

11/95

*REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE
ET POPULAIRE*

*MINISTRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET
DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE*

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT DE GENIE MINIER

الدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Mémoire du projet de fin d'études

Thème

*Détermination des limites
d'exploitabilité d'un gisement
métallifère dressant*

4 PLANCHES

Proposé par:

Mr : M. SALHI

Etudié par:

*Nour-Eddine
MOUZAQUI*

Dirigé par:

Mr: M. SALHI

Promotion :95

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE
ET POPULAIRE

MINISTRE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET
DE LA RECHERCHE SCIENTIFIQUE

ECOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE

DEPARTEMENT DE GENIE MINIER

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Mémoire du projet de fin d'études

Thème

*Détermination des limites
d'exploitabilité d'un gisement
métallifère dressant*

Proposé par:

Mr : M. SALHI

Etudié par:

*Nour-Eddine
MOUZAOUI*

Dirigé par:

Mr: M. SALHI

Promotion :95

Dédicace

المدرسة الوطنية المتعددة التقنيات
BIBLIOTHEQUE — المكتبة
Ecole Nationale Polytechnique

Je dédie ce modeste travail,

à mes parents,

à mon frère aziz et sa famille;

à mes soeurs;

à ceux qui me sont chers

NourEddine MOUZAOUI

REMERCIEMENTS



Je ne saurais présenter ce travail sans exprimer mes remerciements à tous, grâce auxquels j'ai pu établir ce travail.

Je remercie mon promoteur, Mr: Mohamed SALHI, pour son suivi et ses conseils durant toute la période de préparation de ce travail.

Je tiens à remercier également Mr le Dr: Med. AGUID BACHAR, pour les recommandations qu'il m'a prodiguées durant les derniers mois de ce travail.

J'adresse mes remerciements à tous les enseignants de l'ENP, qui ont contribué à ma formation et en particulier:

- Le chef de département Mme: S. CHABOU.
- Mr: A. AIT- YAHATENE.
- Mr: Dj-Eddine MERIEM.
- Melle: N. BOUMBAR.
- Mr: A. SAADA.

Mes remerciements s'adressent également à Madame et Messieurs les membres du jury pour avoir bien voulu examiner ce modeste travail.

SOMMAIRE

<i>INTRODUCTION</i>	1
<i>CHAPITRE:I. GENERALITES</i>	2
I. 1 - ENVIRONNEMENT NATUREL DES MINERAIS DE FER.....	2
I. 2- DIFFERENTES PROPRIETES DES MINERAIS DE FER:.....	5
<i>CHAPITRE:II. BASE ECONOMIQUE D'ETUDES</i>	14
II. 1- CRITERES D'APPRECIATION:.....	14
II. 2 - RAPPORT DE DECOUVERTURE COMME CRITERE ECONOMIQUE :.....	15
II. 3- AUTRES CONDITIONS DE L'EXPLOITABILITE D'UN GISEMENT:.....	23
<i>CHAPITRE:III. TRAITEMENT DES DONNEES</i>	25
III. 1- STABILITE DES PENTES MOYENNES:.....	25
I. 2-ELABORATION DES PRINCIPAUX PARAMETRES DE LA MINE A CIEL OUVERT:.....	31
<i>CHAPITRE:IV EXPLOITATION A CIEL OUVERT</i>	49
IV. 1- DEFINITION :.....	49
IV. 2- APPRECIATION DE PARAMETRES DE LA MINE A CIEL OUVERT:.....	49
IV. 3- MODE OPERATOIRE DES TRAVAUX D'EXTRACTION:.....	55
IV. 4- TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR:.....	58
V. 4- TRAVAUX DE CHARGEMENT.....	60
IV. 6- TRANSPORT.....	63
VI. 8- MISE A TERRIL.....	66
IV.9- ORGANISATION DES TRAVAUX D'EXPLOITATION :.....	67
<i>CHAPITRE:V EXPLOITATION SOUTERRAINE</i>	68
V. 1 - GENERALITES:.....	68
V. 2.- MODE OPERATOIRE GENERAL DE L'EXPLOITATION SOUTERRAINE:.....	68
V. 3- CHOIX DE L'EMPLACEMENT DES PUTTS D'OUVERTURE.....	69
V. 4- TRAVAUX PREPARATOIRES.....	73
V. 4. 2- ELEMENTS DE LA MINE:.....	73
IV. 5- DESCRIPTIONS GENERALES DES METHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINE DES GISEMENTS METALLIFERES:.....	76
V. 6- PARAMETRES DES TRAVAUX DE FORATION ET DE TIR:.....	81
V. 7- ORGANISATION DES TRAVAUX MINERS:.....	83
<i>BIBLIOGRAPHIE</i>	86

INTRODUCTION

L'objet de ce travail est de fournir une vue sur le principe d'élaboration d'un projet minier. A cet effet, la méthode des variantes permettra de rationaliser les paramètres essentiels d'une mine. Dans ce cadre le rapport de découverte jouera un rôle incontournable dans cette étude.

En général, la méthode des variantes permet de comparer des éléments complexes ayant l'impact économique dans les différents sens de progression de la mine, ainsi que les décisions soient projetées sur les plans, technique, technologique, organisationnel ainsi que économique.

Le présent mémoire comporte cinq chapitres. Dans le premier, nous avons présenté des généralités concernant les minerais de fer, telles que: la géologie générale, les différentes propriétés physico-mécaniques, technologiques...

Dans le second chapitre, nous avons présenté les éléments des coefficients de découverte, et la précision des limites d'exploitation de la mine. Aussi, nous avons cité quelques facteurs, qui doivent considérer lors d'une étude de rentabilité d'une mine.

Le troisième chapitre sera consacré au traitement des données, pour l'élaboration du projet de la mine, dont les principales opérations sont.

- l'étude de la stabilité des pentes;
- la détermination des contours du champ d'exploitation à ciel ouvert.
- l'appréciation des réserves exploitables de la mine à ciel ouvert.

Dans les chapitres quatre et, cinq, nous aborderons l'étude des principaux problèmes d'exploitation minière. A cet effet, nous ne prétendons pas illustrer de tous les détails d'une exploitation classique. L'objectif étant de proposer un plan directeur d'exploitation.

