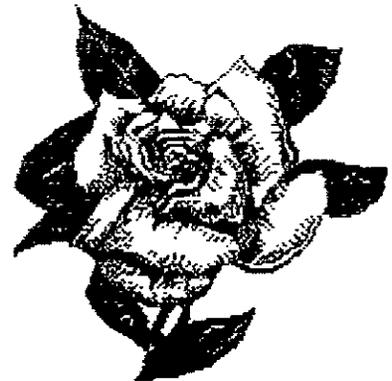
PROMOTION

Jun 1995

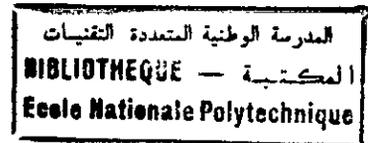


المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
المكتبة — BIBLIOTHEQUE
Ecole Nationale Polytechnique

**DEDICACES ET
REMERCIEMENTS**



DEDICACE :



- A ma chère mère.
- A mon père.
- A mes frères et soeurs.
- A tous ceux qui me sont chers.

Aomar ZAHAR

REMERCIEMENTS:

Au bout de ce travail, je tiens à remercier mon promoteur et chef de département, monsieur A.AIT YAHIA TENE pour son suivi durant la période de préparation de ce sujet .

Je tiens à remercier aussi:

- Monsieur Mohamed AGUID BACHA
- Monsieur BENCHOUK
- Madame CHABOU
- Tous les professeurs de l'École Nationale Polytechnique qui ont contribué à ma formation
- Le président et les membres de jury qui ont bien voulu accepter de juger ce travail
- Le personnel de la bibliothèque : Saleh, Karim et Krime
- BENYOUCEF Hacene qui a bien voulu m'apporter son aide afin que ce travail soit achevé

Je tiens enfin à adresser mes remerciements à tous mes amis et collègues au sein de l'École Nationale Polytechnique.

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

SOMMAIRE

SOMMAIRE :

INTRODUCTION.....	1
I) Recherche et prospection.....	4
A) Situation géographique	4
B) La géologie du gisement	3
C) Prospection du gisement	4
D) Evaluation des réserves.....	6
E) Caractéristiques d'un matériau à extraire.....	11
1) Propriétés physiques	
2) Propriétés mécaniques.....	
3) Propriétés technologiques.....	
4) Propriétés géomécaniques.....	
5) Les indices de difficulté à l'exploitation	
6) Propriétés de déformabilité.....	
7) Propriétés intrinsèques	
8) La fissurité.....	
II) Réalisation du projet	17
A) Délimitation de la mine	17
B) La stabilité des talus.....	18
C) Appréciation des réserves exploitables.....	21
D) L'exploitabilité du gisement à ciel ouvert.....	23
E) La profondeur de la mine	25
F) Classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert.....	27
III) Construction de la mine.....	29
A) La piste d'accès.....	29

B) La tranchée.....	32
C) Ouverture de la mine.....	36
D) Tranchée de découpage.....	42
E) Travaux de découverte	42
IV) Exploitation de la mine.....	45
A) Eléments de la méthode d'exploitation.....	45
B) Abattage par forage et tir.....	48
C) Le rendement des sondeuses	51
D) Le plan du tir.....	53
1) La hauteur du gradin	
2) Le diamètre du trou	
3) Angle d'inclinaison du trou	
4) Méthode de Longefors	
5) Méthode suédoise	
6) Méthode énérgitique	
7) Le tir secondaire	
E) L'émottage mécanique.....	71
1) Introduction	
2) Empoloi des excavateurs	
3) Emploi des bulidozers	
4) Emploi des rippers	
5) Emploi des scrapers	
F) Le chargement.....	82
G) Le transport.....	84
H) La mise à terril.....	89
V) Etude économique.....	96
CONCLUSION.....	103

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique



INTRODUCTION



D) INTRODUCTION:

Dans le cadre du projet de recherche du département Génie-minier intitulé "prix de revient technique comme moyen de contrôle de la production minière ", le présent projet de fin d'études se propose d'identifier les dépenses relatives aux différentes phases d'une exploitation à ciel ouvert d'un gisement, qui sont les suivantes :

- Recherche et prospection :
- Réalisation du projet :
- Construction de la mine :
- Exploitation de la mine .

L'étude bibliographique de ces différentes phases nous a permis de résumer dans des tableaux les différents paramètres pouvant intervenir dans le calcul de ces dépenses.

Ces tableaux nous permettent d'évaluer le prix de revient technique de chaque opération ou de chaque tâche dans l'exploitation à ciel ouvert.

La somme de tous ces prix de revient techniques, nous donne à la fin le prix de revient total (professionnel) d'une tonne de minerai extraite. Ce qui nous permet de comparer ce dernier avec le prix de revient de référence , qui peut être celui du marché .

**RECHERCHE ET
PROSPECTION**

Indice	Designation	Unité
γ	Poids volumique	g/cm^3
γ_s	Poids spécifique	g/cm^3
ω	Absorption de l'eau	%
n	Porosité	%
R_c	Résistance à la compression	Kgf / cm^2
R_t	Résistance à la traction	Kgf / cm^2
R_{c1s}	Résistance au cisaillement	Kgf / cm^2
f	Coefficient de dureté	
I_f	Indice de forabilité	
I_{rc}	Indice de résistance au contact	Mpa
ϕ	Angle de frottement interne	
C	Cohésion	
I_d	Indice de difficulté à l'exploitation	
I_{exc}	Indice de difficulté à l'excavation	
I_{des}	Indice de difficulté à la destruction	
q_0	Consommation spécifique étalon théorique de l'explosif	g / cm^3
E_d	Module de YOUNG dynamique	Mpa
μ	Coefficient de POISSON	
Br	Coefficient de broyabilité	%
LA	Coefficient de Los-Angles	%
K_{dm}	Coefficient moyen de decouverte	
K_{exp}	Coefficient moyen d'exploitation	
K_{dc}	Coefficient moyen de decouverte courant	
K_{da}	Coefficient de decouverte admissible	
K_c	Coefficient de decouverte du contour	
K'_{da}	Coefficient de decouverte dans des condition complexes	

INTRODUCTION:

Les premiers travaux de la mise en valeur et de l'évaluation d'un gisement consistent entre autre à faire une étude géologique détaillée permettant de déterminer tous les paramètres nécessaires à l'exploitation des ressources naturelles.

A) SITUATION GEOLOGIQUE: [1, 5, 12, 19]

a) Localisation administrative :

La localisation administrative permet de situer le gisement par rapport à la commune , la daïra et la wilaya ainsi que de montrer les voies de communication .

b) Géomorphologie (les plans topographiques) :

La région d'étude doit être représentée sur des plans topographiques afin de déterminer la nature du relief de la région. Ces plans doivent préciser les paramètres suivants:

- La cote de chaque point;
- La nature du relief ;
- Le sens de drainage des eaux ;
- La pente entre deux points distincts ;
- La délimitation du gisement .

c) Les conditions hydrogéologiques :

Le réseau hydrographique ainsi que sa densité doivent être déterminés. A cet effet, les facteurs suivants sont à prendre en considération :

- Le sens d'écoulement et l'exutoire (le lieu de drainage) ;

- Le niveau de la nappe ;
- La perméabilité du sol ;
- Estimation de la quantité d'eau emmagasinée ;
- La pression intersticielle ;
- La nature ou le type de la nappe ;
- Le ruissellement et l'infiltration .

d) Le climat :

Il est indispensable de connaître le climat de la région qui peut être caractérisé par :

- Les températures minimales pendant la saison hivernale;
- Les températures maximales pendant la saison d'été;
- La pluviométrie de la région.

e) Les infrastructures :

Des informations telles que : l'industrie , l'agriculture et le réseau routier concernant le niveau de développement de la région permettent de réduire les dépenses supplémentaires .

B) LA GEOLOGIE DU GISEMENT: [12, 17, 19]

Elle consiste en l'étude de :

- Le structure du gisement : on doit déterminer les minéraux existant et leur âge , on doit aussi bien noter le ou les minerais à extraire .

Il faudra déterminer la nature des roches encaissantes et leur puissance qui permettra de déterminer le recouvrement ainsi que l'existence de failles et de plis .

- L'orientation de la structure : il faudra déterminer :
 - Le pendage de la minéralisation ;
 - Le sens de pendage ;
 - La direction du pendage ;
 - La puissance de la minéralisation.
- Les facteurs géologiques :
 - La perméabilité ;
 - La fissuration ;
 - La configuration du dépôt ;
 - Le morpho-terrain et végétation ;
 - Les propriétés du minerai.

C) PROSPECTION DES GISEMENTS ET EVALUATION DES RESERVES : [11]

Selon le degré d'étude du gisement et l'étape de l'exploitation on distingue quatre catégories de réserves : A , B , C₁ et C₂.

Elles sont déterminées par des méthodes analytiques ou géométriques en fonction de la complexité des conditions naturelles et géologiques .

3.1) Catégorie A: Réserves certaines ; elles sont bien étudiées et leur délimitation nécessite un grand nombre d'ouvrages miniers et de sondages . La certitude et leur confirmation pendant l'exploitation atteint 90% .

3.2) Catégorie B: Réserves probables , moins étudiées que la catégorie A et nécessitent peu d'ouvrages miniers mais beaucoup de sondages . La certitude de confirmation est de 75% .

3.3) Catégorie C: Réserves possibles, elles sont divisées en C₁

et C₂ dont la certitude est respectivement de 50% et 25 % .
Leur délimitation nécessite des sondages de prospection dont la
maille du réseau n'est pas serrée .

Au moment de la réalisation du projet à ciel ouvert , le
volume des réserves en catégories A et B doit être de 30% dont 10%
en A et 20% en B .

D) ESTIMATION DES RESERVES :

1) COMPOSANTS D'UN CALCUL DE RESERVES:

a) FACTEUR DE TONNAGE:

Le calcul de tonnage nécessite la détermination de la surface d'un gisement (soit sur une section ,soit sur une projection), la puissance pondérée et le facteur du tonnage à appliquer .

La détermination de la surface peut être faite par différents moyens :

- Planimètre digital.
- Méthode de comptage des carrés .
- La somme des surfaces des blocs .
- Par application de la règle de SIMPSON.

Toutes ces techniques requièrent la notion de limites économique d'un gisement .Celle-ci peut être déterminée par les techniques de contour ,ces données sont réalisées sur la base de l'accumulation en métal.

2) ESTIMATION DES RESERVES PAR DES COUPES HORIZONTALES :

Cette méthode peut être appliquée pour des gisements de forme tabulaire ;ou régulière ,pour cela on divise le gisement en couches horizontales de différentes hauteurs et on évalue les réserves pour chacune d'elles par la formule suivante :

$$R = S \cdot h \cdot \gamma \quad ; [t]$$

- Où :
- S : Surface moyenne de la couche ; [m²]
 - h : Epaisseur de la couche ; [m]
 - γ :Densité du minerai ; [t/m³]

3) ESTIMATION DES RESERVES PAR LA METHODE DES PANNEAUX :

Cette méthode est particulièrement applicable à des gisements de forme non tabulaire, ou irrégulière ; ces gisements ont été échantillonnés par des sondages définissant des sections ou panneaux.

a) CALCUL DE VOLUME:

Le volume associé à chaque section peut être déterminé par extension de la surface de part et d'autre d'une distance équivalente à la moitié de celle séparant deux sections adjacentes le volume total du gisement sera évalué par la formule suivante :

$$V_T = \sum_{i=1}^{n-1} [(A_i + A_{i+1}) / 2] \cdot D \quad ; \quad [m^3]$$

Où : * A_i et A_{i+1} : surfaces de deux sections adjacentes .

* D : distance entre deux sections adjacentes.

b) CALCUL DES TENEURS:

Soit une section d'un gisement traversée par (K) sondages et on suppose que la longueur du panneau est de (L) mètres , on donne les longueurs et les teneurs de chaque échantillon , pour chaque sondage sont tabulées , les valeurs de la puissance verticale totale exprimée en (m) , la teneur en (%) et l'accumulation en (m.%)

b1) ESTIMATION STATISTIQUE:

On peut calculer la moyenne arithmétique des teneurs de tous les échantillons en ignorant le support des échantillons et les

surfaces d'influence .Pour déterminer la teneur globale du gisement ,chaque teneur (G_i) obtenue de cette façon est pondérée par le volume (V_{oli}) associé à chaque section et la teneur globale est :

$$G_{OB} = \frac{\sum_{i=1}^n (G_i \cdot V_{oli})}{\sum_{i=1}^n (V_{oli})}$$

b2) METHODE DES ACCUMULATIONS EN METAL:

Dans ce cas chaque teneur échantillonnée dans chaque section est pondérée par la longueur de l'échantillon et la densité spécifique si nécessaire ,pour cela on utilise la formule suivante:

$$G_{SEC} = \frac{\sum_{i=1}^n (G_i \cdot L_i \cdot S \cdot \rho_i)}{\sum_{i=1}^n (L_i \cdot S \cdot \rho_i)}$$

La teneur globale du gisement est donc :

$$G_{OB} = \frac{\sum_{i=1}^n (G_i \cdot V_{oli})}{\sum_{i=1}^n (V_{oli})}$$

b3) METHODE DES POLYGONES:

La teneur globale de chaque intersection définie par un sondage est assignée à un bloc polygonal du minerai défini à la base de la demi-distance du sondage adjacent ,chacune de ces teneurs est encore pondérée par la surface du polygone correspondant

$$G_{SEC} = \frac{\sum_{i=1}^n (G_i \cdot A_i)}{\sum_{i=1}^n A_i}$$

4) ESTIMATION DES RESERVES PAR TRIANGULATION :

Cette méthode est applicable pour l'estimation des réserves des gisements tabulaires .Toutes les intersections avec le gisement doivent être projetées sur un plan (projection verticale) pour chaque point repérant un sondage ,on reporte les indications suivantes:

- La puissance verticale.

- La teneur et l'accumulation en métal en joignant les points des sondages adjacents par des segments pour produire un triangle à angles assez proches de 60° que possible .Estimer ces réserves en utilisant cette méthode requiert la détermination de la surface de chaque triangle ,la teneur et sa puissance pondérée.

Cette méthode produit une estimation des réserves sans aucune extrapolation au - delà de la zone échantillonnée par sondage .

Pour un gisement à puissance régulière ,on utilise deux (02) méthodes pour estimer la teneur:

1- La méthode de la moyenne arithmétique ; $1/3 \sum G_i$;

2- Pondération par les angles internes : $\sum_{i=1}^3 (G_i \cdot \theta_i / \sum \theta_i$

3- Pondération par la puissance et les angles internes :

$$\sum_{i=1}^3 (G_i \cdot V_i \cdot \theta_i / \sum (V_i \theta_i)).$$

Pour calculer les teneurs globales, chaque teneur associée à un triangle est pondérée par la surface ou le volume de ce dernier le total considéré est divisé par la somme des surfaces ou volumes pour produire une teneur globale. Le tonnage global est calculé par la formule suivante :

$$G_{ob} = \frac{\sum_{i=1}^3 (A_i \cdot Gr \cdot S_{gi})}{\sum (A_i \cdot S_{gi})}$$

S_{gi} : densité spécifique;

E) CARACTERISTIQUES DU MATERIAU A EXTRAIRE: [5, 9, 12, 19]

La nature des matériaux à extraire dans les exploitations à ciel ouvert est évidemment très importante pour les choix des méthodes d'extraction et donc pour les résultats économiques de l'ensemble de la mine. Il convient cependant de noter certains points importants:

- Les propriétés physiques ;
- Les propriétés mécaniques ;
- Les propriétés technologiques ;
- Les propriétés géomécaniques ;
- Les indices de difficulté à l'exploitation .

La connaissance de ces caractéristiques permet de classer les matériaux, ceci pour définir les méthodes de fragmentation utilisées .

Le résultat de ces différentes études permet de définir les paramètres de l'exploitation, à savoir :

- La technique de fragmentation ;
- La hauteur et la pente des gradins ;
- Le système de drainage ;
- Le système de contrôle des stabilités des pentes .

1) PROPRIETES PHYSIQUES:

- Poids volumique: C'est le poids total de la matière (grains et eau) :

$$\gamma = P / V ; [g / cm^3] .$$

P : Poids de l'échantillon

V : Volume de l'échantillon.

- Poids spécifique: C'est le poids de la matière sèche contenue dans l'unité de volume :

$$\gamma_s = P_s / V ; [g / cm^3].$$

- Absorption de l'eau: C'est le rapport en % du poids de l'eau au poids de la matière sèche .

$$W = (P_v / P_s) .100 ; [\%].$$

- Porosité: C'est le rapport en % du volume des vides au volume total de l'échantillon .

$$n = (V_v / V) .100 [\%].$$

2) PROPRIETES MECANIQUES:

- Résistance à la compression: R_c [14]

La résistance à la compression est égale à la limite de compression qui produit l'écrasement de l'échantillon de la roche massive sous la presse:

$$R_c = \sigma_{max} = F_{max} / S ; [Kgf / cm^2].$$

- Résistance à la traction: R_t

Elle est déterminée par la formule empirique suivante:

$$R_t = R_c / 10 ; [Kgf / cm^2].$$

- Résistance à la compession:

Elle est déterminée par la formule empirique suivante:

$$R_{cis} = R_c / 3 ; [Kgf / cm^2]$$

3) PROPRIETES TECHNOLOGIQUES:

- La dureté de la roche:

D'après le professeur Protodiakonov , on appelle dureté d'un minéral ou d'une roche, la résistance aux actions mécaniques

déterminée d'après la formule suivante:

$$f = (\sigma_{max} / 300) + \sigma_{max} / 30$$

La valeur de la dureté dépend de la solidité ,de la viscosité de la structure ainsi que de la composition minéralogique.

- Indice de forabilité:

Il définit le degré de forabilité de l'outil de foration sur la roche .Il est exprimé par la formule suivante :

$$I_f = 0,007 (R_c + R_{cis}) + 0,7\gamma$$

γ :Poids volumique de la roche ;[g / cm³]

D'après l'académicien Rjiveski ,l'indice de forabilité obtenu permet de classer la roche selon les duretés.

Le tableau suivant classe les roches selon l'indice de forabilité (d'après Rjevski)

Degré de forabilité	Indice de forabilité
Trés facile	1,5 - 5,0
Facile	5,1 - 10
Moyenne	10,1 - 15
Difficile	15,1 - 20
Trés difficile	20,1 - 25

- Indice de résistance au contact:

Il caractérise l'action de l'outil de foration sur la roche ; il est exprimé par la relation suivante :

$$I_{rc} = 1,9 \cdot R_c^{1,5} ; [\text{Mpa}]$$

4) PROPRIETES GEOMECANIQUES:

- Angle de frottement interne:

L'angle de frottement interne est donné par la relation suivante:

$$\phi = \text{Arc sin} \left[\frac{R_c - 4 R_t}{R_c - 2 R_t} \right]$$

- Cohésion:

Elle s'exprime par la formule suivante :

$$C = \frac{R_c \cdot R_t}{2 \left(R_c \cdot R_t - 3R_t \right)^{1/2}}$$

5) LES INDICES DE DIFFICULTE A L'EXPLOITATION:

$$I_d = 0,2 \left(K_f \cdot I_f + K_{exp} q_0 + K_{exc} \cdot I_{exc} \right)$$

K_f , K_{exp} , K_{exc} : Coefficients de résistance relative des roches respectivement au forage , à l'exploitation et à l'excavation .

q_0 : Consommation théorique spécifique d'explosifs ; [Kg / m³]

- Indice de difficulté à l'excavation: "I_{exc}"

$$I_{exc} = 0,3 \cdot \lambda \left(0,2 \cdot R_c + R_t + R_{cia} \right) + 0,3\gamma$$

γ : Coefficient qui tient compte du facteur minéralogique

λ : Densité de la roche [t / cm³]

R_c , R_t , R_{cia} ; [Mpa]

- Indice de difficulté de destruction de la roche: "Ides"

$$ides = 0,005K_m (R_c + R_t + R_{cis}) + 0,5\gamma$$

K_m : Coefficient tenant compte de la fissuration du massif

$$\gamma : [Kg / dm^3]$$

$$R_c , R_t , R_{cis} : [Kg / cm^2]$$

- Consommation spécifique étalon théorique de l'explosif "qo"

$$q_o = 0,1 K_m (R_c + R_t + R_{cis}) + 40\gamma ; [g / cm^3]$$

6) PROPRIETE DE DEFORMABILITES :

- Module de Young dynamique : "Ed"

$$E_d = \sigma / (\Delta l / l)$$

σ : Contrainte normale appliquée ; [Kgf / cm²]

$\Delta l / l$: déformation linéaire relative dans la même direction que la contrainte

ou bien :

$$E = \gamma \cdot V_l^2 ; [Mpa]$$

γ : masse volumique ; [kg / m³]

V_l : vitesse des ondes longitudinales ; [m/s]

- Coefficient de Poisson: μ

$$\mu = \epsilon_h / \epsilon_v$$

ϵ_h : Déformation relative transversale

ϵ_v : déformation relative longitudinale

Expérimentalement, on peut déterminer le coefficient de Poisson dynamique par l'expression suivante :

$$\mu = 0,5 [V_l^2 - 2V_s^2] / [V_l^2 - V_s^2]$$

V_l :Vitesse de propagation des ondes longitudinales [m/s]

V_s :Vitesse de propagation des ondes transvesales [m/s]

7) PROPRIETES INTRINSEQUES:

- Coefficient de broyabilité:"Br"

$$Br = (P' / p) .100 \quad ; [\%]$$

P':Poids en grammes des particules fines de granulométrie inférieure à une dimension bien définie:[g]

p ;Poids en grammes de l'échantillon ayant une granulométrie de 4 - 6,3 mm

- Coefficient Los-Angles:"LA"

$$LA = (M / M') .100 \quad ; [\%]$$

M':Masse des particules fines inférieurs à 1.6mm ;[g]

M:Masse de l'échantillon soumis à l'essai ;[g]

8) LA FISSURITE

La connaissance de la fissurité permet de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle, résoudre le problème de stabilité des bords des gradins de la mine et puis le processus de préparation des roches à l'extraction .

La fissurité est égale à la distance moyenne entre les discontinuités :

$$ID = L / n$$

n:nombre de discontinuités sur une distance L du massif.

paramètres	dépenses
- Etude de la localisation	d1
- Réalisation des plans topographiques	d2
- Détermination du réseau hydrographique.	d3
- Etude météorologique	d4
- Etude de la géologie du gisement	d5
- Etude de prospection	d6
- Etude d'évaluation des réserves	d7
- Détermination des propriétés de la roche	d8
- Etude de la fissurité	d9
- Le personnel	d10

REALISATION

DU PROJET

A) DETERMINATION DU CONTOUR DE LA CARRIERE : [11]

La détermination des contours du gîte et de la carrière consiste :

- * en l'établissement de ses limites sur les plans horizontaux;
- * en la réalisation des coupes géologiques verticales d'après:
 - la teneur en composants utiles;
 - la puissance d'exploitation ;
 - Le rapport de découverte maximum possible .

La limitation du gîte nécessite le recueil des données suivantes :

- Le plan topographique avec le rapport des points de sondage
- La carte géographique ;
- Le plan des isohypses du toit et des murs du gîte ou bien de celui de la puissance ;
- La teneur des composants utiles (ferreux et non ferreux).

Après le recueil de ces données, la détermination du contour du gîte est comme suit :

- On indique les trous de sondage non minéralisés et ceux minéralisés ;
- Par interpolation, on trace la ligne passant entre les sondages , avec minerais et ceux sans minerais. Le contour extérieur du gîte est défini.

Si la puissance des stériles est grande, le contour du fond de la mine est déterminé selon le rapport de découverte maximum possible; pour cela , on fait coïncider le plan des isohypses de puissance du gîte et celui de la puissance des stériles, ce qui permettra de tracer les isohypses des rapports de découverte dont les valeurs sont données par la division des

puissances stériles et minerais pour chaque sondage .

La délimitation du contour du fond de la mine nécessite les opérations suivantes :

- Le choix préliminaire de la méthode d'exploitation selon les propriétés physico-mécaniques et la puissance des roches stériles ;

- Le calcul du rapport de découverte maximum possible .

Pour la délimitation du contour supérieur de la mine , il est nécessaire de déterminer l'angle de talus du bord inexploitable (β) selon la profondeur finale et les propriétés du massif .

Le tableau suivant représente la relation existant entre l'angle de talus du gradin et l'angle du bord inexploitable en fonction des caractéristiques des roches :

Cararcteristiques des roches	dureté "f"	Angles du talus du gradin	angle de bord inexploitable pour différentes profondeurs			
Très dures	15 - 20	75 - 85	60-80	57-65	53-60	48-54
Dures	8 - 14	65 - 75	50-60	48-57	45-53	42-48
Dureté moyenne	3 - 7	55 - 65	43-50	41-48	39-45	36-43
Tendres	1 - 2	40 - 55	30-43	28-41	26-39	-
Meubles et végétales	0,6-0,8	25 - 40	21-30	20-28	-	-

B) LA STABILITE :[3]

La stabilité s'exprime par l'angle du talus dont les valeurs varient de 45 - 90° suivant la nature des roches . D'après les angles de talus naturels , on détermine les

angles maximum admissibles des gradins et des bords des mines ainsi que des terrils. Par le calcul de la stabilité d'un ouvrage est généralement estimée à un coefficient de sécurité qui est défini comme suit :

$$F_s = \frac{\text{forces résistant au mouvement de la masse supposée instable}}{\text{forces provoquant le mouvement de la masse supposée instable}}$$

Théoriquement, le talus est stable si : $F_s > 1$, mais dans la pratique on prend souvent : $F_s = 1.15 - 1.3$

Les méthodes de calcul de la stabilité des talus sont :

a) Glissement plan :

$$F_s = [c.A / (W_o \cos \beta)] + \text{tg } \phi_o / \text{tg } \beta \quad *$$

W_o : poids du bloc

A: surface de la base de glissement

D'après la géométrie du talus donné dans la figure (a)

l'équation * s'écrit :

$$F_s = \frac{2c \sin \alpha}{\gamma . h . \sin(\alpha - \beta) . \sin \beta} + \text{tg } \phi_o / \text{tg } \beta \quad *$$

Avec :

$$W = (\gamma . H^2 / 2) (\cotg \beta - \cotg \alpha)$$

$$A = H / \sin \beta$$

D'après la figure (b) l'équation * s'écrit comme suit :

$$F_s = \frac{c.A + (W . \cos \beta - U - V . \sin \beta) . \text{tg } \phi_o}{W \sin \beta + V \cos \beta}$$

Si la fissure de tension recoupe la pente , alors :

$$W = (\gamma . H / 2) [(1 - Z/H)^2 . (\cotg \beta . \cotg \alpha - 1)]$$

Si la fissure de tension recoupe la pente, alors:

$$W = (\gamma . H / 2) [(1 - Z/H)^2 . \cotg \beta \cotg \alpha]$$

avec :

U: force due à l'eau de glissement

$$U = \gamma_v \cdot Z_v (H-Z) / 2 \sin \beta$$

V: force due à l'eau dans la fissure de tension

$$V = \gamma_v \cdot Z_v^2 / 2$$

$$A = (H-Z) / \sin \beta$$

Z: profondeur de la fissure de tension ;

Z_v: hauteur de l'eau dans la fissure ;

γ_v: poids volumique de l'eau ;

γ: poids volumique de la roche ;

β : est déterminé par : $\beta = \alpha + \phi_0 / 2$;

$$Z = 2c / \gamma \cdot \cotg (\pi/4 - \phi_0 / 2)$$

Où $(\pi/4 - \phi_0 / 2)$ représente l'angle d'inclinaison de la surface de glissement par rapport à la direction de la contrainte normale.

b) La méthode des abaques :

La méthode des abaques est une méthode graphique et établie par Hoek . Pour déterminer le coefficient de sécurité , il suffit de connaître la fonction de l'angle du talus (X) et la fonction de la hauteur du gradin ; le point d'intersection de ces dernières nous permet de déterminer le coefficient de sécurité correspondant .

Les fonctions X et Y sont définies par les formules suivantes :

$$X = \alpha - 1.2 \cdot \phi_0$$

$$Y = \gamma \cdot H / C$$

Où: α : angle du talus

φ₀ : angle de frottement de la roche

H : hauteur du gradin

C : cohésion de la roche.

C) APPRECIATION DES RESERVES EXPLOITABLES: [10]

La classification des gisements adoptée par Pechiney est la suivante :

Les gisements sont partagés en deux groupes :

- Exploitable (dans les conditions économiques actuelles) ;
- Potentiels (inexploitable dans les conditions actuelles pour des raisons économiques, hydrogéologiques, etc.).

A l'intérieur de chaque groupe, on définit des classes A, B, C₁ et C₂ à l'aide d'un double critère quantitatif et qualitatif :

- Certaines A: contour parfaitement connu et intervalle de confiance relatif $(\sigma / T) < 10\%$ à la probabilité de 90% .
- Probable B: contour connu avec des lacunes et $(\sigma / T) < 20\%$ à la probabilité de 80% .
- Indiquées C₁ : gisement connu par des travaux de reconnaissance lointains et $(\sigma / T) < 30\%$ à la probabilité de 60%
- Estimées C₂: travaux de reconnaissance isolés ou indication géologique $(\sigma / T) < 30\%$ à la probabilité de 40% .

Soit T le vrai tonnage à teneur de coupure donnée et T* sa valeur estimée . L'étude géostatistique donne pour un gisement T* et σ_t^2 .

Si l'étude a été bien faite , on sait que :

$E(T^*) = T$ (c'est à dire que si on calculait de la même façon T* dans un même gisement avec une série de sondages différents on trouverait T comme moyenne des ces différentes estimations).

On peut donc écrire $T^* = T + \varepsilon$ où ε est l'erreur inconnue . Considérée comme une variable aléatoire, cette erreur est caractérisée par : $E(\varepsilon) = 0$ et $E(\varepsilon)^2 = \sigma_t^2$.

Si on suppose que la variable aléatoire ε est une variable normale

de moyenne 0 et de variance σ^2 , on peut calculer l'intervalle de confiance du tonnage à 90% de chance ainsi :

$$\text{Prob. } [|\varepsilon| < \alpha \cdot \sigma \cdot T] = 90\%$$

La relation ci-dessus, par lecture dans les tables de la loi normale, détermine le coefficient α .

Si $\alpha \cdot \sigma < 0,1T$, le gisement satisfait au critère de classement en catégorie A. Sinon on peut regarder si $\alpha \cdot \sigma < 0,2 \cdot T$, α étant la valeur relative à la probabilité 80% et ainsi de suite.

Le critère de classement fixant à la fois le seuil de probabilité, c'est à dire α , est le coefficient 0,1 ou 0,2 ou 0,3 etc.... on voit qu'un gisement entrera dans la catégorie A par exemple si : $(\sigma / T) < (0,1 / \alpha)$.

D) L'EXPLOITABILITE D'UN GISEMENT A CIEL OUVERT : [4, 11, 13]

Le régime des travaux miniers dépend en général de la direction de développement des travaux dans la mine, des modes de découverte, des modes d'exploitation et des moyens de mécanisation .

Le paramètre essentiel d'une exploitation à ciel ouvert est le rapport de découverte qui montre la quantité de stériles à déplacer pour extraire 1m^3 de minerai .

1) Coefficient moyen de découverte: "Kdm"

$$K_{dm} = V_s / V_m ; [m^3/m^3] , [m^3/t] , [t/t]$$

V_s : volume des stériles

V_m : volume du minerai.

2) Coefficient moyen d'exploitation: "Kexp"

$$K_{exp} = \frac{V_s - V_{sc}}{V_m - V_{mc}} ; [m^3 / m^3]$$

V_{sc} : volume des stériles pendant la construction

V_{mc} : Volume du minerai extrait pendant la construction

3) Coefficient de découverte courant: "Kdc"

$$K_{dc} = V_{sc} / V_{mc} ; [m^3 / m^3]$$

Ce coefficient est utilisé pour le calcul de volumes des travaux miniers et pour le calcul de la profondeur finale du champs de mine.

4) Coefficient de découverte admissible (ou limite: "Kda"

$$K_{da} = \frac{P_a - P_m}{P_s} ;$$

Pa : prix de revient du minerai extrait par voie souterraine;

Pm : prix de revient du minerai extrait par voie à ciel ouvert ;

Ps : prix de revient des stériles enlevés ou déplacés

5) Coefficient de découverte du contour: "Kc"

$$Kc = \Delta s / \Delta m :$$

Δs et Δm : L'accroissement des volumes des stériles et du minerai lors de l'approfondissement de la mine .

6) Coefficient de découverte admissible ou limite dans des conditions complexes: "Kda"

$$Kda = \frac{Pr - Pm}{Ps} :$$

Pr : Prix de revient moyen pondéré de plusieurs minerais utiles .

la valeur de Kda dépend de la méthode d'exploitation appliquée d'après les données pratiques : les valeurs de Kda sont exposées dans le tableau suivant :

Méthodes d'exploitation	Kda [m ³ / t]
Sans transport	
- Simple	15 - 20
- Avec remaniement	10 - 15
Avec transfert	10 - 15
Avec transport	
- Aux terrils intérieurs	09 - 10
- Aux terrils extérieurs	08 - 09

E) LA PROFONDEUR MAXIMALE DE LA MINE :

La profondeur maximum d'une mine peut être déterminée de deux manières :

1) La première méthode

$$H_{\max} = \frac{Kda \cdot M}{\cotg \gamma + \cotg \beta} \text{ [m]}$$

Kda : coefficient de découverte limite

γ : angle de bord inexploitable de la mine

β : angle de bord exploitable

M : puissance horizontale de la couche sur la coupe verticale du gîte

$$\tg \beta = \frac{H}{Bt + H \cdot \cotg \alpha}$$

$$\tg \gamma = \frac{n \cdot H}{\sum Bt + \sum b + n \cdot H \cdot \cotg \alpha}$$

H : hauteur du gradin [m]

Bt : largeur totale de transport ou berne de transport [m]

b : berne de sécurité [m]

$$b \geq 0.2 \cdot H$$

α : angle de talus du gradin

Le tableau suivant représente la relation existant entre les caractéristiques de la roche, le coefficient de dureté (f) l'angle du talus du gradin (α) et l'angle du talus du bord inexploitable (γ)

Caractéristique de la roche	f	α	γ
- Très dure	15-20	75-85	57-65
- Dure	08-14	65-75	48-60
- Moyenne	03-07	50-65	41-50
- Tendre	01-02	40-50	28-43
- Faible	0,4-0.	25-40	20-30

2) La méthode des variantes:

Cette méthode est la plus universelle , elle est utilisée pour les gisements de différentes formes .

Le but de cette méthode consiste à examiner plusieurs variantes et à déterminer la profondeur maximale . Cette dernière doit satisfaire la condition suivante:

$$Kda \geq Ko + Kmax$$

- Ko : rapport de découverte initiale
- Kmax: rapport de découverte le plus grand

F) CLASSIFICATION DES METHODES D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT:

Il existe deux groupes de classification des méthodes d'exploitations :

La première classification est argumentée sur le mode de réalisation de découverte et de déplacement des stériles qui se divise en cinq groupes et qui est appelée classification de Melnikov .

a) Méthode d'exploitation sans transport:

Elle est caractérisée par l'absence des moyens de transport pour le déplacement des stériles : ces derniers sont déplacés aux terrils intérieurs par l'excavateur . Cette méthode est utilisée seulement pour les gisements horizontaux et peu inclinés , de petite et moyenne puissance . Pour le déplacement des roches stériles , il y'a nécessité d'utilisation d'excavateur de découverte avec de grandes flèches .

b) Méthode d'exploitation avec transport :

Dans ce cas , il y'a présence indispensable des moyens de transport pour le déplacement des stériles aux terrils extérieurs ou intérieurs ou simultanément.

Cette méthode d'exploitation est utilisée dans toutes les conditions lors de l'exploitation des gisements plateurs semi-dressants et dressants .

c) Méthodes d'exploitation avec emploi d'engins de transfert:

Cette méthode est utilisée lors de l'exploitation des gisements plateurs avec des roches stériles de faible dureté .

Il est utilisé pour ce cas des excavateurs à godets multiples , ce qui permet la continuité de l'enlèvement des roches stériles .

d) Méthodes d'exploitation spéciales:

C'est une méthode rarement utilisée. Elle est appliquée lors de l'exploitation des gisements de petite puissance, de roches stériles de faible dureté. Le recouvrement variant entre 5 à 10 mètres est enlevé à l'aide des scrapers et des moyens d'hydromécanisation de même que les excavateurs à tourelles.

e) Méthode d'exploitation mixte:

Cette méthode est utilisée pour l'exploitation des gisements plateaux et peu inclinés à puissance moyenne de 20 à 40 mètres. Les roches stériles des gradins supérieures sont transportées aux terrils extérieurs et celles des gradins inférieures aux terrils intérieurs.

La seconde classification est argumentée sur l'ordre de réalisation des travaux miniers et sur la direction du front de taille qui est appelée classification d'Argevski ou du second groupe et est divisée en deux sous groupes qui se subdivisent en quatre sous groupes :

* Méthode d'exploitation pour les gisements plateaux:

- Longitudinale ;
- Transversale ;
- Sous forme d'éventail ;
- Circulaire .

* Méthode d'exploitation semi-dressant et dressant:

- Longitudinale ;
- Transversale ;
- Sous forme d'éventail ;
- Circulaire .

Paramètres	Depenses
- Délimitation de la mine	d19
- Etude de stabilité	d20
- Etude de l'exploitabilité du gisement	d21
- Détermination de la profondeur de la mine	d22
- Choix de la méthode d'exploitation	d23

CONSTRUCTION

DE LA MINE

Indice	Designation	Unité
B	Rayon de la piste	m
C	Largeur de la bande de sécurité	m
a	Largeur du camion	m
x	Distance entre les bennes du camion	m
r	Largeur de la rigole	m
Hft	Profondeur de la tranchée d'accès	m
b	Largeur du pied de la tranchée	m
R	Rayon de braquage du camion	m
L	Longueur de la tranchée	m
Vd	Volume de la tranchée de découpage	m ³
Vdt	Volume de la demi-tranchée	m ³
V	Volume des tranchées de groupe extérieur	m ³

INTRODUCTION:

L'exploitation d'un gisement nécessite des travaux préparatoires permettant d'aboutir à l'extraction du minerai et d'assurer une exploitation rationnelle .

Les travaux préparatoires sont basés sur les conditions de transport du minerai extrait et de l'ouverture rationnelle de la mine.

C) LA PISTE D'ACCES : [9, 12]

Avant de procéder à l'ouverture d'un gisement, il est indispensable d'aménager une piste principale reliant l'usine de traitement ou le stock au niveau d'ouverture .

Le choix de la piste d'accès influe directement sur le déroulement du processus d'exploitation , elle détermine ainsi :

- La durée de vie du gisement ;
- L'accessibilité entre les gradins ;
- L'usure des engins miniers ;
- Le volume des travaux supplémentaires ;

D'où l'influence directe sur le prix de revient de la tonne de minerai extraite.

Les caractéristiques de la piste à double voie :

a) La pente de la piste :

la pente maximale permise de piste ne doit en aucun cas dépasser les 10% en lignes droite et les 6% dans les courbes .

b) La longueur de la piste :

Elle est à minimiser, elle est fonction du relief, de la pente deblais et remblais ...

c) La largeur de la piste :

Elle est fonction du tonnage transporté et de la production de la mine ; celle-ci est déterminée par la relation suivante :

$$B = 2(a + c) + X + r ; [m]$$

Avec a : largeur du camion

c : largeur de la bande de sécurité qui est déterminée par la formule ci-dessous :

$$C = 0.5 + 0.005 .V ; [m]$$

Où V : vitesse de la circulation des camions ; [Km / h]

X : Distance entre les bennes des camions ; [m]

r : Largeur de la rigole d'évacuation d'eau ; [m]

La piste a une seule voie

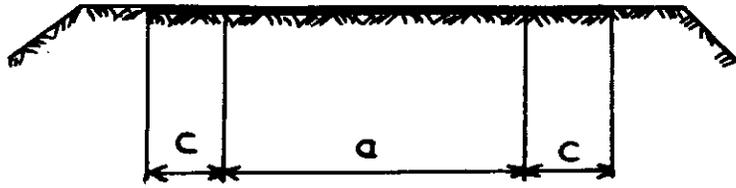
a : Largeur du camion.

c : largeur de la bande de sécurité.