Ainsi, ce travail ne se base pas sur des données concrètes (naturelles), ce qui nous permet de dire que certains indices tels que:

- la structure géologique du gisement.
 - les contraintes hydrogéologiques.
 - l'aperçu géographique de la région.
- n'auront pas d'impact majeur dans le projet.

Le gisement du minerai de fer considéré est positionné selon une situation topographique donnée (plan I), avec une série de sondages de reconnaissance.

I. 1 - ENVIRONNEMENT NATUREL DES MINERAIS DE FER : [1], [2], [3]

I. 1. 1 - GEOCHIMIE:

Le fer est l'un des éléments les plus répandus dans l'écorce terrestre, il se situe en 4ème position avec une teneur moyenne ou clarke de 5%. La plupart des gisements exploités ont une teneur comprise entre 30 et 65%, correspondant à un clarke de concentration, C'est à dire à un rapport teneur / clarke de 6 à 13

I. 1. 2 - CONSTITUANTS MINERALOGIQUES :

On distingue généralement les minéraux ferrifères, dont le fer est un constituant qui ne peut être remplacé par un autre élément que dans d'étroites limites, et les minéraux non ferrifères qui ne contiennent pas de fer, ou en contiennent de faibles quantités. [1], [2], [3]

I.1. 2. 1 - PRINCIPAUX MINERAUX FERRIFERES:

Les minerais contenant du fer, sont très nombreux, mais un nombre limité d'entre eux sont utilisés comme source de fer. Ce sont par ordre d'importance décroissante, les oxydes et hydroxydes, les carbonates et les silicates. De plus, la minéralogie de la plupart des minerais de fer est simple; un minerai donné contient rarement plus de 3 ou 4 minéraux ferrifères essentiels.

A) LES FERS NATIFS : sont rares.

B) LES OXYDES DE FER:

sont les constituants essentiels de tous les minerais riches.

- La Magnétite ($Fe_3 O_4$ ou $FeO \cdot Fe_2 O_3$), de titre 72,3% en fer lorsqu'elle est pure, de densité est 5.16; se présente souvent en cristaux du système cubique. C'est un minéral opaque, d'éclat métallique vif de couleur noir-de-fer à noir-bleuté. Ses propriétés magnétiques sont très importantes car elles facilitent la prospection des gisements.

- L'oligiste (hématite) ($Fe_2 O_3$), cristallise dans un système rhomboédrique, de titre 69% en fer lorsqu'il est pur; de densité 5,26. C'est un minéral opaque à éclat vif et à couleur gris-acier. Contrairement à la magnétite, sa poussière est rouge, et il n'est pas ferromagnétique.

- La Martite : Constituant très fréquent de minerais de fer, provient de l'oxydation de magnétite, transformée en oligiste avec conservation des formes extérieures des cristaux de magnétite. L'oxydation peut ne pas être totale.

- La Goethite et la lépidocracite : Toutes deux orthorhombiques et de même formule ($FeO(OH)$), elles sont très voisines par leurs propriétés.

Elles apparaissent le plus souvent en masses fibreuses de couleur brunâtre à poussière jaune pure; ces hydroxydes contiennent 62,8 % de fer.

C) CARBONATES :

Parmi les carbonates, seule la sidérose de la formule (Fe CO_3), pure, contient 48,8% de fer, mais celui-ci est souvent partiellement remplacé par Mg, Mn ou Ca; les teneurs en fer les plus courantes de la sidérose varient alors entre 40 et 45%. Elle appartient au système rhomboédrique. C'est un minéral blanc lorsqu'il est pur et la sidérose s'oxyde facilement en limonite et en hématite.

D) SILICATES:

De nombreux silicates contiennent du fer, associé à du (Mg) et l' (Al). On ne les rencontre que dans certains minerais comme minéraux accessoires.

E) LES SULFURES:

Les sulfures de fer et en particulier la pyrite, (Fe S_2), sont présents en petites quantités dans beaucoup de minerais de fer.

I. 1. 3- GEOLOGIE DES GISEMENTS DE MINERAI DE FER :

I. 1. 3. 1- CLASSIFICATION GEOLOGIQUE:

Le fer s'est concentré en gisements à des nombreuses époques géologiques, en de multiples endroits de la croûte terrestre, et dans des conditions génétiques variées.

La classification géologique la plus complète est celle basée sur la notion du type, telle que l'a proposée F. BRONDEL en 1955 et développée par P.ROUTHIER en 1963. Elle ne distingue pas moins de 15 types de gisements et un certain nombre de sous types. [1]

I. 1. 3. 2- QUARTZITES FERRUGINEUX ET GISEMENTS ASSOCIES :

I. 1. 3. 2. 1- QUARTZITES FERRUGINEUX:

Généralement rubanés, ils sont, à l'origine, d'énormes dépôts de quartzites ferrifères dont les seuls éléments sont pratiquement la silice et les oxydes de fer, les éléments secondaires étant peu nombreux et à faibles teneurs.

Ces dépôts sont riches en silice libre. Leur texture originale est extrêmement fine, recristallisée le plus souvent en une mosaïque quartzuse donnant des quartzites finement lités, à magnétite. Les grains de quartz et d'oxyde de fer ont des dimensions variant de quelques dizaines à quelques centaines de (μm).

Ces formations apparaissent dans tous les vieux socles précambriens du monde.

Ces dépôts ont été soumis à un métamorphisme plus ou moins intense et parfois, ont été fortement plissés, ce qui a favorisé leur évolution ultérieure et la formation des minerais riches à hématite.

Les quartzites ferrugineux ont des teneurs en fer variant entre 25 et 45%.

I. 1. 3. 2- GISEMENTS ASSOCIES :

La plupart des grands gisements de minerais riches à hématite se sont formés aux dépens de quartzites ferrugineux, par lessivage de la silice dans des conditions géologiques et géographiques particulières, dans certains cas, remise en mouvement d'une partie de fer par dissolution.

Malgré leur origine semblable, ces gisements présentent entre eux des différences importantes, à cause du dépôt originel, aux influences métamorphiques et tectoniques (plissements) qu'ils ont pu subir et aux conditions particulières de leur altération.

Le minerai est de dureté variable, il est constitué de grande masse à teneur en fer élevée (65% ~) il constitue souvent des amas de plusieurs centaines de millions de tonnes et donne lieu de très grandes mines à ciel ouvert.