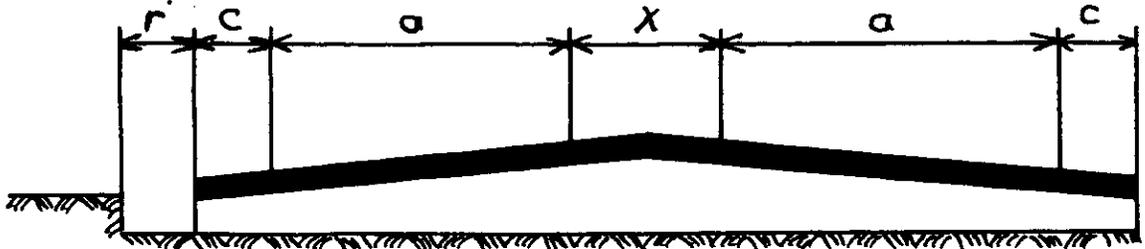
Les pistes à voie unique sont réalisées dans le cas où les pistes à double voie ne sont pas réalisables ou dans le cas où les pistes à voie unique offrent beaucoup de facilités et de mobilités pour les moyens de transport et d'excavation mais celles-ci nécessitent un entretien et des travaux supplémentaires pour leur réalisation.

Les pistes ,soit à double voie ,soit à voie unique sont souvent élargies lorsque celle-ci sont curvilignes ; on les élargit suivant le rayon de courbure .

Rayon de courbure : [m]	250	100	50	30	20
Elargissement ; [m]	0,5	0,8	1,1	1,4	1,7



a)



b)

FIG : 1 CARACTERISTIQUES DE LA PISTE:

a) A VOIE UNIQUE

b) A DOUBLE VOIE

B) LA TRANCHEE : [4, 2.]

La tranchée est l'excauation ouverte qui distinguée par :

- Sa forme;
- Sa profondeur finale;
- L'angle du talus du bord de la tranchée ;
- La largeur du fond de la tranchée;
- L'inclinaison longitudinale ;
- Sa longueur;
- Son volume.

Les paramètres de la tranchée sont déterminés par les relations suivantes:

a) La profondeur de la tranchée d'accès est déterminée par la hauteur du gradin H .

$$hft = H$$

b) La largeur du pied de la tranchée

$$b = 2c + R + 0,25b_e + l_c$$

c: distance du bord du camion jusqu'à l'arête inférieure de la tranchée.

R: rayon de braquage du camion

b_e: largeur du camion

l_c: longueur du camion

c) largeur de la base supérieure

$$B = b + 2.X$$

$$X = H . \cotg \alpha$$

X: largeur du prisme d'éboulement

α: l'angle du talus

$$B = b + 2 H \cotg \alpha$$

d) La longueur de la tranchée :

$$L = H / i$$

i: pente de la tranchée , i = 6 - 12 % .

e) Volume de la tranchée de découpage:

$$V_{td} = (b + H \cotg \alpha) . H . L$$

L: longueur de la tranchée de découpage

α : angle de talus

b: largeur de la tranchée

H: hauteur de la tranchée ou gradin

f) Volume de la demi-tranchée :

$$V_{dt} = \frac{H \cdot b^2 \cdot \sin \gamma_0}{2 \cdot i \cdot \sin (\alpha - \gamma_0)}$$

γ_0 : angle du talus du flanc du coteau

α : angle du talus de la demi-tranchée

g) Volume des tranchées de groupe extérieures:

$$V = \frac{H \cdot n}{2} \cdot \left(\frac{b}{2} + \frac{H \cdot n}{3 \cdot \operatorname{tg} i} \right) + \frac{b}{2i} (H_1^2 + H_2^2 + \dots + H_n^2) [m^3]$$

H: hauteur moyenne des gradins

n: nombre de gradins

H_i : hauteur des gradins

i: pente de la tranchée

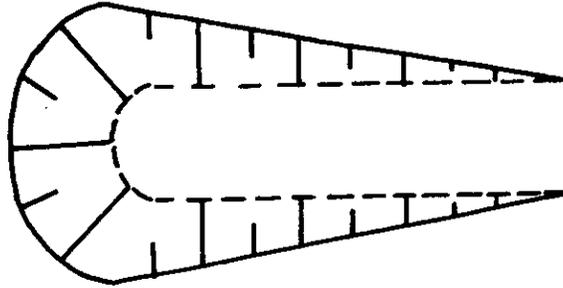
b: largeur du franc de la tranchée

La largeur du fond de la tranchée est déterminée par les conditions d'emplacement des moyens de mécanisation .

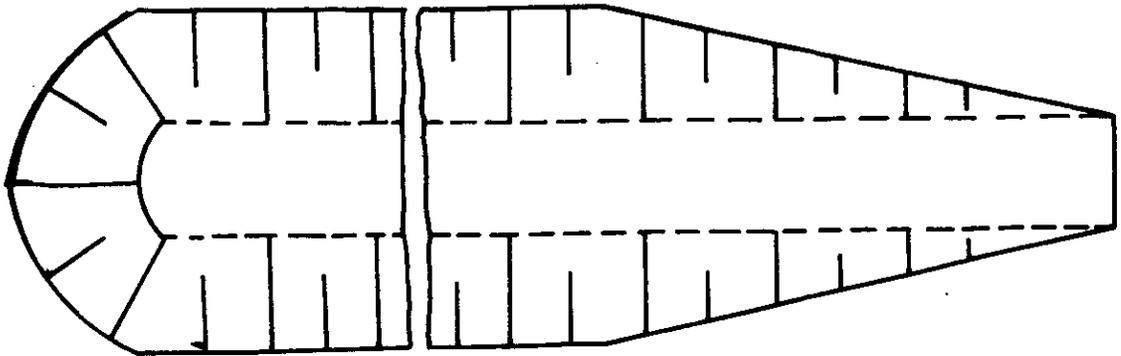
- a : plate forme totale ;
- b : plate forme des voies ;
- c : la cuvette ;
- e : la rigole d'eau ;
- d : les acôtément ;
- dt: dimension totale y compris les cuvettes.

Le tableau suivant donne une idée générale sur les dimensions citées ci-dessus en fonction du tonnage du camion et de la nature de la voie.

Conditions	dimension des éléments de la section trans. de la tranchée					largeur totale
	a	b	c	d	e	
* deux voies						
- camions						
25-35t	10	08	2,2	1,0	1,0	14,4
- 40t	11	09	2,2	1,0	1,0	15,4
* Une voie						
25-35t	05	04	02	0,5	0,5	09
40t	6,	05	02	0,5	0,5	10,5



a)



b)

FIG. 2

TRANCHEE

a) PENTEE

b) INCLINEE ET HORIZONTALE ENSUITE

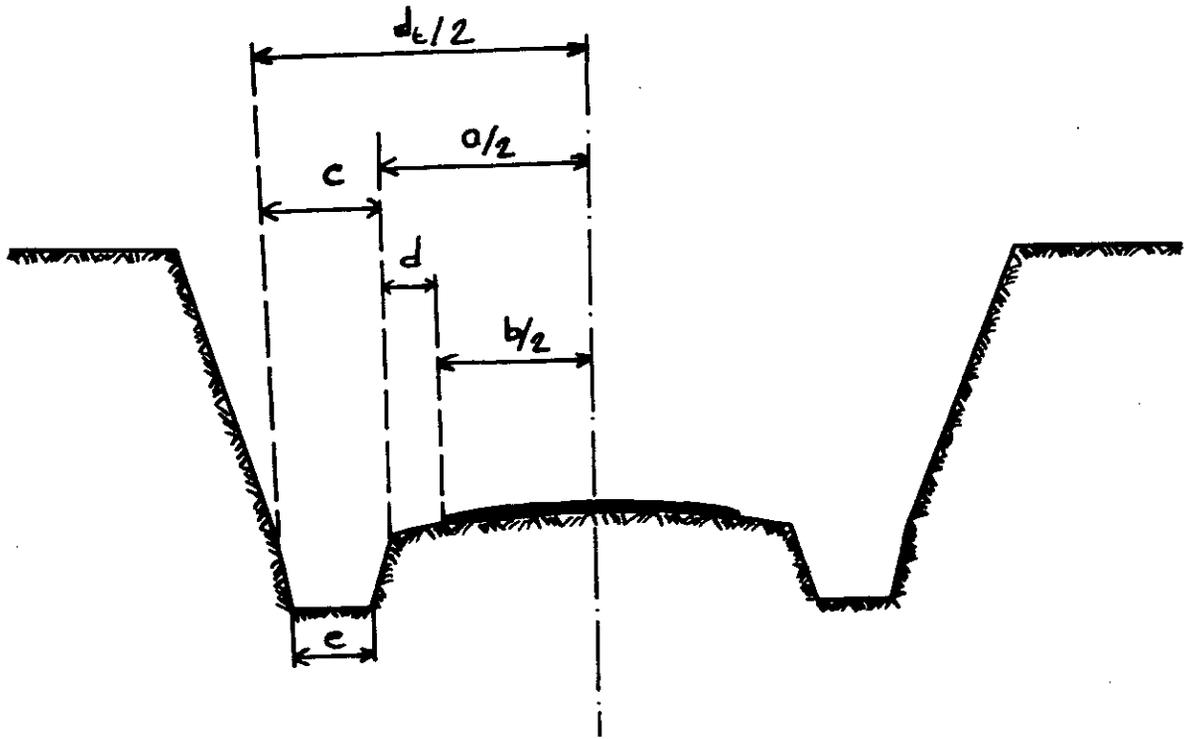


FIG: 3 PARAMETRES DE LA TRANCHEE

tableau : 1 : angle du talus de bord de la tranchée

conditions	angles du talus du bord de la tranchée d'après la dureté de Protodiakonov [f]			
	2-4	5-9	10-14	14-20
Route à eux voies				
-Tranchée d'accès	60°	65°	70°	80°
-Tranchée de découpage	60°	70°	75°	80-85°

1) OUVERTURE DE MINE : [4]

L'accès et l'ouverture du gisement constituent les travaux préparatoires qui permettent, d'une part l'accès des engins miniers et d'autre part l'exploitation du minerai .

Les modes d'ouverture sont classés suivant le type d'ouvrage donnant l'accès au gisement , leur disposition par rapport au champs de mine, leur nombre et destination .

Lorsque l'ouverture se fait par tranchées , elles peuvent être disposées en dehors du contour de la carrière ou à l'intérieur de celle-ci. Dans le premier cas , elles sont dites tranchées extérieures , dans le second tranchées intérieures:

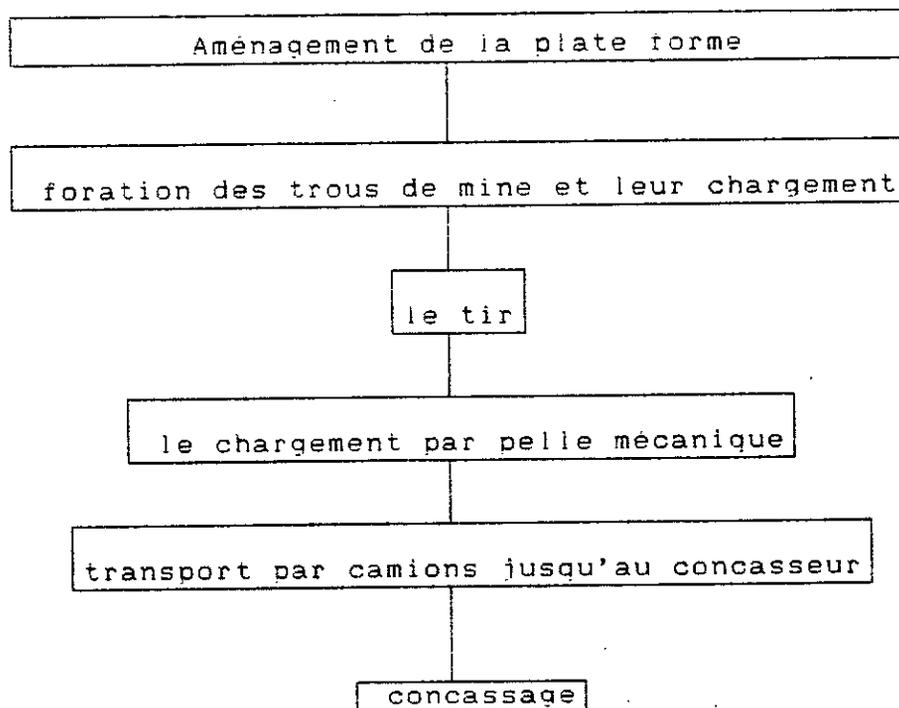
Les tranchées extérieures sont généralement utilisées lors de l'exploitation des gisements horizontaux et des gradins supérieurs des gisements dressants et semi-dressants. Les tranchées intérieurs

sont généralement utilisées pour les gisements dressants et semi-dressants.

L'ouverture du premier niveau de la mine se réalise à l'aide d'une tranchée de découpage qui permettra de dégager une plate forme de travail permettant les manoeuvres des engins.

La plate forme sera aménagée avec une pente faible permettant ainsi le drainage des eaux pluviales . Dans le cas où il y'a nécessité de réalisation d'un plan incliné pour le transport des matériaux ,il faudra donc aménager des plans inclinés permettant de gagner du temps et aussi pour entretenir et sauvegarder les moyens de transport pour permettre l'accès de la sondeuse au premier niveau déjà aménagé .

De ce fait, le schéma technologique d'une exploitation à ciel ouvert suit l'organigramme suivant:



Avant l'achèvement d'un niveau d'exploitation ,on commence à préparer le niveau suivant pour assurer la continuité des travaux. Pour cela, il est recommandé de réaliser une tranchée d'accès pour le niveau suivant et d'attaquer l'exploitation du minerai après avoir aménagé, bien sûr ,une plate forme horizontale de travail pour le chargement du matériau et les manoeuvres des engins .

a) Ouverture par tranchées isolées :

Celles -ci peuvent être extérieures ou intérieures ,dans les deux cas on creuse une tranchée indépendante à chaque niveau d'exploitation .Les tranchées isolées sont placées en différents points de la mine (voir fig)

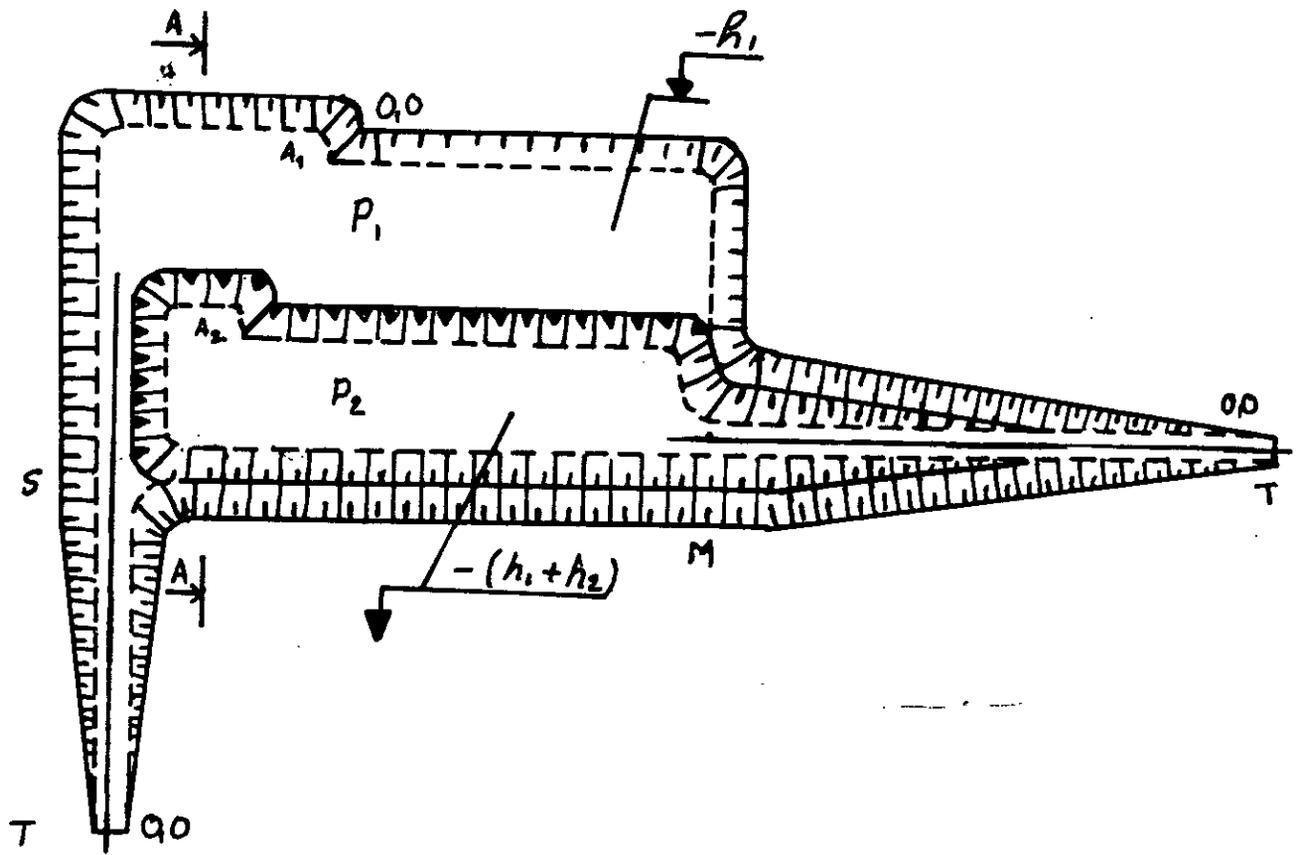
b) Ouverture par tranchées communes:

Ce mode d'ouverture consiste à accéder par système unique de tranchées dépendantes .

Dans de tels cas chaque tranchée accedant au gradin inferieur est creusée à l'interieur de la tranchée déjà réalisée . Celles-ci peuvent être extérieures ou intérieures (voir fig).

c) Ouverture par tranchée de groupe:

Parfois une tranchée commune assure la liaison entre les gradins au rocher et la surface ,tandis que l'autre tranchée commune sert à l'évacuation des produits provenant des gradins au minerai.C'est le cas de la figoù chaque tranchée dessert deux gradins . On dit alors que l'ouverture est faite par tranchées de groupe. Cela permet d'appliquer de différents types d'engins de transport pour les gradins supérieurs et ceux inférieurs.