I. 1. 3. 3- MINERAIS OOLITHIQUES:

Les minerais de fer oolithiques sont très répandus. Les gisements sont de taille moyenne à très grande, et se sont formés à plusieurs époques, mais principalement pendant les ères primaire (Ordovicien) et secondaire (Lias, Crétacé).

Ce sont des gisements sédimentaires marins, caractérisés par une structure oolithique: les oolithes sont des grains à concrétions formées de couleurs concentriques, ou développées autour d'un noyau généralement d'origine détritique.

Les oolithes et divers grains détritiques qui leur sont souvent associés sont enrobés dans un ciment dont la mise en place peut être soit mécanique, soit chimique.

Les gisements de minerai oolithique sont constitués d'une ou plusieurs couches de 1 à 10 et parfois 20 m d'épaisseur, pouvant couvrir des superficies considérables.

I. 1. 3. 4- MINERAIS DE SEGREGATION DANS LES ROCHES ACIDES :

Leur nom vient de l'interprétation que les géologues ont donnée pendant longtemps à leur origine. Il était admis que la minéralisation dérivait du même magma que les porphyres dont elle s'était différenciée en profondeur (d'où le terme de ségrégation).

Ces minerais sont importants par leur teneur élevée, la taille importante des gisements qu'ils constituent.

Ils sont associés à des laves acides et comprennent toujours de la magnétite, de l'oligiste et de l'apatite. Les teneurs en fer varient entre 50 et 71%, avec 0,8 à 2% de phosphore. le soufre est rare, mais les alcalins sont relativement abondants, et le titane et le vanadium fréquents.

I. 2- DIFFERENTES PROPRIETES DES MINERAIS DE FER:

I. 2. 1- PROPRIETES PHYSIQUES: [5]; [4]

On distingue les paramètres physiques suivants:

1- Masse volumique:

C'est la masse de l'unité de volume de l'échantillon à son état naturel, c'est -à- dire on tenant compte des pores.

$$\gamma = m_e / V_t, [\text{g/cm}^3];$$

où: m_e = masse de l'échantillon, [g];

V_t = volume de l'échantillon, [cm^3].

2- Masse volumique sèche:

C'est la masse de l'unité de volume des grains solides.

$$\gamma_s = m_s / V_t, [\text{g/cm}^3];$$

où: m_s = masse des grains solides , [g];

V_t = volume de l'échantillon, [cm^3].

3- Teneur en eau (ω):

C'est le rapport en [%] du poids de l'eau comprise dans l'échantillon au poids des grains solides .

$$\omega = (m_\omega / m_s) \cdot 100; \%$$

I. 2. 2- PROPRIETES MECANIQUES:

1- Résistance à la compression (R_c):

L'essai de la compression simple est l'essai le plus fréquent.

R_c , est la tension admissible, (avant la rupture) par unité de surface.

$$R_c = F_{\max} / S, \text{ [kgf/cm}^2\text{];}$$

où : F_{\max} = charge de destruction, [kgf];

S = section transversale de l'éprouvette, [cm²].

2- Résistance à la traction (R_t):

L'échantillon est chargé suivant deux génératrices, et la contrainte horizontale perpendiculaire au diamètre chargé, est une contrainte de traction.

$$R_t = F_{\max} / S, \text{ [kgf/cm}^2\text{]}$$

Pour des essais réalisés sur des éprouvettes:

$$R_t = 2 F_{\max} / \pi.d.h, \text{ [kgf/cm}^2\text{].}$$

Où: d = diamètre de l'éprouvette en (cm)

h = Hauteur de l'éprouvette en (cm)

f = Force appliquée à l'échantillon en (kgf).

Une approximation raisonnable permet de déterminer la résistance à traction par la formule empirique suivante : $R_t = R_c / 10, \text{ [kgf/cm}^2\text{].}$

3- Résistance au cisaillement (R_{cis}):

Elle est déterminée à partir de la résistance à la compression par la relation empirique suivante :

$$R_{cis} = R_c / 3, \text{ [kgf/cm}^2\text{].}$$

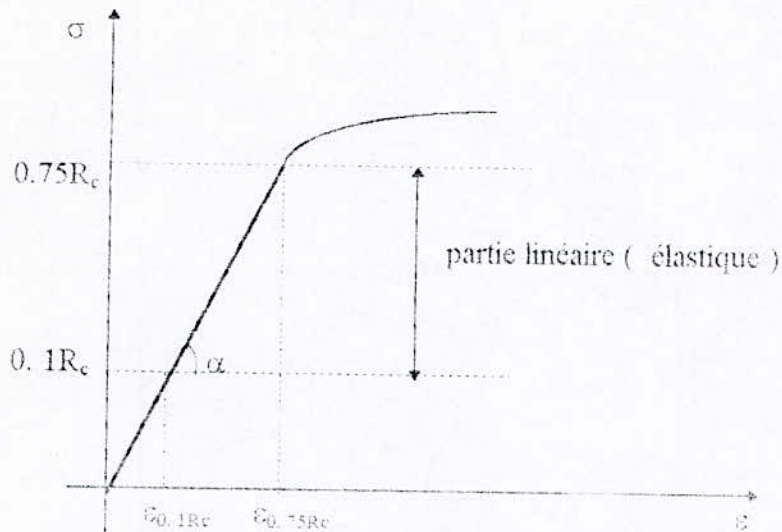
I. 2. 3 - LES PROPRIETES DE DEFORMABILITE:

1 - Module d'élasticité statique (E_s) :

Le module d'élasticité statique défini à partir de l'essai de compression, comme étant tangente ou la pente de la porte linéaire de la courbe [$\sigma_c = f(\epsilon)$], située généralement entre (0,1 et 0,75) R_c . (Fig . I.1)

$$E_s = \Delta\sigma / \Delta\epsilon = (0.75 - 0.10)R_c / (\epsilon_{0.75R_c} - \epsilon_{0.1R_c}) = 0.65R_c / \Delta\epsilon (R_c)_{0.75:0.1}$$

D'où: $E_s = \text{tg } \alpha$

Fig: I. 1 Module de l'élasticité statique (E_s)

2- Module d'élasticité dynamique (Module de YOUNG) E_d :

E_d : Il est défini par la formule suivante :

$$E_d = \gamma (V_p)^2 \text{ [MPa]}$$

V_p : Vitesse longitudinale de l'onde sismique, (m/s); dans le cas du minerai de fer :

$$V_l = 4500 \text{ m/s}$$

γ : La masse volumique (Kg / m^3).

I. 2. 4 - PROPRIÉTÉS TECHNOLOGIQUES: [4];[C1]

Les propriétés technologiques permettent de caractériser les degrés de difficulté d'exploitation d'un gisement. Ces propriétés sont exprimées par les formules empiriques suivantes :

1. Coefficient de dureté des roches selon " Protodiakonov "(f) :

$$f = R_c / 10 .$$

où: R_c en [MPa].

2- Indice de résistance au contact (I_c):

Il caractérise l'action de l'outil de foration sur la roche.

$$I_c = 1.9 R_c^{1.5};$$

où: R_c = Résistance à la compression en [MPa].

3. Coefficient de dureté de l'agrégat (f_{ag}) :

Il caractérise la pression relative fournie par l'outil de foration sur la roche pendant la destruction de celle-ci.

$$F_{ag} = I_c / 0.62$$

4. Indice de forabilité (I_f) :

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

Où : γ : masse volumique de la roche (avec l'eau) en [t / m³]

R_c ; R_{cis} : en [MPa].

Suivant l'indice de forabilité I_f , les roches sont classées en cinq (5) catégories:

Tableau: I. 1- Indice de forabilité.

CATEGORIE N°	FORABILITE	I_f
I	Très facile	1. : 5. 0
II	Facile	5. 1 : 10. 0
III	Moyenne	10. 1 : 15. 0
IV	Difficile	15. 1 : 20. 0
V	Très difficile	20. 1 : 25. ..

5. Indice de difficulté de destruction de la roche (D_{des}) :

$$I_{d,des} = 0,005 K_1 (R_c + R_t + R_{cis}) + 0,5 \gamma$$

Où

k_f = Coefficient tenant compte de la fissuration du massif, $k_f = 1.2 d_m + 0,2$;

d_m = Distance moyenne entre les fissures, $d_m = 0,5 : 1$ m [voir Tab: I.

R_c , R_t et R_{cis} , en [Kg.f. / cm²];

γ , en [Kg / dm³].

D'après l'académicien RJEVESKI V., les roches peuvent être divisées selon leurs résistances à la destruction (destructibilité) en cinq (5) classes :

Tableau: I. 2- Indice de difficulté de la destruction de la roche.

CATEGORIES N°	TYPE DE DESTRUCTION	$I_{d,des}$
I	Roche mi-dures denses-meubles	1.0 : 5.0
II	Roches dures facilement destructives	5.1 : 10
III	Roche durs moyennement destructibles	10.1 : 15.0
IV	Roche durs difficilement destructibles	15.1 : 20.0
V	Roche durs Très difficile destructibles	20.1 : 25

6. Indice de difficulté d'excavation pour les roches non abattue (I_{exe}).

Cet indice indique la difficulté d'excavation du massif.

$$I_{exe} = 0.3 \cdot K_1 \cdot (0.2 R_c + R_t + R_{cis}) + 0.3 \cdot \gamma$$

k_1 : Coefficient tenant compte de la minéralurgie de la roche (coefficient d'affaiblissement structural). [Tab- I.]

[R] : en [M.Pa]

7. Consommation spécifique étalon, théorique de l'explosif (Q_o) :

Elle représente une approche théorique de la consommation de l'explosif par mètre cube de roche abattue.

$$Q_o = 0.02 (R_c + R_t + R_{cis}) + 2\gamma \cdot (g/m^3) :$$

[R] : en [Kg.f / cm²] ; et γ : en [Kg. / dm³]

Les roches sont divisées suivant la "tirabilité" en 5 (Cinq) classes :

- Tirabilité facile .. = 10 g / m³;
- " moyenne .. = 10.1 : 20 g / m³;
- " difficile .. = 20.1 : 30 g / m³;
- " très difficile .. = 30.1 : 40 g / m³;
- " Exclusivement difficile .. = 40.1 : 50.0 g / m³.

La consommation spécifique étalon de l'explosif peut être utilisée pour classer les roches suivant leur tirabilité, elle peut être aussi la base de calcul préalable pour l'appréciation desparamètes du plan de tir.

8- Indice de difficulté d'exploitation ($I_{d,exp}$):

$$I_{d,exp} = 0.2 (k_f \cdot I_f + k_{Q_o} \cdot Q_o + k_{exe} \cdot I_{exe});$$

Les valeurs des k_f , k_q , k_{exc} sont tirées d'après les valeurs respectivement I_r , Q_o , I_{exc} [Tab-I. 4].

L'indice de difficulté à l'exploitation caractérise la roche dans son état naturel et tout en tenant compte :

- de l'excavation.
- de la foration.
- de la résistance au tir

Selon $I_{d,exp}$ on distingue les catégories suivantes :

Tableau: I. 3- Indice de difficulté de l'exploitation.

TYPE D'EXPLOITATION	$I_{d,exp}$
Facilement exploitable	1.0 : 2.5
Assez facilement exploitable	2.5 : 5.0
Moyennement exploitable	6.0 : 7.5
Difficilement exploitable	7.5 : 10

Tableau: I. 4- Paramètres de l'indice $I_{d,exp}$:

FORATION		CONSOMMATION (EXPLOSIF)		EXCAVATION	
I_r	k_f	Q_o (kg/m ³)	k_q	I_{exc}	k_{exc}
5	0.8	0.2	30	3	0.8
6 : 10	0.9	0.2 : 0.4	35	3 : 5	0.9
11 : 14	1.0	0.4 : 0.6	40	6 : 9	1.0
15 : 17	1.1	0.6 : 0.8	45	9 : 12	1.1
> 17	1.2	0.8 : 1.0	50	12 : 15	1.2

Tableau: I. 5- Classes des fissurations.

CATEGORIE	d_m (m)	k_f
Roches extrêmement fissurées	< 0.1	0.20
Roches fissurées	0.1 : 0.5	0.40
Roches moyennement fissurées	0.5 : 1.0	0.60
Roches peu fissurées	1.0 : 1.5	0.80

I. 5 - PARAMETRES GEOMECAIQUES: [5]

Selon la théorie de la courbe intrinsèque, la rupture se produira lorsque la contrainte tangentielle (τ) devient égale à une fonction $f(\sigma)$ de contrainte normale. La courbe : $\tau = f(\sigma)$ est appelée courbe intrinsèque.