A - A

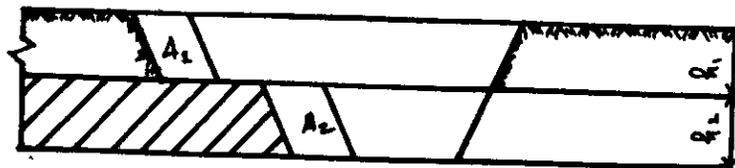


FIG. 4 OUVERTURE PAR TRANCHÉES INTÉRIEURES ISOLÉES

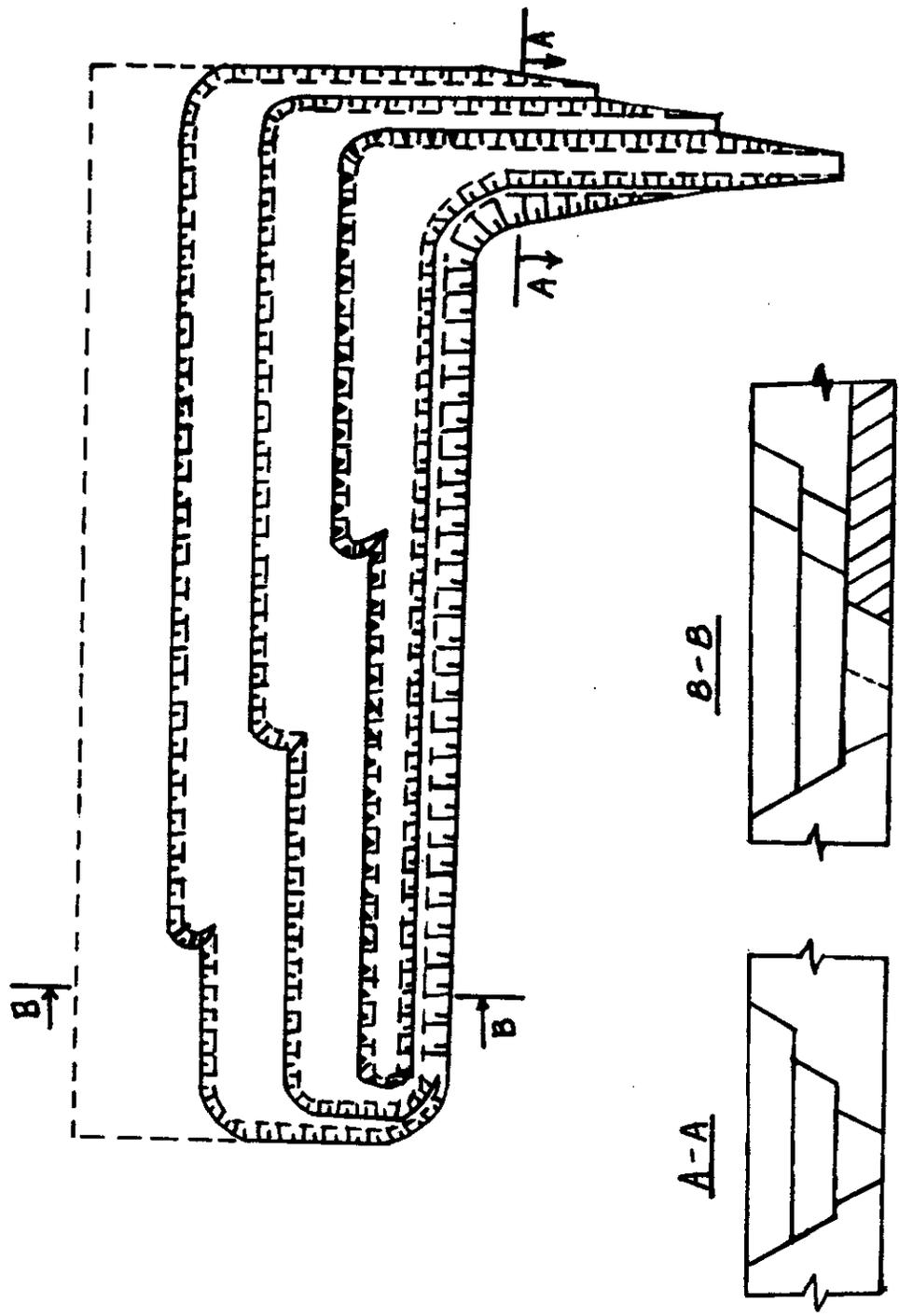


FIG : 5 OUVERTURE PAR TRANCHEES COMMUNES EXTERIEURES

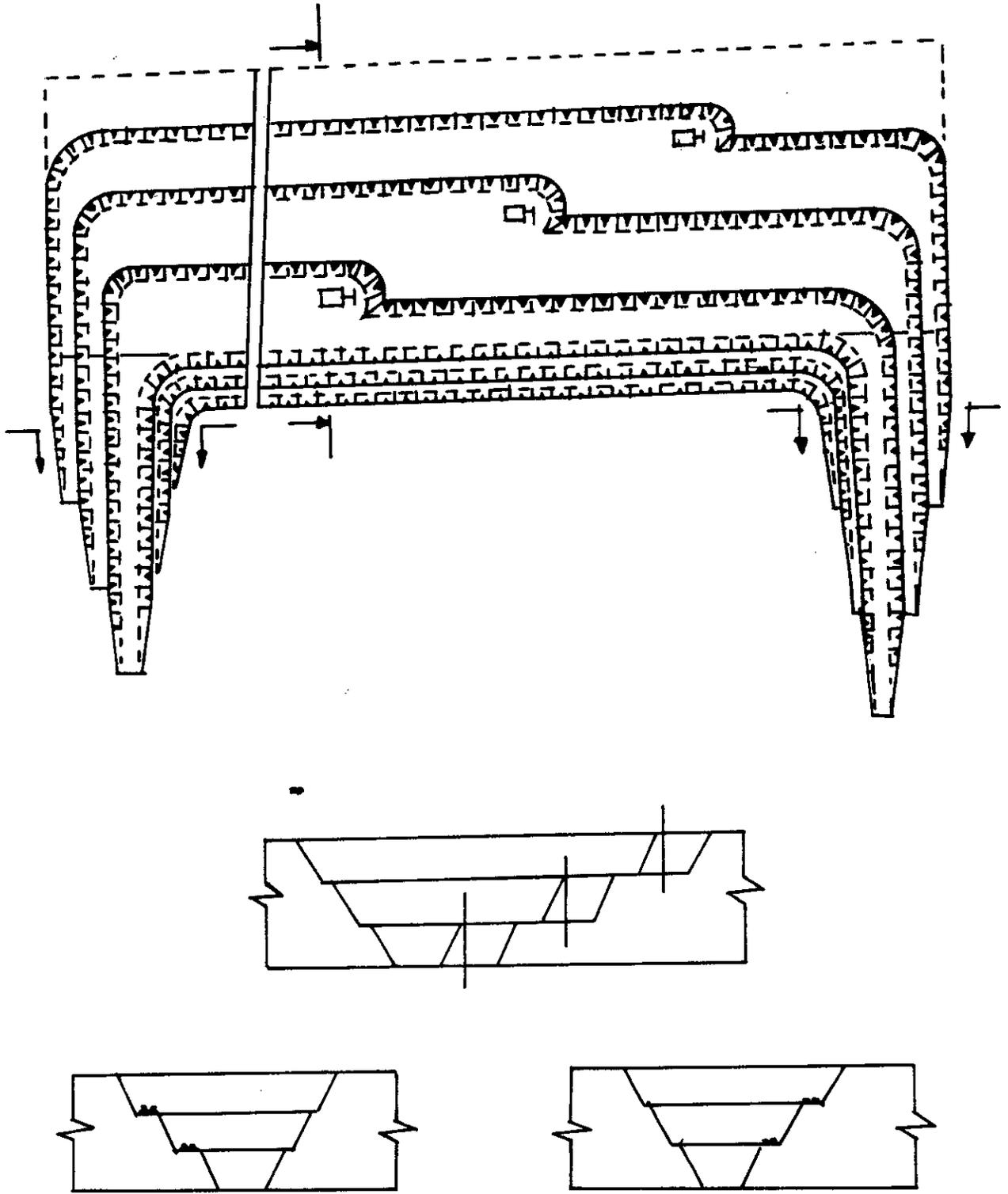


FIG: 6 OUVERTURE PAR TRANCHEES DE GROUPE COMMUNES EXTERIEURES

d) Ouverture par tranchées doublées:

Ce mode d'ouverture est utilisé pour les mines peu profondes de rendement considérable .La fig.... donne le schéma d'ouverture par tranchées extérieures communes doublées .

e) Ouverture sans tranchées:

Celle-ci peut être appliquée lors des méthodes d'exploitation sans transport ,c'est à dire que les stériles sont déplacés dans les terrains déjà exploités .

4) Tranchée de découpage :

Après la réalisation de la tranchée on attaque la tranchée de découpage qui est une suite de la tranchée d'accès et coupe les horizons d'une limite de la mine à l'autre .

L'exploitation commence ainsi par l'élargissement d'un ou deux bord de la tranchée de découpage.

5) Travaux de découverte :

le mode de creusement de la tranchée dépend selon la dureté de la roche et selon le mode de déplacement des roches stériles. Si la roche est dure, les travaux de creusement sont effectués à l'aide des travaux de forage et de tir. sinon on utilise directement des excavateurs et ou des bulldozers, et si les roches minières sont à déplacer, il restera à choisir le moyen et le type d'engins approprié pour le transport.

Pour cela les moyens de chargement ne sont pas à négliger ,on utilisera donc des chargeuses selon le travail qu'elles effectueront ; on utilisera des pelles mécaniques ou des draglines :

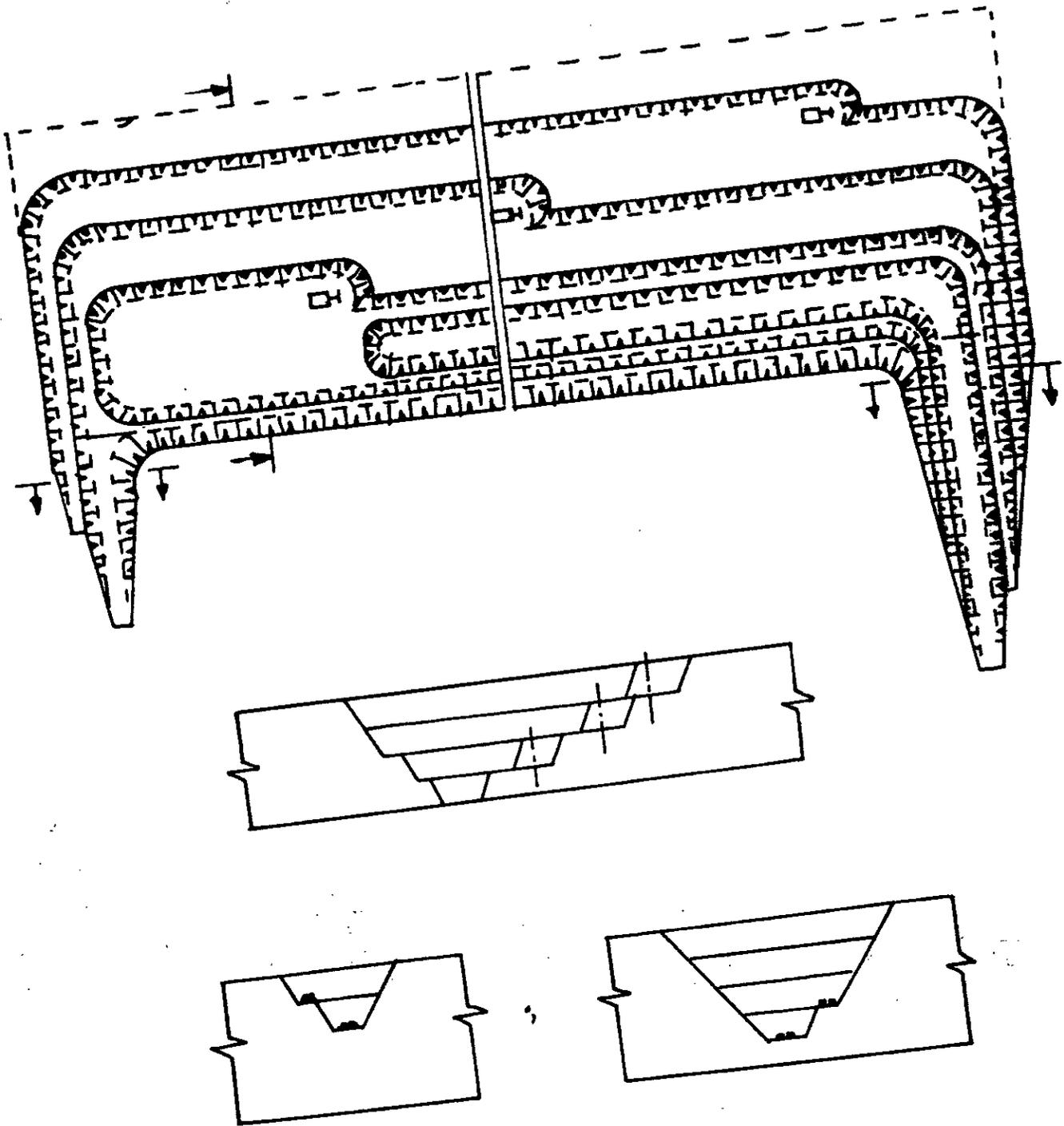


FIG:7- OUVERTURE PAR TRANCHEES DOUBLES

- Chargement avec pelles mécaniques avec chargement au pied de la tranchée :

- Par pelles mécaniques avec chargement au toit de la tranchée :

- Chargement par draglines:

Si les moyens de transport ne sont pas indispensables , c'est à dire que le creusement des tranchées est sans transport , la masse enlevée est placée sur les bords de la tranchée. le déplacement est effectué ainsi par les pelles mécaniques ou draglines .

Si la couche minière est loin d'être à proximité du pied de la montagne et si les bords de la tranchée sont très stables . un bureau consultant américain (Ford .Baconand.Davis INC,New York City);[4] préconise d'attaquer la montagne transversalement. les déblais sont déversés sur le flan naturel en dessous de la couche inférieure à exploiter .Ces déblais formeront une banquette assez large sur la quelle les véhicules peuvent se déplacer . La montagne est ensuite attaquée transvesalement et le front avance dans l'axe de la crête.

Paramètres	Dépenses
- Aménagement de la piste	d11
- L'entretien de la piste	d12
- Préparation du site de la mine	d13
- Installation des infrastructures	d14
- La réalisation des tranchées d'accès	d15
- La réalisation des tranchées de découpage	d16
- Les travaux de découverte	d17
- Le personnel	d18

EXPLOITATION

DE LA MINE

SYMBOLE	DESIGNATION	UNITE
d	diamètre du trou	mm
H	hauteur du gradin	m
W	la longueur de la banquette pratique	m
W _{max}	la longueur de la banquette maximale	m
I	angle d'inclinaison du trou	°
L _s	la sous forage	m
H _t	la profondeur du trou	m
F	déviaton du forage	m
a	espacement des rangées	m
E	espacement des trous	m
R _f	hauteur de la charge du fond	m
Q _f	poids de la charge du fond	Kg
L _f	charge linéaire du fond	Kg/m
H _b	longueur de bourage	m
h _c	hauteur de la charge de colonne	m
Q _c	poids de la charge de colonne	Kg
L _c	charge linéaire de colonne	Kg/m
Q _t	charge totale du trou	Kg
V	volume de roche abattu par la détonation de la charge	m ³
q	consommation spécifique d'explosif	Kg/m ³
N _t	nombre des trous de mine	
Q _{volée}	quantité totale d'explosif utilisée	Kg
T _f	taux de foration	cm/m ³
γ	densité de la roche	

Pv	production par volée	
Lpt	Largeur de la plate forme de travail	m
Z	Largeur du prisme d'éboulement	m
T	Largeur de la voie de transport	m
x	Largeur des tas des roches abattues	m
α	Angle du talus du gradin	
B	Longueur du bloc	m
Rsm	Rendement de la sondeuse à molettes	m ³ /poste
Rsp	Rendement de la sondeuse percutante	m ³ /poste
Rsv	Rendement de la sondeuse à vis	m ³ /poste
Rsf	Rendement de la sondeuse thermique	m ³ /poste
Ns	Nombre de sondeuses	
P	Production annuelle	m ³ /an
Tp	Durée d'un poste	min
Top	Durée des opérations préparatoires	min
Qa	Capacité de charge d'un camion	t
Nc	Nombre de camions	
q'	Quantité de matière refoulée par le bull	m ³
D	Débit horaire effectif	m ³ /h
Nbt	Nombre de bulldozers	
Rbp	Rendement du bulldozer	m ³ /poste
Rr	Rendement du ripper	m ³ /poste
Ref	Rendement effectif du scraper	m ³ /poste
Reff	Rendement effectif de la chargeuse	t /poste
St	Surface pour les terrils extérieurs	m ²
Lt	Longueur totale du front de terril	m
Qt	Productivité horaire	

A) ELEMENTS DE LA METHODE D'EXPLOITATION: [4 . 9 , 12 . 2]

Les éléments principaux de la méthode d'exploitation à ciel ouvert sont :

a) La hauteur du gradin:

Elle est choisie en fonction des propriétés physico-mécaniques de la roche ,des règles de sécurité ,de la production annuelle , de la stabilité des talus .de l'organisation des travaux d'abattage pour forage et tir ou par émottage et des raisons économiques.

b) Angle de talus du gradin:

L'angle de talus du gradin en exploitation dépend des paramètres physico-mécaniques de la roche et des paramètres des engins miniers ,on détermine l'angle de talus en fonction de la dureté de la roche à l'aide du tableau suivant:

Tableau : 2 . Angle du talus en fonction de la dureté

Caractéristiques des roches	coefficient de dureté	angle du talus du gradin
Extremement dures	15 - 20	75- 85
Dures	08 - 14	65 - 75
Moyennement dures	03 - 07	55 - 65
Tendres	01 - 02	40 - 55
meubles	0,6 - 0,8	25 - 40

c) La plate forme de travail:

L'état des plates formes conditionnent le bon déroulement des travaux d'abattage ,de chargement ,de transport ,elle ne doit en aucun cas être délaissée car cela engendrera un ralentissement considérable du régime des travaux miniers ,pour cela la plate forme de travail doit satisfaire la relation suivante:

$$L_{pt} = Z + T + C + X + A \quad ;[m]$$

Z: largeur du prisme éventuel d'éboulement ;[m]

T: largeur de la voie de transport ;[m]

C: distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport ;[m]

X: largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement
[m]

A: largeur de l'enlèvement en massif ;[m]

$$\text{Où } Z = H \cdot \left[\frac{1}{\text{tg } \gamma} - \frac{1}{\text{tg } \alpha} \right]$$

H: hauteur du gradin

γ : angle du talus du gradin en liquidation ;[°]

α : angle de talus du gradin en exploitation;[°]

$$C = 0,2.H \quad ; [m]$$

$$A = W_1 + (n-1) \cdot a \quad ;[m]$$

W_1 : la banquette pratique ;[m]

n: nombre des rangées de trous dans le plan de tir .

a: espacement entre deux rangées des trous dans le plan de tir

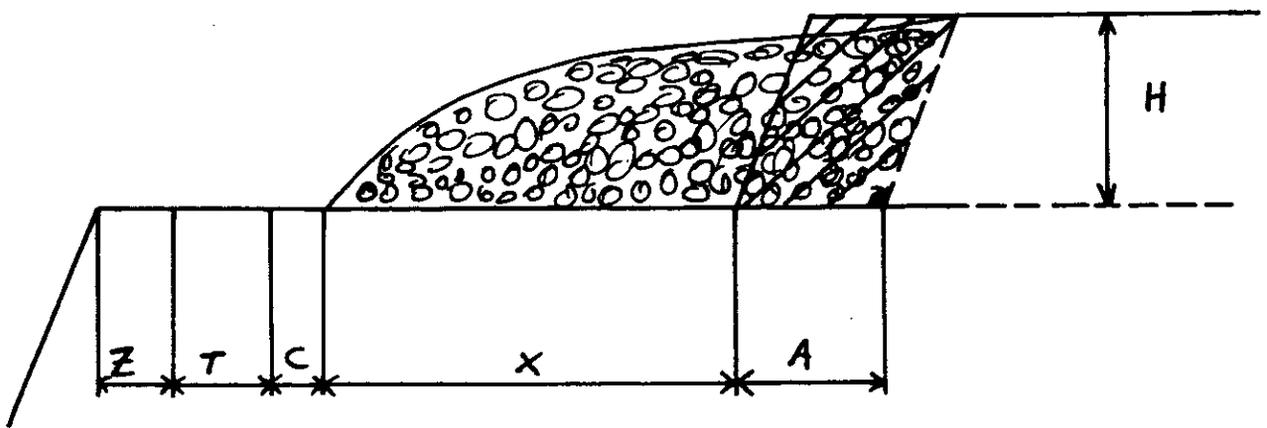


FIG : 8 ELEMENTS DE LA METHODE D'EXPLOITATION

d) Longueur du bloc :

Suivant la longueur ,un gradin peut être divisé en bloc que l'on exploite par des moyens indépendants d'abattage et de chargement .

e) Sens de déplacement du front de taille :

Le sens de déplacement et de progression du front de taille dépend du relief du gisement et de la méthode d'exploitation appliquée .

B) ABATTAGE PAR FORAGE ET TIR: [4, 5, 7, 9, 12, 14, 19]

Il est établi que la qualité de la préparation des roches a une influence importante sur les indices techniques et économiques des processus technologiques et sur les indices principaux de travail des entreprises minières .

Les travaux de forage de tir doivent assurer :

- Un degré nécessaire de régularité de la fragmentation des roches :
- L'état normal du pied du gradin ;
- La formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimensions nécessaires:
- Le volume nécessaire et régulier de la masse minière ;
- L'action sismique minimale ;
- Des dépenses minimales et grande sécurité.

1) La foration:

La réalisation d'un abattage consiste à mettre de l'explosif à l'intérieur des trous de forage. Le résultat dépend d'une part de la qualité des trous, et d'autre part du confinement de l'énergie à l'explosion dans le trou de mine.

La foration doit prendre en compte :

- Les caractéristiques mécaniques de la roche ;
- La structure du massif ;

Les méthodes de forage des trous et leur appréciation technologique:

Le forage des trous dans le massif de roche s'effectue à l'aide d'outils spéciaux ayant différents types d'actions :

Cisaillement, coupe et abrasion. Selon le type d'outil, on distingue le forage à molettes, par abattage : à cable, à vis, à diamant.

2) REALISATION DE LA FORATION :

Quel que soit le matériel retenu et le diamètre de la foration utilisée, un certain nombre de précautions doit être respecté pour aboutir à une réalisation correcte d'un abattage. Dans tous les cas, chaque forage doit être rigoureusement implanté en X, Y, Z etc (inclinaison) et la sondeuse doit pouvoir évoluer et se mettre en place à partir d'une palpe forme bien réglée :

- Le repérage en X, Y est fonction de la maille de foration retenue :

- Le nivellement en altitude, Z est effectué à partir d'un levé en altitudes des points représentatifs de la plate forme. On doit veiller en particulier dans ce cas de réalisation à bien définir au départ la côte maximale à atteindre par la foration afin d'éviter toute détérioration de la risberme par les explosifs. Dans le cas d'un abattage classique, tous les trous sont vérifiés avant le chargement et les surprofondeurs éventuellement sont réglées par l'adjonction à la base du forage de résidus de foration.