En première approximation, Coulomb assimile cette fonction à une droite faisant un angle (φ) avec l'axe des (σ) dans le plan de Mohr:

$$\tau = \sigma \cdot \text{tg}\varphi + C$$

Selon cette théorie, le cercle de Mohr doit se trouver en dessous de la courbe intrinsèque. Il y aura rupture lorsque le cercle de Mohr de diamètre $(\sigma_1 - \sigma_2)$ et de centre $P\left\{ \frac{(\sigma_1 + \sigma_2)}{2}, 0 \right\}$, viendra toucher la courbe intrinsèque.

Le (c), est l'ordonnée à l'origine de la droite est appelée cohésion du matériau, elle a les dimensions d'une contrainte (MPa; kN/cm²...)

L'angle (φ) qui fait la droite avec l'axe des (σ) est appelé angle de frottement interne.

En se basant sur le schéma expérimental présenté par: Mme. HOMANAND, on peut tirer des relations entre R_c , et, R_t d'une part, (φ) et (C) d'autre part, [6]

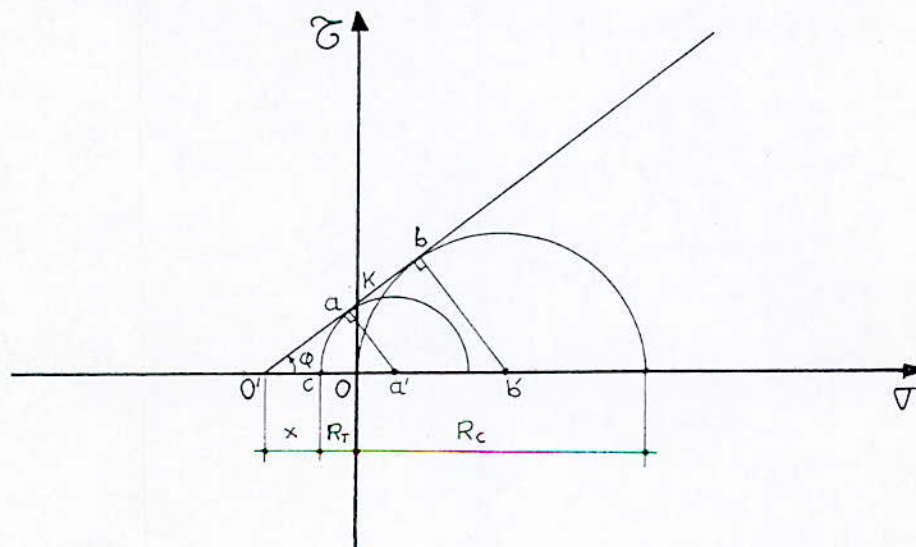
$\sigma = 0$, car l'essai était uniaxial.

D'où: $\tau = R_{cis} = C$

D'après le schéma, nous avons:

$a'a = 2R_t$; $bb' = R_c / 2$; $ok = C$; $o'e = x$.

D'autre part, nous avons:



$$\sin \varphi = \frac{d'a}{d'a'} = \frac{2R_c}{x - 2R_c};$$

$$\sin \varphi = \frac{b'b}{d'b'} = \frac{R_c / 2}{x - R_c + R_c / 2}$$

$$(1) \text{ et } (2) \Leftrightarrow x = \frac{4R_c^2}{R_c - 4R_1};$$

Emplaçons (x) par sa valeur dans (1):

$$\Rightarrow \sin \varphi = \frac{R_c - 4R_1}{R_c - 2R_1};$$

$$\text{comme } \operatorname{tg} \varphi = \frac{\sin \varphi}{\cos \varphi} = \frac{\sin \varphi}{\sqrt{1 - \sin^2 \varphi}};$$

$$\text{d'où: } \operatorname{tg} \varphi = \frac{R_c - 4R_1}{2\sqrt{R_c R_1 - 3R_1^2}}.$$

D'après la figure :

$$\operatorname{tg} \varphi = \frac{ok}{x - R_1} = \frac{C}{x - R_1} \Rightarrow C = (x + R_1) \operatorname{tg} \varphi;$$

$$\Rightarrow C = \frac{R_c R_1}{2\sqrt{R_c R_1 - 3R_1^2}}$$

On peut en conclure les deux rotations suivantes

$$\operatorname{tg} \varphi = (R_c - 4R_1) / [2(R_c R_1 - 3R_1^2)^{1/2}]$$

$$C = (R_c \cdot R_1) / [2(R_c R_1 - 3R_1^2)^{1/2}]$$

I. 2. 6- RESUME DES DIFFERENTES PROPRIETES:

Les propriétés physico-mécaniques des minerais de fer présentent un intervalle de variation, dans le tableau suivant nous avons considéré les propriétés du minerai de fer de la mine de Boukhadra [26]. tableau (I.6)

Tableau: I. 6 - Différentes propriétés de minerai de fer
« cas de la mine de Boukhadra »

PROPRIETES	SYMBOLE	UNITE	VALEUR
Masse volumique	γ	g / cm^3	2. 80
Résistance à la compression	R_c	MPa	10. 22
Résistance à la traction	R_t	MPa	2. 4
Résistance au cisaillement	R_{cis}	MPa	3. 4
Module de YOUNG	E_d	MPa	36500
Dureté	f	---	8
Indice de forabilité	I_f	---	9. 42
Indice de destruction	I_{des}	---	9. 42
Indice au contact	I_c	---	13595
Indice d'agregat	f_{gr}	---	21928
Indice d'excavation	I_{exc}		9.9
Consommation étalonne	Q_o		28.50
Indice d'exploitation	$I_{d,exp}$		4.04
Cohésion	c	MPa	2. 5
Angle de frottement interne	ϕ	°	38

II. 1- CRITERES D'APPRECIATION:

II. 1.1 - INTRODUCTION :

L'entreprise minière ne peut être considérée rentable et, son fonctionnement ne peut être assuré que, s'il y'a profit. D'où la rentabilité devient base économique pour toutes les études des projets.

L'évolution et les critères d'appréciation de la qualité du projet se font selon les indices économiques suivants:

1. La production annuelle de la mine;
2. La durée de mise en service de la mine (construction);
3. Les investissements totaux sur une tonne de minerai;
4. Les prix de revient d'une tonne de minerai et du volume de stériles déplacés en (m^3).

II. 1. 2 - CALCUL DE PRIX DE REVIENT ADMISSIBLE :

1- DEFINITION ET GENERALITES :

On entend par le prix de revient les coûts entraînés par la production et la vente d'un produit (minerai). Le prix de revient de la production d'une mine dépend en premier lieu de la méthode d'exploitation, des dimensions du gisement, des conditions géologiques, des méthodes d'ouverture et de préparation et du volume de production. [9];[23], [24]

Le prix de revient est le facteur décisif pour l'estimation économique d'une production, pour le choix des variantes lors de l'élaboration des projets des mines et pour la rentabilité de l'entreprise. On détermine le prix de revient de la production selon les éléments suivants : .[C2];[11]

- Salaires et charges connexes.
- Amortissement du matériel.
- Frais d'entretien et fournitures (énergie).

2- CALCUL DE PRIX DE REVIENT ADMISSIBLE:

Selon le genres et le nombre de matériaux que l'on peut exploiter, on distingue les possibilités suivantes: .[12];[13]

- Extraction d'un minerai homogène:

Dans ce cas, le prix de revient admissible d'une tonne de minerai lors d'exploitation des mines à ciel ouvert doit être :

- 1- Inférieur ou égal au prix de revient dans l'exploitation souterraine.

2- Egal à la différence entre le prix de vente (P_v) sur le marché mondial ou national et le bénéfice (B) provenant de chaque tonne de minerai :

$$P_a = P_v - B ; [DA / t] .$$

- Lors de l'extraction des minéraux polyvalents (n) :

Dans ce cas, on doit calculer le prix de revient par la moyenne pondérée où:

$$P_r^m = \sum P_i \cdot q_i / q_i$$

avec: q_i = quantité en chaque minéral utile en tonnes;

$$P_i = \text{Prix de revient de chaque minéral utile, en } [DA / t]$$

n = nombre de type de minéraux utiles exploités.

- Lors de l'utilisation des roches stériles comme substances utiles:

Dans ce cas, le prix de revient d'une tonne du minerai sera diminué énormément et, dans ce cas nous avons :

$$P_r^c \leq (P_p \cdot q_p + P_r \cdot q_r) / q_p , [DA / t] ;$$

où:

q_p = Production de minerai, (t) ;

P_p = prix de revient d'une tonne de minerai [DA / t] ;

q_r : Production de roches stériles, (t).

P_r = prix de revient d'une tonne de roches stériles [DA / t] ;

II. 2 - RAPPORT DE DECOUVERTURE COMME CRITERE ECONOMIQUE :

II. 3. 1 - GENERALITES :

Dans les méthodes d'exploitation à ciel ouvert, tous les terrains stériles qui recouvrent la substance à exploiter sont enlevés, permettant un accès à celle-ci. Ces méthodes sont très utilisées dans le monde entier pour l'exploitation des gisements de minerais métalliques, de charbon ou de phosphate.

II. 2. 2 - CARACTERISTIQUES PRINCIPALES :

Il est évident que le paramètre essentiel d'une exploitation à ciel ouvert est le rapport de découverte, (k_d = Nombre de mètres cubes de stériles déplacés / Nombre de mètres cubes de minerai extraits). [C3][11]

Il représente le nombre de mètres cubes de stériles, qu'il faut enlever pour exploiter un mètre cube de minerai. Le prix de revient de la production d'une exploitation à ciel ouvert, dépend en particulier du rapport K_d et, augmente en même temps que lui.

Ce rapport augmente sensiblement avec la profondeur du gisement. On voit que le prix de revient augmente, lui aussi sérieusement avec la profondeur.

Dans le cas d'une exploitation souterraine, il n'en est pas ainsi; le prix de revient n'augmente que très faiblement avec la profondeur.

Par conséquent, il existe toujours une profondeur critique (H_c), et aussi une valeur (K_{dc}) de (K_d) au delà desquelles l'exploitation souterraine a un prix de revient plus faible que celui d'une exploitation à ciel ouvert.

C'est ainsi que le rapport de découverte est utilisé comme critère économique au cours des projets d'exploitation.

II. 2. 3- DIFFERENTES FORMES DE RAPPORT DE DECOUVERTURE:

Le paramètre essentiel lors de l'exploitation minière est le rapport de découverte, on l'appelle aussi coefficient de recouvrement qui montre la quantité de stérile en (m^3) à déplacer (S) pour extraire ($1 m^3$ ou $1t$) de minerai (M). [C3];[8]

$$K_d = S/M, m^3 / m^3, t/t, m^3/t$$

II. 2. 3. 1- LE COEFFICIENT DE DECOUVERTURE MOYEN (Fig : II. 3. a)

$$K_{d,m} = V_s / V_m, m^3/m^3;$$

où : $V_{(S,M)}$ sont respectivement le volume des roches stériles déplacées et le volume de minerai dans les contours de la carrière en projet : m^3 . On utilise ce coefficient pour les déterminations du régime des travaux miniers et la détermination de la dépendance totale durant toute la vie de la mine.

II. 2. 3. 2 - LE COEFFICIENT MOYEN D'EXPLOITATION: (Fig : II. 3. b)

$$K_{m,exp} = (V_s - V_{sc}) / (V_m - V_{mc}), m^3 / m^3;$$

où : V_{sc} : le volume des stériles pendant la construction ;

V_{mc} : Le volume de minerai exploité ou à extraire pendant la période de la construction.

Ce coefficient est utilisé dans la période de la construction pour déterminer les volumes des travaux et les moyens de mécanisation à engager.

II. 2. 2. 3- COEFFICIENT DE DECOUVERTURE COURANT (Fig: II. 3)

$$K_{d.cor} = V_{sc} / V_{sm}, m^3 / m^3;$$

où, V_{sc} , V_{mc} , les volumes des roches de recouvrement et du minerai extrait pendant une période donnée d'exploitation ($m^3 /$ Jours, Mois, An...).

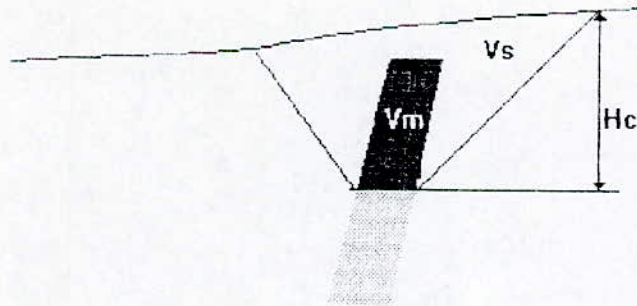
Le coefficient du découverture courant est utilisé pour le calcul des volumes des travaux miniers d'une période, et pour le calcul de la profondeur critique d'exploitation à ciel ouvert.