- L'inclinaison des forages (α) doit être rigoureusement respectée afin que les explosifs mis en oeuvre intéressent un volume de matériau bien défini.

On note qu'il est relativement facile de réaliser des forages verticaux, il en est tout autrement pour la réalisation des forages inclinés .

C) LE RENDEMENT DES SONDEUSES: [g]

a) Le forage à molettes :

$$R_{sm} = \frac{T_p - T_{op}}{(60/V_f) + (n+1)(t_1/l_B + t_2/l_t) + (n+1)(t_3+t_4+t_5)/L}$$

$$[R_{sm}] = m / \text{poste.}$$

- T_p : durée d'un poste de travail en minute .

- T_{op} : durée des opérations préparatoires durant un poste

$$T_{op} = 30 - 45 \text{ mn}$$

- V_f : vitesse de forage ; [m / h]

- n : nombre de changements des trépan pour le forage d'un trou ; $n = L / R_{ou}$

- L : longueur moyenne d'un trou foré ; [m]

- R_{ou} : résistance d'un trépan (longévité) ; [m]

- t_1 : durée de marche de la tête de la sondeuse ; [mn]

- l_B : marche de la tête de la sondeuse ; [m]

- t_2 : durée de vissage et de dévissage de la tige ou du trépan [mn]

- l_t : longueur de la tige ; [m]

- t_3 : durée d'opération pour le changement du trépan utilisé par un autre ; [mn]

- t_4 : durée de déplacement de la sondeuse [mn]

- t_5 : durée des arrêts technologiques ; [mn]

b) Forage percutant à l'air comprimé:

$$R_{ap} = \frac{T_p - T_{op}}{(60/V_f) + (t_1/R_c) + (t_2/L)} ; [m / \text{poste}]$$

- Top: durée des opérations préparatoires durant un poste ;[mn]
- Tp: durée d'un poste de travail ;[mn]
- Vf: vitesse de forage ; [m / h]
- t1: durée de changement de la couronne ;[mn]
- Rc: résistance d'une couronne ;[m]
- tz: durée de déplacement de la sondeuse d'un trou à autre ;[mn]
- L: longueur moyenne d'un trou ; [m]

c) Le forage à vis:

$$R_{cv} = \frac{T_p - T_{op}}{t_1 + t_2} \quad ; [m / \text{poste}]$$

- t1: durée de l'opération pour le forage d'un mètre courant de trou ; [mn / m]
- t2: durée des opérations auxiliaires ; [mn / m]
- $t_2 = (0,5 - 0,8) \cdot t_1$

d) Le forage thermique :

$$R_{sf} = \frac{T_p - T_{op}}{60(1/V_f + 1/V_{el}) + (t_1 + t_2 + t_3 + t_4) / L} \quad ; [m / \text{poste}]$$

- Vf: vitesse technique de forage ;[m / h]
- Vel: vitesse technique lors de l'élargissement du trou ;[m/h]
- t1: durée de l'allumage du chalumeau ;[mn]
- t2: durée de nettoyage du trou après son élargissement ;[mn]
- t3: durée de déplacement de la sondeuse ; [mn]
- t4: durée des opérations auxiliaires ;[mn]
- L: longueur moyenne du trou ; [m]

e) Détermination du nombre de sondeuses :

Le nombre de sondeuses nécessaire est déterminé par la formule suivante :

$$N_s = (L \cdot K_r) / R_p$$

- L: longueur totale des trous de mine qui doivent être forés dans la mine pendant un poste ;

$$L = \frac{P \cdot H_t}{W \cdot a \cdot H \cdot n_p \cdot n_j}$$

- P: production annuelle ; [m³/an]
 - H_t: Profondeur totale du trou ; [m]
 - W: ligne de résistance au pied du gradin ; [m]
 - a: espacement des trous ; [m]
 - H: hauteur du gradin ; [m]
 - n_p: nombre de postes de travail par jour ;
 - n_j: nombre de jours ouvrables par an
 - K_r: coefficient de réserve
 - R_p: rendement pratique de la machine de forage ; [m/poste]
- $$R_p = R_s \cdot T_p \cdot K_u \quad ; [m / poste]$$
- R_s: rendement technique de la sondeuse
 - T_p: durée d'un poste
 - K_v: coefficient d'utilisation de la sondeuse par poste.

D) LE PLAN DE TIR : [7, 9, 12, 13]

L'ensemble des éléments relatifs à l'exécution des gradins est généralement connu sous le nom de plan de tir.

Pour la réalisation de ce dernier ; on doit prendre en considération plusieurs facteurs , à savoir :

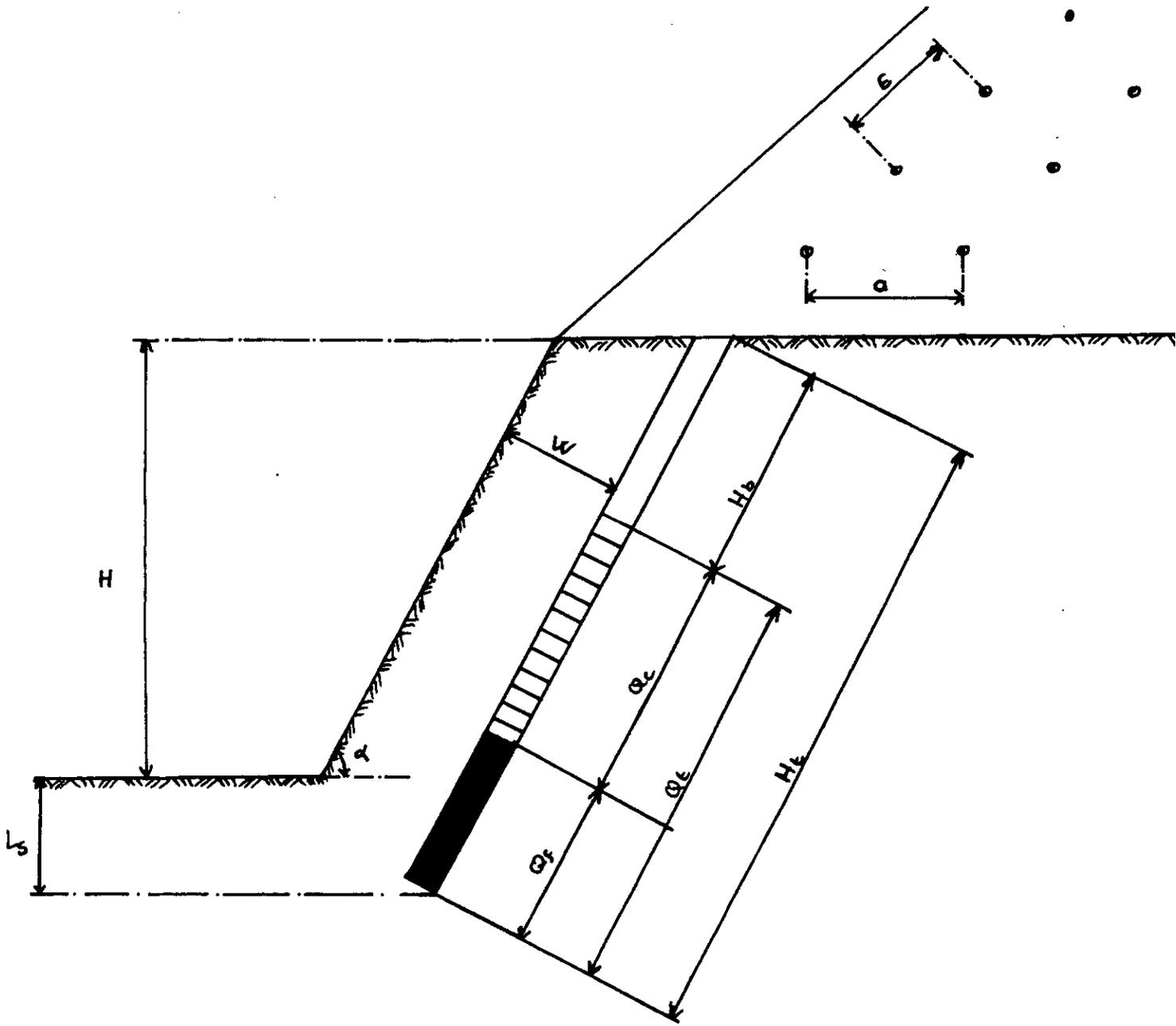


FIG : 9 SCHEMA D'UN PLAN DE TIR

- * Contraintes imposées:
 - Contraintes topographique et hydrogéologique ;
 - Contraintes géologiques dépendant directement de la structure du gisement ;
 - Contraintes d'environnement ;
 - Contraintes réglementaires .
- * Contraintes maîtrisables :
 - contrainte d'équipement: matériel de foration . engins de reprise. engins de roulage et caractéristiques du poste primaire de concassage .

Plusieurs méthodes sont utilisées ; on citera la méthode suédoise laquelle a été appliquée avec beaucoup de succès par la société Nitro-Nobel . la méthode de Longefors et la méthode énergétique (russe) .

1) Détermination de la hauteur du gradin :

a) Dans le cas de la figure () . la hauteur du talus vertical avec $\beta < \phi$ est :

$$H_{\infty} = 2 \cdot (C / \gamma) \cdot \text{tg} (\pi/4 + \phi/2) \quad ; [m]$$

C: la cohésion

γ : la densité

b) Dans le cas de la figure () avec $\beta > \phi$. la hauteur est égale à :

pour

$$H_1 = \frac{C \cos \phi}{\gamma \cos \beta \cdot \sin(\beta - \phi)}$$

Il faut que $H_1 < H_{\infty}$

Pour

$$H_2 = \frac{C \cos \phi}{\gamma \cos \beta \cdot \sin(\beta - \phi)} \cdot \frac{1}{1 - (\cotg \alpha \cdot \text{tg} \beta)^{1/2}}$$

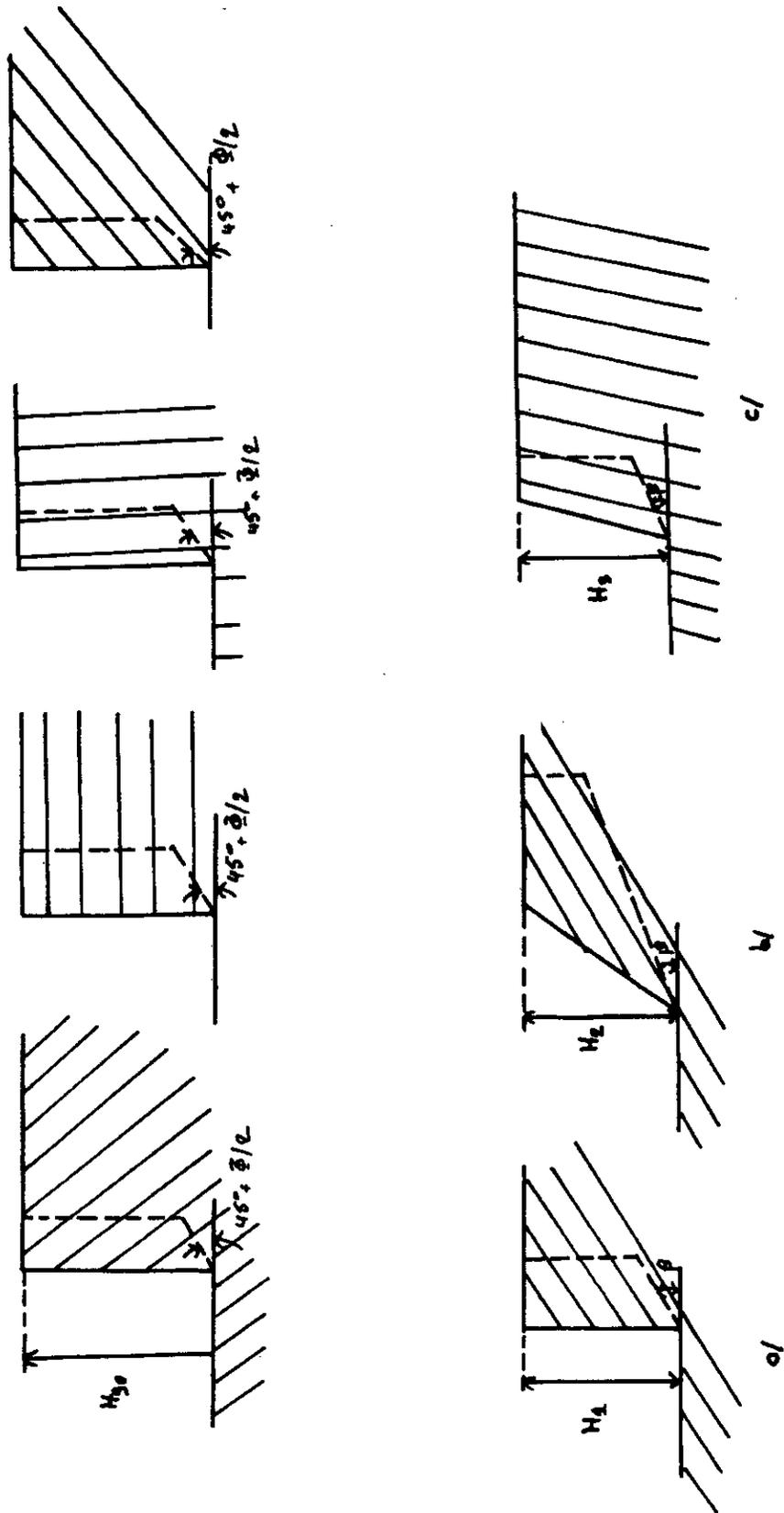


FIG DETERMINATION DE LA HAUTEUR DU GRADIN

Pour

$$H_3 = \frac{2C}{\gamma} \cdot \text{tg} (\pi/4 + \phi/2) \cdot \frac{1}{1 - \text{cotg } \alpha \cdot \text{tg } \phi}$$

β : angle de pendage d'afaiblissement

ϕ : angle de frottement interne

2) Le diamètre du trou :

La dimension maximale admissible du trou de mines se détermine en fonction des paramètres des engins miniers , à savoir :

- La capacité du godet de l'excavateur (E)

$$d_{\max} \leq 8,8 \cdot E^{1/3}$$

- des dimensions d'ouverture de la trémie de réception (Bov)

$$d_{\max} \leq 0,9 \cdot B_{ov}$$

- De la capacité de la benne (V)

$$d_{\max} \leq 0,3 \cdot V^{1/3}$$

De la largeur de la bande du convoyeur (Bc)

$$d_{\max} \leq 0,5 \cdot B_c + 0,1$$

Le diamètre réel du trou (d) est déterminé par la relation suivante: $d = K_p \cdot d_{\max}$

K_p : coefficient de proportionnalité.

Il est aussi déterminé par N .KATOSOVB d'après la relation suivante:

$$d = \frac{H \cdot \text{cotg } \alpha + W_{\max} \cdot \gamma^{1/2}}{30(3 - m)}$$

H: hauteur du gradin ;[m]

α : angle d'inclinaison du talus

γ : masse volumique de la roche

W_{\max} : la longueur de la banquette maximale

m: coefficient de rapprochement des trous

3) Angle d'inclinaison du trou:

Le forage par trous inclinés améliore la qualité de fragmentation des roches sans causer une hausse sensible des dépenses matérielles. L'angle d'inclinaison varie de 45 - 90° par rapport à l'horizontale, il est déterminé en fonction des caractéristiques du matériau à extraire.

4) LA METHODE DE LONGEFORS:

a) La banquette maximale :

$$W_{max} = 0,03 \cdot d \cdot (Sf \cdot P) / (c \cdot f \cdot E / W)^{1/2} ; [m]$$

Sf: puissance de poids de l'explosifs de la charge de fond

$$Sf = (Vg / 6Vg_0) + (5Et / 6E_{t0})$$

Et: énergie totale dégagée par l'explosif

Vg: volume massique de gaz gégagé par l'explosif

E_{t0} et Vg₀: valeurs correspondantes à celles de la dynamite suédoise

$$E_{t0} = 4700 \text{ Kj / Kg}$$

$$Vg_0 = 900 \text{ l / Kg}$$

P: densité de chargement de l'explosif de la charge de fond ;

$$P = \rho_e \cdot Kch \cdot (d_e / d)^2 ; [\text{Kg / dm}^3]$$

ρ_e : densité commerciale de l'explosif

d_e: diamètre de la charge de l'explosif ; [mm]

d: diamètre du trou de mine ; [mm]

Kch: coefficient de tassement de l'explosif

c: constante de la roche ; c = 0,25 - 0,53

f: facteur de contrainte dépendant de l'inclinaison du trou

b): Charge linéaire de fond:

$$L_f = 0,8 (c \cdot f \cdot E \cdot W_{max}) / Sf \cdot W ; [\text{Kg / m}^3]$$

c) : charge linéaire de colonne :

$$L_c = 0,4 \cdot L_f$$

d) Le sous forage :

$$L_s = (0,2-0,35) \cdot W_{max}$$

e) La profondeur du trou de mine :

$$H_t = (H + L_s) \cdot \cos I \quad ; [m]$$

f) Déviation du forage :

$$F = 0,003 \cdot d + 0,03 \cdot H_t \quad ; [m]$$

g) La banquette pratique :

$$W = W_{max} - F \quad ; [m]$$

h) Espacement des rangées :

$$a = W / \cos I$$

i) Espacement des trous :

- Fragmentation fine : $E = (1,2-1,5) \cdot W$

- Fragmentation moyenne : $E = (1,0-1,2) \cdot W$

- Production de l'enrochement : $E = W$

j) Hauteur de la charge de fond :

$$h_f = B_{max} + L_s \quad ; [m]$$

k) Quantité d'explosif de la charge de fond :

$$Q_f = L_f + H_f \quad ; [Kg]$$

l) Longueur de bourage :

$$H_b = (0,5-0,1) \cdot W_{max}$$

m) Hauteur de la charge de colonne :

$$h_c = H_t - (h_f + h_b) \quad ;[m]$$

n) Quantité d'explosif de la charge de colonne :

$$Q_c = L_c \cdot H_c \quad ;[Kg]$$

o) Charge totale d'explosif par trou de mine :

$$Q_t = Q_f + Q_c$$

p) Volume de la roche abattue par la charge d'un trou :

$$V = (H \cdot E \cdot W) / \cos I \quad ;[m^3]$$

q) Consommation spécifique d'explosif :

$$q = Q_t / V \quad ;[Kg / m^3]$$

$$q = Q_t / V \cdot \gamma \quad ;[Kg / t]$$

r) Nombre de trous de mine :

$$N_t = Ent (n_t) + (nrang - r)$$

- n_t : nombre de trous pour une production Q_p recherchée

- $Ent (n_t)$: l'entier de n_t

- $nrang$: nombre de rangées de trous de mine

- r : le reste de la division de $Ent (n_t)$ par $nrang$.

Le nombre de trous par rangée :

$$N_t / rang = N_t / nrang$$

D'où la production effective par volée :

$$P_{vf} = V \cdot \gamma \cdot N_t \quad ;[t]$$

s) Quantité totale d'explosif utilisée par volée :

$$Q_v = Q_t \cdot N_t \quad ;[Kg]$$

t) Taux de foration :

$$T_f = H / 100 \cdot V \quad ;[cm / m^3]$$

5) LA METHODE SUEDDISE:

a) La ligne de moindre resistance: "W_{max}"

$$W_{max} = 45.d / 1000 \quad ; [m]$$

b) Le sous forage : "L_s"

$$L_s = 0,3 \cdot W_{max} \quad ; [m]$$

c) La profondeur de trou : "H_t"

$$H_t = K.(H+L_s) \quad ; [m]$$

K:facteur d'inclinaison

H:hauteur du gradin

L_s:sous forage du trou

tableau N° Valeur du facteur d'inclinaison (K) en fonction de l'inclinaison du trou

Inclinaison du trou / l'horizontale	90°	75°	60°	45°
K	1,00	1,035	1,15	1,41

d) Le forage faussé: "F"

Un forage faussé correspond à une deviation de la foration ; il est exprimé par la relation suivante:

$$F = \frac{3.d.tr}{1000} + \frac{3.H_t}{100} \quad ; [m]$$

e) la ligne de moindre resistance pratique : "W₁"

$$W_1 = W_{max} - F \quad ; [m]$$

f) Espacement entre les trous: "E₁"

$$E_1 = m.W_1 \quad ; [m]$$

m: distance relative entre les charges ;

$$m = 0,8 - 1,4$$

g) Nombre de trous dans une rangée : "n"

$$n = (B / E_1) + 1$$

(B / E₁): nombre entier

B: longueur du bloc abattu pendant un temps "t" qui correspond à la largeur du panneau d'exploitation

h) Espacement des rangées : "a"

$$a = K.W_1 \quad ; [m]$$

K: facteur d'inclinaison

i) Charge linéaire de fond: "L_f"

$$L_f = (d_{tr}^2 / 1000) \cdot (0,4/c) \cdot P / 1,25 \cdot (1/f) \quad ; [Kg/m]$$

d_{tr}: diamètre du trou ; [mm]

c: constante des roches qui depend de sa nature ; elle represente la difficulté à l'abattage ; [Kg/m³]

P: degré de compression à la charge ; [Kg/dm³]

f: contrainte du trou qui depend de son inclinaison

Tableau N° contrainte du trou en fonction de son inclinaison

Inclinaison du trou / l'horizontale	90°	75°	60°	45°
f	1,11	1,016	0,92	0,83

j) Hauteur de la charge de fond : "h_f"

$$h_f = 1,3 \cdot W_{max} \quad ; [m]$$

k) Poids de la charge de fond : "Q_f"

$$Q_f = L_f \cdot H_f \quad ;[\text{Kg}]$$

l) Hauteur de bourage : "h_o"

L'expérience a montré que la meilleure valeur de h_o est qu'elle soit égale à la valeur de la ligne de résistance au pied du gradin .

$$h_o = W_1 \quad ;[\text{m}]$$

m) Charge linéaire allongée : "L_a"

$$L_a = (0,4 - 0,6) L_f \quad ;[\text{Kg/m}]$$

n) Hauteur de la charge allongée : "h_a"

$$h_a = H_t - h_f - h_o \quad ;[\text{m}]$$

o) Poids de la charge allongée : "Q_a"

$$Q_a = L_a \cdot h_o \quad .[\text{Kg}]$$

p) Charge du trou: "q"

$$q = (n \cdot Q_t) / (a \cdot B \cdot H) \quad ;[\text{Kg/m}^3]$$

n: nombre de trou dans une rangée

Q_t: charge totale du trou ;[Kg]

a: distance entre deux rangées ;[m]

B: longueur du bloc abattu ; [m]

H: hauteur du gradin ;[m]

6) METHODE RUSSE OU ENERGETIQUE :

a) La consommation spécifique d'explosifs: "q"

$$q = q_0 \cdot K_\gamma \cdot K \cdot K_d \cdot K_{op} \cdot K_v \cdot K_n \quad ;[\text{Kg/m}^3]$$

K_γ: poids volumique des roches ;[t/m³]

$$K_\gamma = (1/2,6) \cdot \gamma$$

K: angle de gisement des couches rocheuses

$$K = 1 - 0,1 \sin 2\alpha$$

Kd: dimension moyenne des morceaux de roches

$$Kd = (500 / dm_{opt})^{0.4}$$

Kexp: coefficient de résistance à l'explosif

$$K_{exp} = A_{et} / A_u$$

Au: aptitude au travail de l'explosif utilisé

Aet: aptitude au travail de l'explosif étalon

Kw: rayon d'action de l'explosif

$$Kw = 0,89 \text{ Exp } [1,1 / (H-W)]$$

Kn: nombre de surface libre entourant l'explosif

$$Kn = (0,665)^{n-1}$$

b) la ligne de résistance au pied du gradin: "W"

$$W = \frac{(0.5 \cdot P^2 + 4 \cdot m \cdot q \cdot P \cdot H \cdot L)^{1/2} \cdot 0.75 \cdot P}{2 \cdot m \cdot q \cdot H}$$

P: capacité d'un mètre de trou ; [Kg/m³]

$$P = \pi d^2 / 4 \cdot \Delta$$

d: diamètre du trou ; [m]

Δ: densité de l'explosif

q: consommation spécifique de l'explosif ; [Kg/m³]

H: hauteur du gradin ; [m]

L: longueur du trou ; [m]

m: coefficient de rapprochement des trous

La valeur de W doit satisfaire la condition suivante :

$$W \geq H \cdot \cotg \alpha + C \quad ; [m]$$

C: distance minimale admissible de l'arête supérieure du gradin jusqu'à l'axe du trou de la première rangée .

α : angle du talus du gradin

H: hauteur du gradin

c) Distance entre deux trous d'une même rangée : "a"

$$a = m \cdot W \quad ; [m]$$

m: distance relative entre les charges

$$m = 0,8 - 1,4$$

d) Distance entre deux rangées : "b"

$$b = a \quad \text{pour les mailles carrées}$$

$$b = 0,85 \cdot a \quad \text{pour les autres mailles}$$

e) Le sous forage: "L_s"

$$L_s = 0,5 \cdot a \cdot W \quad ; [m]$$

f) la longueur du trou : "L"

$$L = H / \sin \beta + L_s \quad ; [m]$$

β : angle d'inclinaison du trou

g) La quantité de la charge d'un trou : "Q_{ch}"

$$Q_{ch} = q \cdot W \cdot H \cdot a \quad ; [Kg]$$

i) La longueur de la charge d'un trou: "L_{ch}"

$$L_{ch} = Q_{ch} / P \quad ; [m]$$

j) La longueur de bourrage : "L_b"

$$L_b = L - L_{ch} \quad ; [m]$$

k) Le nombre de rangées : "N"

$$N = \frac{A - W + b}{b}$$

A: largeur d'entrée de l'excavateur dans les roches non abattues ; $A = 0,9 \cdot R \cdot C_{\min}$

R_{c min}: rayon de creusement minimum de l'excavateur

l) Diamètre du trou: "d"

$$d = \frac{H \cdot \cotg \alpha + C \gamma^{1/2}}{30(3 - m)}$$

m) Construction des charges d'explosifs :

Charge supérieure : $Q_1 = 0,3 \cdot Q_{ch}$; [Kg]m

Charge inférieure : $Q_2 = 0,7 \cdot Q_{ch}$; [Kg]m

n) Largeur effective du tas des roches abattues : "Bcf"

$B_{cf} = K_{ex} \cdot K_t \cdot q \cdot H + b (m-1)$; [m]

b: distance entre les rangées

K_{ex} : coefficient de proportionnalité qui dépend de l'explosivité des roches

K_t : coefficient qui tient compte de l'intervalle du retard du détonnateur

o) La largeur du tas des roches abattues :

$B_t = R_{creu} + R_{déch} - c$; [m]

R_{creu} : rayon de creusement de l'excavateur

$R_{déch}$: rayon de déchargement de l'excavateur

c: Distance entre l'arête supérieure du gradin et l'axe de la première rangée ; [m]

7) LE TIR SECONDAIRE : [7,8,9]

On appelle tir secondaire le forage accessoire effectué après le forage principal . Sa nécessité et son importance dépendent de la capacité des équipements de chargement et du concasseur. Le trou est fait avec une perforatrice légère dite de tri secondaire munit de fleurets spéciaux, la profondeur du forage varie de 0,30^m à 0,60 m.

Le nombre de blocs et la quantité de tirs secondaires doivent être réduits au maximum , étant donné qu'ils représentent une dépense supplémentaire .

On obtient la diminution par un meilleur plan de tri .

On améliore la fragmentation en diminuant l'avancement ou en augmentant l'espacement.

Les morceaux des roches dont les dimensions maximales ne satisfont pas aux conditions de détermination de la dimension maximale des blocs sont appelés les hors gabarits .

L'abattage de ces blocs peut s'effectuer par plusieurs méthodes; à savoir :

- Abattage mécanique par boule dit "DROP-BALL";
- Abattage par éclateur de choc;
- Abattage par brise roches ;
- Abattage par charges superficielles ;
- Abattage par tir hydraulique ou méthode hydrotechnique .

1) La dernière méthode consiste à la destruction des hors gabarits à l'aide des explosifs brisants .

Le nombre de trous à forer "n_t" dans un bloc hors gabarit se détermine suivant le degré de fragmentation désiré :

détermine suivant le degré de fragmentation désiré :

$$n_t = \frac{V}{2 \cdot d_{ad}^3} - 1$$

V: volume du bloc ; [m³]

d_{ad}: dimension maximale admissible du morceau suivant la capacité du matériel de la chaîne technologique (chargement et concassage).

A l'aide du tir hydraulique, on peut débiter les blocs de n'importe quelle dureté et structure et sans projection de leurs débits, Le niveau du liquide dans le trou ne dépasse pas 10 - 20 cm, son diamètre de 24 - 36 mm.

Lors de l'application de cette méthode, la condition suivante doit être respectée :

- $3h \leq l \leq c/2$
- h: niveau du liquide dans le trou ; [m]
- l: profondeur totale du trou ; [m]
- C: épaisseur du bloc hors gabarit ; [m]

$$h = K_s \left[\frac{3 R \cdot Q}{\pi \cdot \gamma \cdot (1 + 0,7 \sin \phi \cdot \operatorname{tg} \phi)} \right]$$

K_s: coefficient de sécurité ; K_s = 1,5 - 2,0

R: capacité de travail de l'explosif ; [Kgf /m/g]

Q: quantité de la charge de l'explosif dans le trou de mine ; [g]

γ: densité de la roche ; [g/cm³]

φ: angle de frottement interne de la roche foisonnée ; [°]

2) Concernant l'abattage par charge superficielle, on a deux types

a) Le tir à l'anglaise :

C'est une méthode simple de point de vue organisationnelle ; elle consiste à l'explosion des charges placées directement sur la surface du bloc à détruire . Ces charges sont recouvertes de matériaux de bourrage dont la couche doit dépasser une à deux fois l'épaisseur de la charge; cette technique est utilisable dans le cas où il est impossible de forer des trous de mine .

Le poids de la charge déposée sur le bloc est :

$$Q = q.V \quad ;[\text{Kg}]$$

q:consommation spécifique d'explosifs pour la destruction des roches, qui est admis pour les roches dans les limites de 1,5 - 3 Kg/m³

V:volume de blocs ;[m³]

b) Charge cumulative ou charge creuse :

Une charge creuse est un bloc d'explosifs meulé de forme cylindrique ou demi-sphérique:

$$Q = q.v.C \quad ;[\text{Kg}]$$

C:coefficient de correction de la consommation spécifique (voir tableau ci-dessous)

TYPES D'EXPLOSIFS	C
Amonit 2 et 3	1,00
Diamant	1,00
Amonit 6	0,75
Amonit 7	0,75
Dynamit 62%	0,75
Amonit 9 et 10	0,85
Trotyl	0,86
Kwas pikrynowy	0,86
Saltra amonowa	1,35

D) EMOTTAGE MECANIQUE. [2 . 5 . 9]

1) Introduction :

L'émottage mécanique est utilisé dans le cas de minerai tendres, l'abattage est fait par des pelles et des excavateurs de différents types qui réalisent ,en même temps le chargement .

Les travaux d'extraction et de chargement consistent à extraire des roches du massif vierge ou préalablement ameubli et leurs chargement dans les engins de transport. Pour cela , on utilise entre autre des excavateurs à godet unique .

2) Emploi des excavateurs :

Ces derniers dont la prise et le chargement de la roche se font par un seul godet , fonctionnant de manière cyclique et executent des opérations ordonnés du cycle de travail .

Suivant le type d'organe de travail et le mode de fixation du godet à la flèche, ces excavateurs sont classés en deux groupes :

*- Excavateur dont le godet est fixé rigidement à la flèche et ceux dont le godet est fixé à la flèche de manière souple .

*- Les excavateurs qui ont les pelles mécaniques en butte et en retro, les excavateurs du second groupe ont les draglines et les excavteurs à griffes.

2.1) Le procédé de travail :

Le procédé du travail de l'excavateur à godet unique comprend les opérations suivantes : remplissage du godet, déplacement du godet vers le lieu de déchargement , déchargement du godet et déplacement du godet à vide vers le chantier .

Le temps de réalisation de ces opérations est appelé durée d'un cycle .

Les paramètres principaux de la pelle mécanique sont :

- Le rayon de creusement (Rayon d'abattage) R_c ;
- La hauteur de creusement (attaque) H_c ;
- Le rayon de déversement H_d ;
- La profondeur de creusement h_c ;

2.2) Schéma de travail:

Les pelles mécaniques travaillent sur des chantiers suivant des schémas en cul de sac, latéral et frontal .

Le schéma d'exploitation du chantier, sa forme et ses dimensions se distinguent suivant la nature des roches . c'est à dire les roches tendres et pour les fragmentées à l'explosif .

Dans les roches tendres le profil du chantier correspond au trajet du mouvement du godet. La hauteur du gradin exploité (H) suivant la sécurité, ne doit pas dépasser la hauteur maximale de creusement de l'excavateur $H_{g \text{ max}}$: $H \leq H_{cr \text{ max}}$

La hauteur du gradin est déterminée par :

$$H = (R_d - R_{c \text{ min}} - C) \text{ tg } \beta \quad ;[\text{m}]$$

R_d : rayon de déchargement lors de la hauteur maximale du déchargement ;[m]

$R_{c \text{ min}}$: rayon de creusement minimum ;[m]

$C \geq 3$: berne de sécurité ;[m]

β : angle de talus du gradin

N.B:

Pour les roches stables , la hauteur du gradin est limitée par la hauteur de déchargement et pour les roches tendres par le rayon de déchargement.

2.3 Rendement des excavateurs:

Le rendement d'un excavateur est le volume des roches que l'excavateur peut excaver par unité de temps . Il dépend de beaucoup de facteurs, entre autres :

- Du type de l'excavateur ;
- De la capacité du godet ;
- Des propriétés physico-mécaniques des roches exploitées ;
- De la granulométrie des roches excavées ;
- Du schéma technologique du travail d'un excavateur ;
- Du type d'engins de transport et leurs capacité de charge ;
- De la forme et dimensions du chantier de l'excavateur ;
- De l'organisation des travaux de l'excavation et ransport dans le chantier .

Le rendement théorique de l'excvateur se détermine par la formule suivante :

$$R_{th} = 60.E.n = 3600.E / t'_c \quad ; [m^3/h]$$

E: capacité volumetrique du godet de l'excavateur ; $[m^3]$

n: nombre de cycles calculés théoriquement par minute;

t'_c: durée d'un cycle de l'excavateur pour un angle de giration égal à 90° ; [s]

Le rendement effectif est égal à :

$$R_{eff} = (3600.E.K_r.T_p.K_u) / (t_c.K_f) \quad ; [m^3/poste]$$

K_r: coefficient de remplissage du godet ;

$$K_r = V_r / E$$

V_r: volume réel de roche (dans l'état foisonné) ; $[m^3]$

K_f: coefficient de foisonnement des roches dans legodet

Ku:coefficient d'utilisation de l'excavateur durant un poste;

t_c:durée d'un cycle de l'excavateur pour un angle de giration de 90°:

K_g:coefficient qui considère l'angle de giration;

Angle de giration	45	60	75	90	120	150	180
coef K _g	0,6-0,8	0,7-0,85	0,8-0,9	1,0	1,15-1,25	1,25-1,40	1,4-1,6

K_d:coefficient qui tient compte des propriétés des roches excavées:

Roches	Coefficient K _d
Sable ,argile sableuse ,argile légère	1,0
Argile compacte ,roches mi-dures bien fragmentées	1,05 - 1,1
Argile lourde, roches mi-dures tirées au secouage	1.15 - 1.25
Roche à dureté moyenne fragmentées par tir	1,25 - 1,35
Roches dures fragmentées par tir	1.35 - 1,6

Pour déterminer le rendement mensuel et annuel de l'excavateur il convient d'introduire dans les calculs respectivement le nombre de jours de travail par mois et par an ainsi que le nombre de poste par jour .

$$R_m = R_{ef} \cdot n_p \cdot N_m ; m^3 / \text{mois}$$

n_p: nombre de postes de travail par jour

Nm: nombre de postes de travail par mois .

$$K_{an} = R_m \dots N_{an}$$

N_{an}: nombre de jours de travail de l'excavateur par an.

3) EMPLOI DES BULDOZERS EN CARRIERE :

Le bulldozer est engin d'excavation et de refoulement possédant à l'avant une lame mobile .

Ils sont utilisés dans les conditions relativement difficiles pour les travaux exigeant un effort de poussée important; ils sont destinés généralement à travailler dans des terrains assez tendres lorsque qu'ils nécessitent pas une force de pénétration importante de la lame .

Dans les cas des roches dures, le bulldozer est utilisé après que ces roches soient désagrégées par le ripper mécanique à une profondeur égale à la pénétration de la dent . L'excavation des roches fragmentées dans les limites de la couche de l'émottage s'effectue par des couches horizontales ou inclinées .

Le bulldozer travaille généralement la lame inclinée vers l'un de ses côtés pour le refoulement latéral de la roche

a) QUANTITE DE LA MATIERE SUSCEPTIBLE D'ETRE REFOULEE A CHAQUE CYCLE D'OPERATION:

La section du tas de la matière accumulée devant la lame est déterminée par la formule suivante:

$$S = \frac{h^2}{2 \cdot \text{tg } \alpha} \quad ; [m]$$

D'où le volume de la matière refoulée "C" par cycle (passe):

$$q = l \cdot \frac{h^2}{2 \cdot \text{tg } \alpha} \cdot \mu \quad ; [m^3]$$

l: longueur de la lame ; [m]

h: hauteur de la lame ; [m]

α : angle du talus d'éboulement naturel de la matière

μ : coefficient dépendant de la matière

$\mu = 0,8$ (sable , gravier , roches abattues)

$\mu = 1,0$ (bonne terre de remblayage)

b) DEBIT D'UN BULLDOZER :

- Débit horaire théorique:

$$D' = (q / f) \cdot (60 / t) \quad ; [m^3 / h]$$

q: volume de la matière refoulée à chaque cycle ; [m³]

t: durée d'un cycle ; [min]

f: coefficient de foisonnement

- Débit horaire effectif: "D"

$$D = (q / f) \cdot (50 / t) \quad ; [m^3 / h]$$

$$D = (50 / 60) \cdot D'$$

- Nombre de bulldozer au travail :

$$N_{bt} = V_{bp} / R_{bp}$$

V_{bp} : volume des travaux du bulldozer par poste

$$V_{bp} = Q \cdot h \cdot t_p \cdot K_{rt} \quad ; [m^3 / poste]$$

K_{rt} : coefficient de remplissage

t_p : durée d'un poste ; [h]

- Rendement d'un bulldozer par poste :

$$R_{bp} = (3600 \cdot q \cdot t_p \cdot K_u) / t_c \quad ; [m^3/poste]$$

t_c : durée d'un cycle du bulldozer

$$t_c = (2L / V_m) + t_v + t_b \quad ; [s]$$

L : distance de déplacement des roches ; [m]

V_m : vitesse moyenne de déplacement du bulldozer ; [m/s]

t_b : le temps d'abaissement de la lame ; [s]

K_u : coefficient d'utilisation.

3) EMPLOI DES RIPPERS LORS DE L'ÉMOTTAGE MÉCANIQUE:

L'émottage mécanique des roches par les rippers à la base de tracteurs il est basé sur l'extraction des couches minces .

Lors de l'émottage mécanique du massif la grandeurs des contraintes nécessaires pour la destruction et l'arrachement des morceaux des roches dépend en particulier de sa résistance néanmoins les conditions de superposition de la majorité des roches exploitées sont caractérisées par la présence de la fissuration . Les couches fissurées se détruisent facilement , c'est pourquoi la rippabilité dans une certaine mesure se détermine par le degré de la fissuration .

La détermination du degré de fissuration du massif se détermine par le rapport suivant :

$$R = V_a / V_u$$

V_a : vitesse de propagation des ondes longitudinales sur la base du massif ;

V_u : vitesse de propagation des ondes dans les blocs coupants lem massif ;

R : coefficient géo-accoustique de fissuration

Le travail du ripper consiste en la séparation de la roche du massif par couches minces et sa fragmentation en morceaux , ce qui fait foisonner la roche .

Pour le foisonnement des roches dures ,on applique les rippers à une seule dent ,tandis que dans les roches de faible dureté ,on utilise les rippers à dents multiples, ce qui permet d'augmenter la productivité de foisonnage .