II. 2. 2. 4 - COEFFICIENT DE DECOUVERTURE DU CONTOUR (Fig :II. 3. c) :

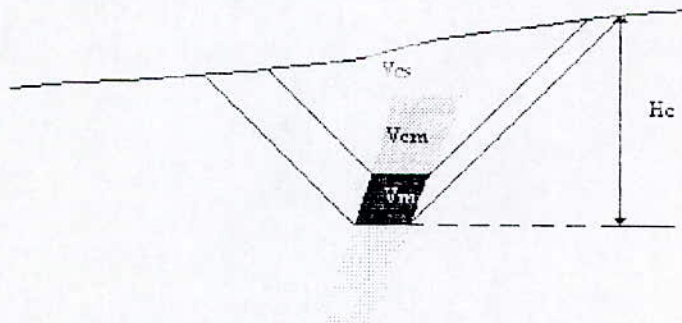
$$K_{d.con} = \Delta V_s / \Delta V_m, m^3 / m^3$$

où : ΔV_s et ΔV_m , l'accroissement des volumes des stériles et du minerai lors de l'approfondissement de la carrière à la hauteur du gradin.

a - rapport de découverte moyen



b- rapport de découverte courant.



c- rapport de découverte du contour.

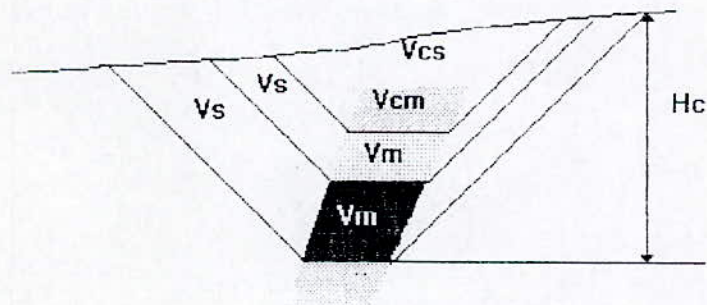


Fig: II. 1- Signification graphique des rapports de découverte.

II. 3- CALCUL DES LIMITES D'EXPLOITATION DE LA MINE:

Il est essentiel de connaître de façon aussi précise que possible le moment où la rentabilité d'une exploitation en carrière devient inférieure à celle que l'on obtiendrait par une exploitation souterraine. On peut faire à ce sujet le raisonnement suivant: .[12];[13]

Pour définir la limite d'exploitation de la carrière, on utilise le rapport de découverte maximum possible (K^p_{max}).

A- Rapport de découverte maximum pour les conditions simples :

En général pour calculer (K^p_{max}) pour ces conditions on se sert de :

P_{ad} : Prix de revient admissible d'une tonne de minerai dans les conditions données, [DA/t];

P_m : Prix de revient d'extraction d'une tonne de minerai dans l'exploitation à ciel ouvert, [DA/t].

P_s : Prix de revient de stériles déplacés, [DA/t];

$$K^p_{max} = (P_a - P_m) / P_s, m^3 / t ; t/t ; m^3/m^3.$$

Pour les conditions simples, le rapport de découverte courant augmente en fonction de la profondeur de la carrière, quand, il atteint la signification de (K^p_{max}), on fixe la limite finale de la carrière sur la surface du sol.

B- Rapport de découverte maximum possible dans des conditions complexes:

On considère comme cas complexes les conditions suivantes :

1. Les mines où on extrait plusieurs minerais utiles;
2. Les mines où on extrait le minerai de différentes qualités;
3. Les mines où les roches stériles sont considérées comme substances utiles c'est à dire ayant une valeur marchande.
4. Les gîtes exploités en même temps par mine à ciel ouvert et mine souterraine

Exemple :

Dans le 1° cas: K^p_{max} est déterminé par la formule suivante :

$$K^p_{max} = (P^m_a - P_m) / P_s, [(DA/m^3) / (DA/m^3)] ; [(DA/t) / (DA/t)].$$

où: P^m_a = prix de revient admissible de plusieurs minerais utiles.

- Dans le 3^e cas :

$$k^p_{\max} = (P^c_r - P_m) / P_s, , [(DA/m^3) / (DA/m^3)] ; [(DA/t) / (DA/t)].$$

où: P^c_r = prix de revient admissible en cas d'utilisation des roches stériles comme substances utiles

Remarques :

Pour calculer k^p_{\max} des divers cas cités, il est nécessaire de déterminer exactement le prix de revient admissible pour chaque cas étudié (voir II.2).

C- Les limites de la mine :

Soient :

- $P_m(S)$: le prix de revient du (m3) du minerai dans l'exploitation souterraine.
- $P_m(o.c)$: le prix de revient du (m3) du minerai dans l'exploitation à ciel ouvert.
- P : Le prix de revient du (m3) déplacé.
- V : Le prix de vente du (m3) de minerai.
- K^p_{\max} : Rapport de découverte maximal.
- K^d_{cor} : Rapport de découverte du contour

Conclusion :

Pour qu'une exploitation souterraine soit possible, il faut que l'on ait :

$$P_m(s) < V .$$

pour qu'une exploitation à ciel ouvert, soit possible, il faut que :

$$P_m(o.c) < V .$$

L'intersection des courbes de K^p_{\max} , et celles constituées des différents coefficients (profondeurs) $K_{d.cor}$ correspond à une profondeur critique de l'exploitation à ciel ouvert (Fig : II. 1)