Lors de l'application du rippage dans la mine à ciel ouvert la roche présente une résistance spécifique à la destruction lors de l'ameublissement "K" ,varie selon les propriétés de la roche et de l'organe de travail du ripper :

$$K = (1,3 - 1,5).R_{tr}$$

R_{tr} :résistance de la roche à la traction ;[Kg/m³]

Les paramètres principaux caractérisent l'organe de travail du ripper sont :

- L'angle de coupe:()
- L'angle tranchant:(W)
- L'angle externe :(ξ)
- L'épaisseur
- La longueur de la dent
- La distance entre les dents

Lors du rippage ,la profondeur de l'ameublissement effectif du massif est inférieure à la profondeur de la pénétration de la dent et elle peut être déterminée à l'aide de la relation suivante

$$h_f = 1/K_2 [K_1.h_t - 0,5t_0 \alpha(C - B_s)] \quad ;[m]$$

K_1 : coefficient qui tient compte de la forme de la section de fente

K_2 : coefficient qui tient compte de l'influence de l'état du massif

α : angle du bord de la fente ;[m]

C : distance entre les passages voisins ;[m]

h_t : profondeur maximale de la pénétration de la dent ;[m]

Lors du rippage croisé, la distance entre les passages (c') légèrement supérieure celles des passages parallèles (c) est :

$$c' = (1,2 - 1,5)c \quad ;[m]$$

$$D'où: h_f = (1/K_2) [K_1 \cdot h_t - 0,5 \operatorname{tg} \alpha (c' - \beta_e)] \quad ;[m]$$

Le tableau suivant nous permet de déterminer les coefficients K_1 et K_2 ..

Classe des roches d'après la rippabilité	K_1	K_2
Ameublies facilement	1,0	0,85
Moyennement ameublies	0,95	0,95
Difficilement ameublies	0,9	1,0

Le rendement technique du ripper est le plus grand possible pour le travail continu:

$$R_t = K_1 \cdot K_2 \cdot R_{th} \quad ;[m^3/h]$$

R_{th} : rendement théorique

Le rendement d'exploitation lors des passages parrallèles :

$$R_r = \frac{3600 \cdot c [K_1 \cdot h_t - 0,5 \operatorname{tg} \alpha \cdot (c - \beta_e)] T_p \cdot K_u}{K_2 (1/V_r - \tau/L)}$$

R_r : m³/Poste

τ :durée des opérations auxiliaires ;[s]

$\tau = t_1 + t_2 + t_3$

t_1 :durée de l'enlèvement de la dent ;[s]

t_2 :durée du retour du ripper et des trajets sur les nouveaux passages ;[s]

L:longueur du panneau d'émottage ;[m]

T_p :durée du poste de travail ;[h]

Le rendement d'exploitattion du ripper lors des passages parallèles et croisés est :

$$R'_r = \frac{3600 \cdot h_t \cdot T_p \cdot K_u}{(1/V_r) [(1/c) + (1/c')] + \tau [(1/c \cdot L) + (1/c' \cdot \beta)]}$$

B:largeur du panneau d'émottage ;[m]

4) EMPLOI DES SCRAPERS :

Le scraper est un engin de terrassement qui réalise à la fois l'excavation ,le chargement ,le déversement des matériaux désagrégés .

Les scrapers sont employés pour l'exploitation des roches steriles ,l'extraction des minerais utiles ,le creusement des tranchées inclinées et de découpage.

L'utilisation des scrapers est plus avantageuses dans les roches tendres et semi-dures avec l'application du rippage mécanique pour la préparation des roches à l'extraction.

Il faudra noter que les scrapers n'ont pas une adhérence suffisante au moment du réglage ,ce qui nécessite l'utilisation d'un bulldozer pour la poussée .

Le rendement du scraper est fonction de la nature des terrains à exploiter, des conditions atmosphériques, de l'humidité du sol, de la distance de réglage, du chemin à parcourir jusqu'au lieu de déversement, des vitesses de réglage, de déversement de la roche et du déplacement du scraper et retour.

Le rendement effectif est donc :

$$R_{ef} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_r \cdot T_p \cdot K_u}{K_f \cdot t_c}$$

E: capacité du godet du scraper ;[m³]

T_p: durée d'un poste ;[h]

K_u: coefficient d'utilisation du scraper durant un poste

K_r: coefficient de remplissage du godet du scraper

K_f: coefficient de foisonnement

t_c: durée d'un cycle du scraper.

$$t_c = l_1 / V_1 + l_2 / V_2 + l_3 / V_3 + l_4 / V_4 + t_o + t_m$$

$$t_c = \sum (l_i / V_i) + t_o + t_m \quad ;[s]$$

l₁: distance de chargement du scraper ;[m]

l₂: distance de parcours du scraper chargé ;[m]

l₃: distance de déversement du scraper ;[m]

l₄: distance de parcours du scraper vide ;[m]

t_o: durée de changement des vitesses du scraper ;[s]

t_m: durée des manoeuvres ;[s]

V₁, V₂, V₃, V₄ vitesses du scraper respectives lors du chargement du parcours à charge, du déversement et du parcours à vide ;[m/s].

F) LE CHARGEMENT: [6, 9]

En général , dans les exploitations à ciel ouvert le chargement est une opération qui suit immédiatement celle de l'abattage .Dans le cas de l'emottage mécanique ,cette opération de chargement peut constituer une partie du cycle de travail de l'excavateur .Dans l'autre cas ,le chargement est une opération indépendante ,ce qui nécessite l'emploi de moyens de chargement .

L'avantage des chargeuses ,en comparaison avec les excavateurs sont les suivants :

- Grande capacité du godet par rapport à la masse de la chargeuse ;
- Grande vitesse de déplacement ;
- Grande manoeuvrabilité ;
- Le rendement des chargeuses ne depend pas de la hauteur du chantier ;
- Possibilité de desservir par une seule chargeuse plusieurs carrières distantes de 6 Kms l'une de l'autre ;
- Frais d'exploitation réduits ainsi que le prix d'achat .

Il existe deux types de chargeuses sur chenilles .

Les principales caractéristiques des chargeuses sur pneus sont :

- Elles sont mobiles ;
- Elles ont une vitesse élevée ;
- Elles peuvent circuler sur des surfaces revêtues ;
- Elles ont une souplesse lors de l'utilisation .

Les chargeuses sur chenilles ont une pression au sol très faible peuvent travailler sur des terrains très difficiles et ont une grande facilité lors du creusement et du chargement.

Elles ont aussi une bonne adherence au sol, une possibilité de rester

pratiquement sur place et un effort de traction très important .

Les principaux paramètres des chargeuses sont :

- Capacité de charge ;
- Force d'arrachement ;
- Hauteur de déchargement du godet ;
- Angle de basculement du godet lors du chargement .

Le temps de cycles de fonctionnement d'une chargeuse comprend

- Le temps de chargement ;
- Le temps de transport de la charge ;
- Le temps de déchargement ;
- Le temps de retour de l'engin .

Le rendement effectif de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{\text{eff}} = \frac{3600 \cdot E \cdot K_r \cdot \gamma \cdot T_p \cdot K_u}{t_c \cdot K_f} \quad ; [\text{t/poste}]$$

E:capacite du godet de la chargeuse ; [?].

Kr:coefficient de remplissage du godet de la chargeuse ;

γ :masse volumique ;[t/m³]

Tp:durée d'un poste de travail ;[h]

Ku:coefficient d'utilisation de la chargeuse ;

Ku = 0,6 - 0,8

t_c:durée de travail d'un cycle ;[s]

t_c = t_r + t_{ch} + t_d + t_v

t_r:durée de remplissage du godet ;[10 - 15 s]

t_d:durée de déchargement du godet ;[7 - 15s]

t_{ch} :durée de parcours de la chargeuse chargée ;[s]

$$t_{ch} = 3,6 \cdot L_{ch} / V_{ch}$$

L_{ch}:longueur du parcours de la chargeuse chargée ;[m]

V_{ch}:vitesse de la chargeuse chargée ;[Km/h]

t_v:durée de parcours de la chargeuse à vide ;[s]

$$t_v = 3,6 \cdot L_v / V_v$$

L_{ch}:longueur du parcours de la chargeuse chargée ;[m]

V_{ch}:vitesse de la chargeuse chargée ;[Km/h]

G) LE TRANSPORT: [9]

Le moyen de transport le plus répandu dans les mines contemporaines est le transport par camions , dont les caractéristiques sont :

- La manoeuvrabilité ;
- La possibilité de surmonter des pentes élevées ;
- La simplicité d'organisation du travail.

La mise en oeuvre du transport par camions est rationnelle si la distance de déplacement est de deux à trois kilomètres (2 - 3Km) et même jusqu 'à cinq kilometres , la capacité du camion influe sur la distance de transport d'après le tableau suivant :

CAPACITE [t]	≥ 10	25-30	≤ 40	>40
DISTANCE	1-1,5	2-3	5	7-8

Les paramètres géométriques du camion Euclid , les types de camion ainsi que les caractéristiques techniques des camions qui sont les plus répandues dans les mines d'Algerie sont représentées dans le tableau suivant :

PARAMETRES	TYPE DE CAMION					
	EUCLID	EUCLID	PERLINI	PERLINI	KOMATSU	KOMATSU
	R.35	R.50	R.35	R.50	HD.320	HD.460
Capacité de charge ;t	35,0	45,4	32	50	32	46
Capacité de la benne ;m	17	23,5	20,6	-	18	32
Puissance;c	400	576	394	394	-	-
Rayon de br quage ;m	7,9	9,5	9,67	10,6	7,2	8,0
Poids total chargé ;t	61,5	81,3	56,2	99,3	57,8	83,6
Poids à vide ;t	25,3	35,9	-	-	25,75	37,5
Dimensions de camion :						
-Longueur ;	8,45	9,27	7,88	9,38	7,65	-
-Largeur ;m	3,85	3,84	3,7	4,35	4,63	-
-Hauteur ;m	3,81	4,50	3,48	4,05	6,95	-

- Volume nécessaire de la benne : "V"

$$V = 3,63.E - 4,38 L - 0,039E^2 + 0,545 L^2 + 0,67 E L + 9,39 \quad ; [m^3]$$

E:capacité du godet de la chargeuse ; [m³]

L:distance de transport :[Km]

- Capacité de charge du camion : "Qa"

$$Q_a = (\gamma / K_f) \cdot V_a \quad ; [t]$$

γ : densité du calcaire

V_a : volume de la benne du camion choisi ; [m³]

K_f : coefficient de foisonnement de la roche dans la benne du camion donné par la formule suivante:

$$K_f = \frac{d_m \text{ m}^2}{0,85 (V_a)^{1/3}} \exp \left(1 - \frac{d_m \text{ m}^2}{0,73 (V_a)^{1/3}} + 1,35 \right)$$

- Coefficient d'utilisation de la capacité de charge :

$$K_q = Q_a / Q_m$$

Q_m : capacité de charge du camion choisi ; [t]

- Coefficient d'utilisation de volume "Kuv":

$$K_{uv} = V_b / V_g$$

V_b : volume calculé de la benne

V_g : volume géométrique

- Nombre de cycles possibles d'un camion par poste "r":

$$r = 60 \cdot T_p \cdot K_u / T_{cc}$$

T_p : durée d'un poste ; [h]

K_u : coefficient d'utilisation

T_{cc} : durée d'un cycle ; [min]

- Nombre de cycles pour déplacer la charge d'un poste "R":

$$R = Q_p \cdot K_i / Q_a$$

K_i : coefficient d'irrégularité

Q_p : production d'un poste

Q_a : capacité du camion

- Nombre de camions nécessaires en marche :

$$N_c = R / r$$

- Nombre de camions en réserve et en marche :

$$N_t = N_c / (0,7 - 0,8)$$

- Rendement du camion par poste "Rc":

$$R_c = \frac{60 \cdot Q_a \cdot K_u \cdot G \cdot T_p \cdot K_q}{t_{par}} ; [t / poste]$$

K_q: coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion , (K_q ≤ 1)

T_p: durée d'un poste ; [h]

T_{par}: durée d'un parcours (d'un cycle); [mn]

Q_a: capacité de charge ; [t]

K_u: coefficient d'utilisation d'un poste ;

$$T_{par} = T_{ch} + T_m + 60 \cdot L / V_1 + 60 \cdot L / V_2 + t_d$$

T_{ch}: temps de chargement du camion ; [min]

t_m: temps nécessaire aux manoeuvres ; [min]

L: distance nécessaire au transport ; [Km]

V₁: vitesse à charge ; [Km /h]

V₂: vitesse à vide ; [Km / h]

$$V_1 = (1/3) \cdot V_{max} ; V_2 = 1/2 \cdot V_{max}$$

t_d: temps de déchargement ; [min]

t_{ch}: temps de chargement du camion ; [min]

$$t_{ch} = t_c \cdot m ; [min]$$

t_c: durée d'un cycle de la chargeuse ; [min]

m: nombre de godets pour charger le camion ;

$$m = (Q_a \cdot K_f) / (E \cdot K_r \cdot \gamma)$$

Q_a: capacité du camion ; [t]

E: capacité du godet de la chargeuse ; [m³]

Kf: coefficient de foisonnement des roches

Kr: coefficient de remplissage du godet

γ : poids volumique de la roche

La vitesse de déplacement des camions à vide et à charge est fonction de la nature de la piste et de sa pente ; le tableau suivant détermine ces vitesses moyennes de déplacement :

Pistes	Vitesse moyenne du camion Km / h	
	en charge	à vide
Pistes entretenues et macadimisées	30 - 32	40 - 44
Pistes bien entretenues et revêtues en béton	34 - 45	46 - 52
Pistes en carrière (sur les gradins)	11 - 13	13 - 16
Pistes sur terrils	11 - 17	13 - 19
Pistes dans les excavateurs inclinés:		
- Pistes en béton avec i=2%	25 - 30	48 - 52
- Pistes en béton avec i= 6%	16 - 18	33 - 36
Piste macadimisées avec i= 2%	20 - 22	47 - 52
Piste macadimisées avec i= 8%	13 - 15	28 - 32

HD LA MISE A TERRIL : [4,9]

La mise à terril est un processus de déplacement des roches stériles et leur dépôt dans des endroits spécialement réservés ,à cet effet .

On distingue trois types de terrils :

- Les terrils intérieurs qui sont placés dans l'espace exploité de la mine crée par l'enlèvement du gîte du minerai et des stériles; c'est la méthode la plus rationnelle car les stériles sont placés juste à côté du lieu d'extraction et occupent des endroits inutiles pour l'agriculture et permettent de récupérer les frais de transport .Ce type de terrils est employé seulement lors de l'exploitation des gisements horizontaux et des gisements peu inclinés .

- Les terrils extérieurs sont situés hors du champs de la mine, c'est à dire au delà de la limite de la mine pour ne pas créer de perturbations pour l'exploitation du minerai ,pour cela il faudra choisir un relief adéquat pour le dépôt de stériles comme par exemple ,les ravins ,les terres inutiles pour l'agriculture .

ce type de terrils est utilisé lors de l'exploitation des gisements inclinés et dressants.

- Les terrils combinés comprenant les deux types de terrils déjà cités ,ils sont utilisés généralement dans la majorité des cas lors de l'exploitation des gisements horizontaux et peu inclinés et de grande épaisseur des roches stériles. Dans ce type de terrils, les stériles des gradins supérieurs sont déplacés au terrils extérieurs et celles des gradins inférieurs au terril intérieur .

Lors du choix du terrain de dépôt, ce dernier doit satisfaire aux exigences suivantes :

- Capacité suffisante ;
- Emplacement commode ;
- Sécurité de travail ;
- Rendement élevé des engins travaillant au terril ;
- Sécurité de travail.

Les terrils peuvent être à jardin unique ou à plusieurs gradins et leur extension peut se faire de manières différentes :

Parrallèle ,en éventail ou circulaire .

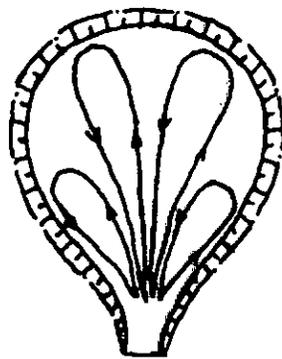
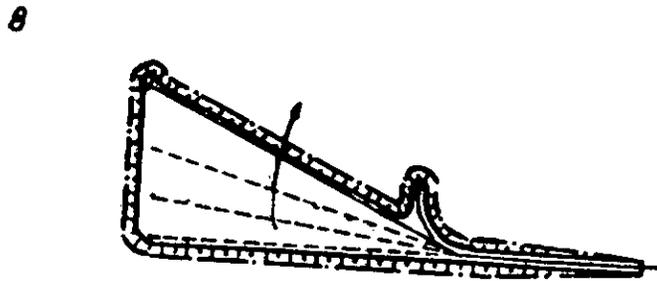
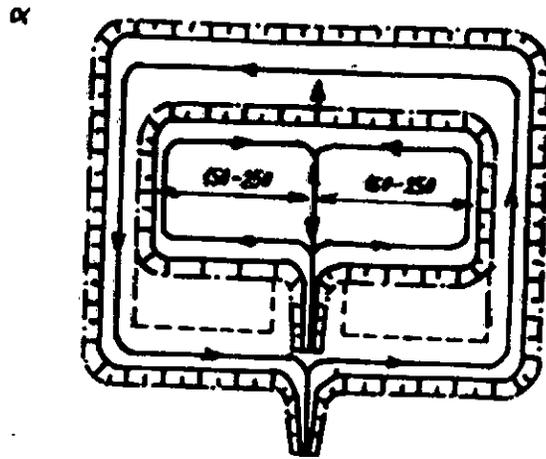
L'extension parrallèle ou en éventail est généralement employée pour les terrils interieurs, celle circulaire est employée pour les terrils extérieurs .

La constitution des terrils par la méthode périphérique est plus efficace à cause du volume réduit des travaux d'aplanissement lors de la constitution des terrils par la méthode de surface car celle-ci nécessite l'utilisation de scrapers pour l'exploitation et le transport des stériles

Les terrils intérieurs peuvent être construit directement par les excavateurs utilisés pour l'enlèvement des roches stériles pour cela leur organe de travail doit avoir une longueur suffisante.

Lors de la réalisation des terrils extérieurs ,la surface nécessaire "St" est déterminée d'après le volume des roches stériles (V_s) déplacées de la mine au terril et à la hauteur "Ht" du terril:

$$St = V_s \cdot K_f / Ht \cdot \eta$$



FIG

SCHEMAS DE DEVELOPPEMENT DES TERRILS:

a) PARRALLÉLE

b) EN EVENTAIL

c) ANNULAIRE

K_f : coefficient de foisonnement des roches en terril

$K_f = 1,1 - 1,4$

η : coefficient de remplissage de la surface du terril qui dépend de la forme du terril et de leur paramètres.

Pour le terril à gradins uniques : $\eta = 0,8 - 0,9$

Pour les autres terrils : $\eta = 0,6 - 0,7$

Pour la construction des terrils ,l'engin le plus utilisé est le bulldozer lors du transport des stériles par camions . Dans ce cas les stériles sont déchargées sur la surface supérieure au terril et poussées ensuite vers l'arête du terril par les bulldozers .

Les avantages de ce type de mise à terril sont :

- Simple organisation des travaux lors de la construction et de l'exploitation des terrils ;
- Mobilité et manoeuvrabilité des engins appliqués ;
- Petites (moindres) dépenses d'exploitation .

Lors de l'utilisation de la méthode périphérique et pour des raisons de sécurité, on place un remblais de hauteur 0,5 - 0,8 m et de largeur 2 - 2,5m (fig)

La hauteur des terrils constitués par bulldozer dans le cas des roches et varie de 25 à 30m pour les roches dures ,pour les terrains sableux de 15 à 20m et pour les argiles de 10 à 15 m.

Dans les mines à relief montagneux ,la hauteur de ce type de terril atteint 150 m et plus.

Le calcul des terrils constitués à l'aide du bulldozer inclue la détermination de la surface du terril ,nombre de zones de terrils longueur du front de déchargement et le nombre de bulldozers.

a) Nombre de camions qui déchargent les roches au terril :

$$N_c = Q_{cs} \cdot K_{ir} / R_c \quad , [1/h]$$

Q_{cs} : productivité horaire en roches stériles de la mine
[m³/h]

K_{ir} : coefficient de travail irrégulier de la mine en roches stériles ; $K_{ir} = 1,25 - 1,5$

R_c : rendement horaire du camion ; [m³/h]

b) Nombre de camions déchargeant simultanément :

$$N_{cs} = N_c \cdot t_{dm} / 60$$

t_{dm} : durée des manoeuvres et de déchargement des camions ; $t_{dm} = t_d + t_{ch} + (3 - 4)R / V_c$; [min]

t_d : durée de déchargement ; 0,5 - 1

t_{ch} : durée de changement des vitesses ; 0,1 - 0,15

R : rayon de braquage durant les manoeuvres

V_c : vitesse du camion lors des manoeuvres

$$V_c = 70 - 120 \text{ [m/min]}$$

c) la longueur du front de déchargement :

$$L_d = N_{cs} \cdot l_z \quad ; [m]$$

l_z : largeur de la zone le long du front de déchargement occupé par un camion lors des manoeuvres ; [m]

d) Le nombre de zones où les camions déchargent :

$$N_{zd} = L_d / (60 - 80)$$

e) le nombre de zones de réserves

$$N_{zr} = (0,5 - 1,0) N_{zd}$$

f) Le nombre total de zones

$$N_z = N_{zd} + N_{zr} + N_{za} = (2,5 - 3) N_{zd}$$

N_{za} : nombre de zones où on effectue des travaux

d'aplanissement ; $Nza = Nz_d$

g) Longueur totale du front de terril

$$l_t = (60 - 80) Nz \quad ; [m]$$

$$l_t = (25 - 80) L_d \quad ; [m]$$

h) La productivité horaire du terril à l'aide du bulldozer:

$$Q_t = Q_{ca} \cdot K_{déch} \quad ; [m^3]$$

$K_{déch}$: coefficient tenant compte du processus technologique par camion = 0,5 - 0,7

$$K_{déch} = V_{ar} / V_{cam}$$

V_{ar} : volume des roches déchargées par camion ; $[m^3]$

V_{ar} : volume des roches restant près de l'arête après déchargement ; $[m^3]$

i) Rendement du bulldozer par poste lorsqu'il pousse les roches au talus:

$$R'_B = (3600 \cdot V_r \cdot T_p \cdot K_u) / t_c \quad ; [m^3 / \text{poste}]$$

V_r : volume du prisme de raclage pendant un cycle ; $[m^3]$

t_c : durée d'un cycle de travail ; $[s]$

T_p : durée d'un poste ; $[h]$

K_u : coefficient d'utilisation du bulldozer

$$t_c = L_p / V_1 + L_d / V_2 + (L_p + L_d) / V_3 + L_{ch} + t_{ab}$$

L_p et L_d sont les distances de la prise des roches et la distance de leur déplacement respectivement par bulldozer
 V_1 et V_2 vitesses respectives durant la prise et le déplacement des roches ; $[m/s]$

V_3 : vitesse de la course à vide ; $[m/s]$

t_{ch} et t_{ab} : les durées respectives de changement des vitesses et de l'abaissement de la lame

$$t_{ch} = 5s \quad ; t_{ab} = 4s$$

j) Le rendement par poste du bulldozer effectuant des travaux d'aplanissement :

$$R'_{\text{B}} = \frac{3600 \cdot F \cdot T_p \cdot K_u}{m (L_z / V_B + t_{br})} \quad ; [m^3/\text{poste}]$$

F: surface aplanie par un passage du bulldozer

$$F = (b \sin \alpha' - 0,5) L_z \quad ; [m^2]$$

L_z: longueur de la zone aplanie ; [m]

b: longueur de la lame du bulldozer ; [m]

α': angle de la position de la lame

V_B: vitesse de mouvement du bulldozer [m/p]

m: nombre de passages du bulldozer nécessaire pour l'aplanissement de la surface "F"

t_{br}: durée de braquage du bulldozer ; [s]

k) Le nombre de bulldozers assurant tous les travaux de mise en terril pendant un poste :

$$N_B = Q_t \cdot T_p / R'_{\text{B}} - V_{ap} / R'_{\text{B}}$$

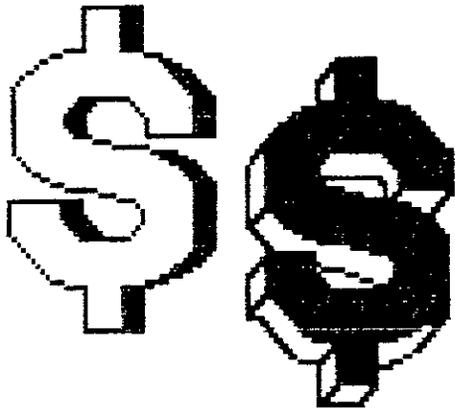
V_{ap}: volume par poste de travaux d'aplanissement ; [m³]

l) Nombre d'engins tenant compte du coefficient de réserve:

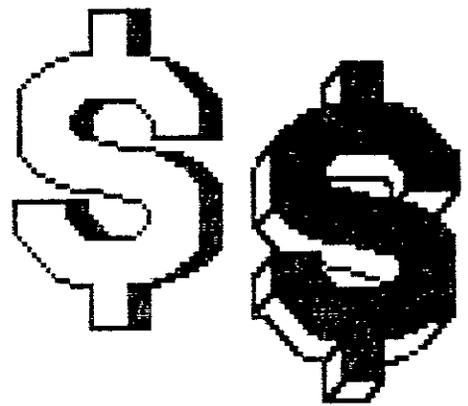
$$(K_r = 0,75 - 0,85)$$

$$N_{Br} = N_B / K_r$$

Paramètres	Dépenses
- Réalisation de la foration	d24
- Réalisation du tir	d25
- Les travaux de chargement	d26
- Les travaux d'excavation	d27
- Le rippage	d28
- Les travaux du scraper	d29
- Les travaux du bulldozer	d30
- Les travaux de mise à terril	d31



**ETUDE
ECONOMIQUE**



ECONOMIE: [18]

La complexité du processus décisionnel de faisabilité minière requiert l'utilisation de nombreux paramètres qui , dans l'ensemble , sont reliés les uns aux autres et doivent être modifiés à plusieurs reprises pour qu'ils puissent tous et chacun s'ajuster à un modèle financier cohérent .

Le secteur minier lors de l'exploitation d'un gisement requiert un maximum de développement et d'infrastructures . la configuration des gîtes miniers est souvent complexe et fait appel à une réelle stratégie d'implantation .

Chaque dépôt minéralisé est unique et comporte ses particularités .Le choix de la méthode adéquate est difficile parce qu'il repose sur des paramètres dont la justesse peut être limitée et dont la nature est très variée .

La morphologie du gisement et les propriétés de la roche détermineront le type de méthode d'exploitation , et de façon préliminaire , les infrastructures nécessaires .Pour ces raisons nous essayons , dans le présent document , d'estimer le prix de revient d'une tonne de minerai extraite après avoir identifié

toutes les tâches d'exploitation afférente à la méthode utilisée et d'estimer leur prix de revient technique prévisionnel .

Les dépenses dues aux travaux de géologie sont : D₁

- l'étude de la localisation..... [DA]
- la réalisation des plans topographiques..... [DA]
- La détermination du réseau hydrographique..... [DA]
- L'étude météorologique..... [DA]
- L'étude de la géologie du gisement..... [DA]
- Les dépenses du personnel..... [DA]

Les dépenses dues aux travaux de prospection et d'estimation des réserves: D₂

Selon la catégorie des réserves que nous voulons obtenir , on peut déterminer :

- Le nombre de sondage à effectuer ;
- La densité de la maille de recherche ;
- Le nombre d'ouvrages miniers (tranchées , puits ,...)

Ce qui engendre les dépenses suivantes :

- Le nombre de sondeuses utilisés..... N_s→..... [DA]
- Les consommables des sondeuses

- * Lubrifiant..... [DA] / litre
- * Tige de rallonge [DA] / unité
- * Carburant..... [DA] / litre
- Le personnel..... [DA]

Les dépenses dues à la détermination des propriétés de la roche :D3

Ces dépenses sont établies par le laboratoire qui traitera les échantillons dans une facture et qui seront assurés par l'entreprise minière :DA

Les dépenses qui seront engendrées par la délimitation de la mine:D4

- La location du terrain..... [DA]/ m²
- Dépenses dues aux déterminations des contours..... [DA]

Les dépenses ou investissements pour la construction de la mine:D5

- Aménagement ou réaménagement d'un
- chemin et son entretien[DA]
- Préparation du site de la mine.....[DA]
- Les installations (infrastructures).....[DA]

Les coûts des installations sont fonction du coût de la main d'oeuvre ,des matériaux et de la dimension désirée ,celle-ci étant proportionnelle à la taille de l'exploitation .

- La réalisation des tranchées d'accès..... [DA]
- La réalisation des tranchées de découpage.....[DA]
- Les travaux de découverte.....[DA]

Pour ces trois derniers paramètres , l'évaluation des dépenses est déterminée selon la mécanisation utilisée .

Les dépenses dues à l'exploitation:D6

- * Le forage
- Type de la sondeuse.....Marque

- Rendement de la sondeuseRs
- Prix d'une sondeuse.....[DA]
- Nombre de sondeuses.....Na→ [DA]
- Les consommables:
 - _ Electricité ou carburant.....[DA]/kw
ou [DA]/litre
 - _ Fleuret.....[DA]/unité
 - _ Lubrifiant.....[DA]/litre
 - _ Tiges de rallonge.....[DA]/unité
- * Le tir
 - ExplosifNature
 - Quantité de la charge de fond.....[DA]/Kg ou /c
 - Quantité de la charge de colonne.....[DA]/Kg ou /c
 - Cordeau détonant[DA] / m
 - Fil électrique.....[DA] / m
 - Les amorçes.....[DA] / unité
- * Le tir secondaire
 - ExplosifNature
 - Quantité de la charge[DA]/Kg ou /c
 - Cordeau détonant[DA] / m
 - Fil électrique.....[DA] / m
 - Les amorçes.....[DA] / unité
- * Le chargement
 - Type de la chargeuseMarque
 - Capacité de la chargeuse.....E
 - Prix de la chargeuse.....[DA]

- Nombre de chargeuses.....Nc →Nc.DA
- Rendement de la chargeuse.....R
- Carburant.....[DA]
- Lubrifiant.....[DA]
- * Le transport
- Type de camion.....Marque
- Capacité du camion.....Qa
- Prix du camion.....[DA]
- Nombre de camions.....Nca →DA
- Carburant.....[DA]
- Lubrifiant.....[DA]
- * Les excavateurs à godet unique
- Type de l'excavateur.....Marque
- Capacité de l'excavateur.....E
- Prix de l'excavateur.....[DA]
- Nombre d'excavateurs.....Nex →DA
- Carburant.....[DA]
- Lubrifiant.....[DA]
- * Les bulldozers
- Type du bulldozer.....Marque
- Quantité de roches refoulées à chaque cycleq'
- Débit horaire du bulldozer.....D
- Rendement du bulldozer.....Rbp
- Prix d'un bulldozer.....[DA]
- Nombre de bulldozers Nbt →[DA]
- Carburant.....[DA]
- Lubrifiant.....[DA]

* Les rippers

- Type du ripper.....Marque
- Prix du ripper.....[DA]
- Nombre de rippers.....Nr →.....[DA]
- Rendement du ripper.....R_r;R'_r
- Carburant.....[DA]
- Lubrifiant.....[DA]

* Les scrapers

- Type du scraper.....Marque
- Prix du scraper.....[DA]
- Nombre de scrapers.....N_{sc} →[DA]
- Rendement du scraper.....R
- Capacité du scraper.....E
- Carburant.....[DA]
- Lubrifiant.....[DA]

* Les terrils

Les engins servant à l'exploitation du minerai servent même pour la mise à terril .Les engins déjà cités sont ceux utilisés à cet effet. d'où pour le calcul des dépenses de la mise à terrils ,il suffit de tenir compte des paramètres et des dépenses pour ces engins qui sont décrits précédemment .

Nous pouvons maintenant rédiger un tableau récapitulatif qui nous permettra d'estimer le prix de revient d'une tonne de minerai extraite en s'appuyant sur les éléments du prix de revient :

* Les frais fixes :

Ce sont des frais dont le montant est indépendant du niveau de production ou d'activité. Ils constituent une partie importante des coûts supportés par l'entreprise. Les paramètres des frais fixes

Eléments du prix de revient	Les frais [DA / t]
* Les frais fixes:	
- Les impôts et taxes	f_1
- Les assurances	f_2
- Les salaires	f_3
- Les amortissements	f_4
- Les frais d'entretien systématique	f_5
- Total des frais fixes	$F_f = \sum f_i$
* Les frais variables	
- Les consommables	f'_1
- Les fournitures	f'_2
- L'énergie	f'_3
- La main d'oeuvre directe	f'_4
- Total des frais variables	$F_v = \sum f'_i$
* Les frais divers	
- Le stockage	f''_1
- Le transport de matériel	f''_2
- Le personnel requis à ces fins	f''_3
- La main d'oeuvre saisonnière	f''_4
- Total des frais divers	$F_d = \sum f''_i$
* Autres dépenses	F_a
* Les frais totaux	$F = \sum F_i$



CONCLUSION

VII) CONCLUSION

Chaque dépôt minéralisé est unique et comporte ses particularités. Le choix de la méthode adéquate est difficile parce qu'il repose sur des paramètres dont la justesse peut être limitée et la nature est très variée : la forme géométrique du gisement et les propriétés du massif détermineront de façon préliminaire, la méthode d'exploitation et les infrastructures.

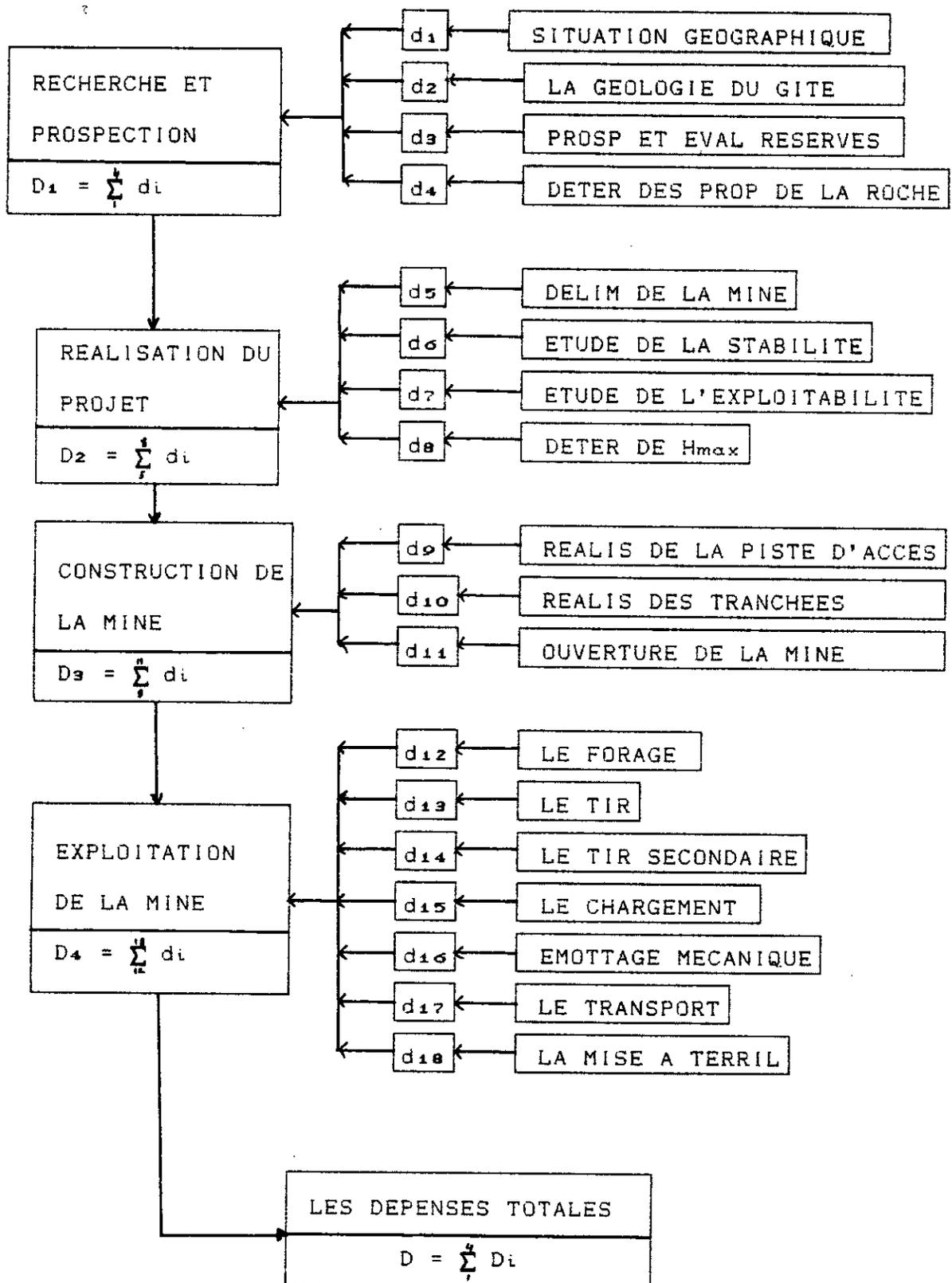
La détermination du rythme de production minière ne peut être systématique, car il existe une infinité de possibilité de combiner les paramètres d'un dépôt minéral.

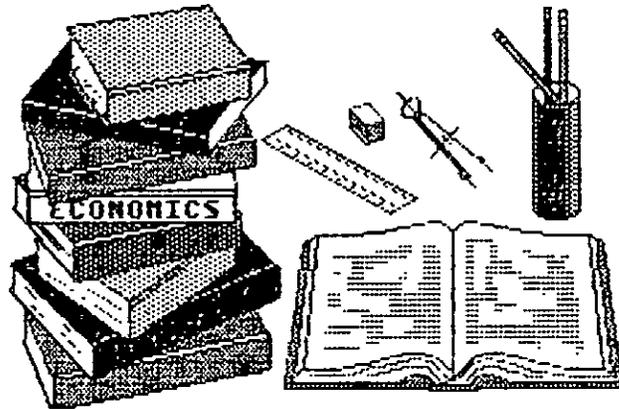
Dans une première étape la quantité de réserves minières disponibles pourra permettre d'évaluer, en fonction du choix préliminaire du rythme de la production, la longévité de l'opération.

Ce contexte consiste à évaluer les dépenses d'une exploitation minière. En s'appuyant sur les paramètres de l'exploitation, nous donnons la méthode de calcul des dépenses totales ou bien le prix de revient d'une tonne de minerai extraite après avoir imputer les frais fixes sur chaque tâche d'exploitation d'où l'organigramme suivant :

ORGANIGRAMME DES DEPENSES RELATIVES AUX TACHES

D'EXPLOITATION A CIEL OUVERT





BIBLIOGRAPHIE

BIBLIOGRAPHIE

- [1] - ABOULAYE 1989
Détermination du coefficient de découverte des gisements de minerais utiles dans les conditions du gisement de gypse de Médéa PFE , ENP , Alger .
- [2] - BELAIDI 1988
Projet de la technologie et de la mécanisation complexe des travaux miniers dans la carrière de Ouenza PFE , ENP , Alger .
- [3] - BENYOUNES 1991
Etude géotechnique et analyse de la stabilité des talus dans la carrière de calcaire de Meftah
Magister ENP , Alger
- [4] - N. CHIBKA 1980
Exploitation des gisements métallifères O.P.U Alger
- [5] - FOUIAL 1992
Projet d'exploitation de la carrière de granulat de DJEBEL BOUZEGZA
PFE , ENP , Alger
- [6] - A. GABAY et J. ZEMP 1971
Les engins mécaniques de chantier Edition BORDAS Paris
- [7] - K. HERMANN 1971
Précis de forage des roches, Edition DUNOD Paris
- [8] - KHADRAOUI 1994
Projet d' exploitation du gisement de calcaire de Ain- Kerma PFE , ENP , Alger
- [9] - KOVALENKO 1986
Exploitation des carrières O.P.U , Alger
- [10] - A. MARECHAL et J.P. ROUILLIER 1970
Etude géostatistique des gisements de bauxite français
Revue de l'industrie minérale
- [11] - Dj. MERABET et V. STEPANOV Tome 1 1987
Principes de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert O.P.U. Alger
- [12] - MERZOUGUI 1994
Exploitation du gisement de calcaire de Djebel Abiad pour la production du granulats
PFE , ENP Alger
- [13] - MULLER 1965
Aide mémoire mine Tome 1

- [16] - G. TEMTCHENKO 1981
Principes de l'élaboration des projet de mines O.P.U Alger
- [17] - TOUKAL 1991
Détermination des propriétés physico-mécaniques et étude de détermination de la stabilité du talus dans les conditions de la carrière de Keddara PFE , ENP , Alger
- [18] - LEGHRIEB 1993
Réalisation d'un plan de tir dans un massif fissuré en utilisant le logiciel OPTIR
Magister , ENP , Alger