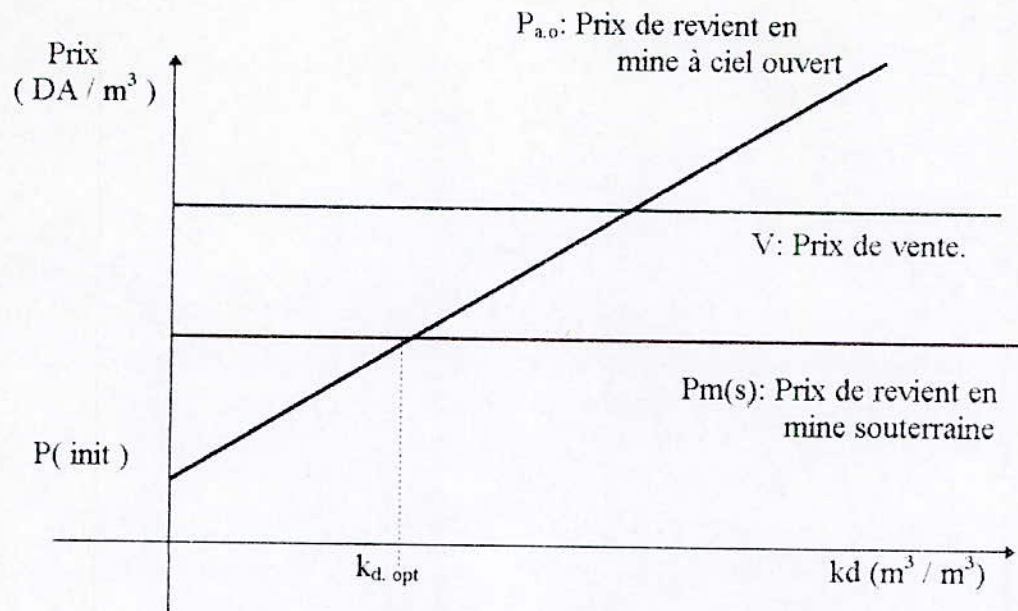
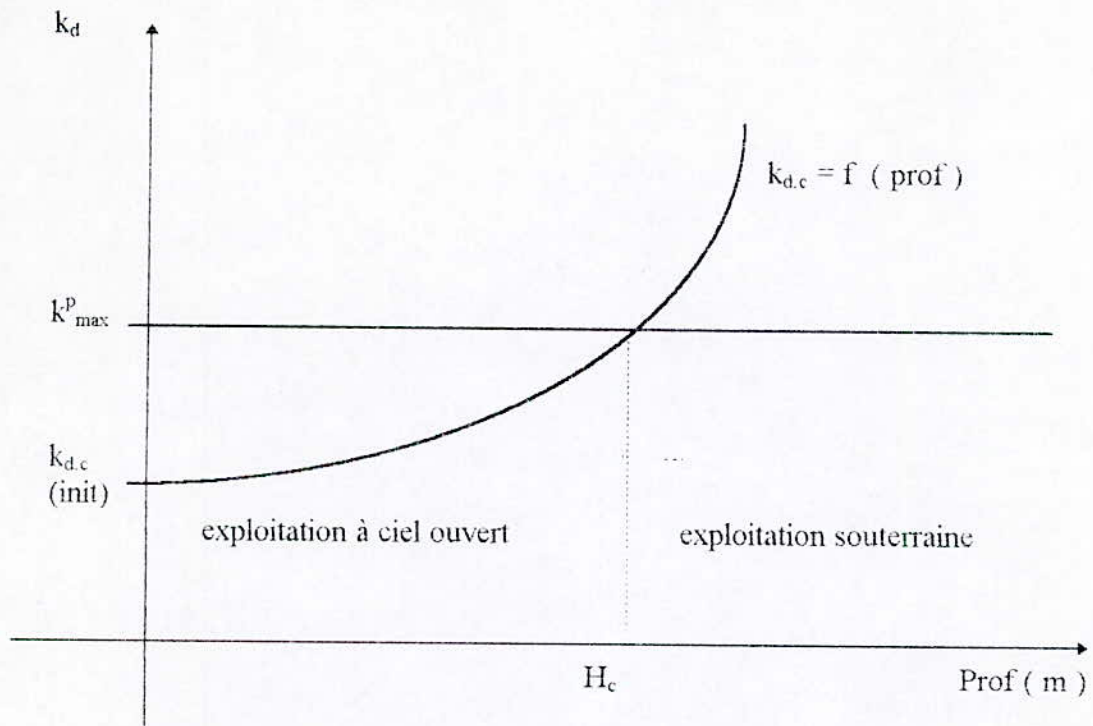


Fig: II. 1 Comparaison du prix de revient entre l'exploitation à ciel ouvert et souterraine.

- K_c : est la valeur limite du rapport de découverte pour qu'une exploitation à ciel ouvert soit moins rentable par rapport à une exploitation souterraine.

La valeur de K_c est assez variable dans les carrières anciennes, elle se situait souvent entre : 2 à 3, dans les carrières modernes, au contraire, elle est très couramment de (10), mais elle peut dans certaines cas atteindre et dépasser (20).



Figur :II.2 Détermination de la profondeur critique (H_c).

II. 3- AUTRES CONDITIONS DE L'EXPLOITABILITE D'UN GISEMENT:

L'exploitation d'un gisement, ne peut être économiquement, techniquement envisagée que si les conditions suivantes sont remplies.

1- LA QUALITE:

Elle doit être d'un minimum requis pour le produit désiré. Quoique, cette qualité puisse varier dans le gisement, elle ne doit pas varier trop brusquement, de manière à permettre une homogénéisation appropriée. Un minerai peut renfermer d'habitude des impuretés, qui parfois sont en quantité importantes.

2- LA QUANTITE:

Les réserves doivent être intéressantes pour justifier les investissements à réaliser dans la mine, et dans l'usine d'enrichissement.

3- LE MARCHE:

Un marché capable d'écouler la production. Puisque le gain obtenu dans la mine de large capacité dérive précisément de son importance, pour être satisfaisant le marché doit être assuré par une demande relativement uniforme pendant toute l'année.

4- LE CAPITAL:

Un capital nécessaire pour les investissements du siège et pour les dépenses d'exploitation durant la construction de la mine jusqu'au développement de son activité complète. Dans le cas de grosses mines, la construction de la mine portée des investissements peut représenter une part importante des fonds totaux.

5- AUTRES CRITERES:

Ces critères doivent être retenus pour toute nouvelle mine, qui, pour être économiquement viable, doit être facilement accessible, près de grands réseaux routiers, et facilement exploitable sans besoin de technologie spéciale, ou d'effectif important de personnel.

Ainsi que, l'impact, des bruits, de la poussière et les dégats causés par l'industrie extractive, et leurs activité sur l'environnement, est un point dont elles doivent tenir compte dans leur évaluation économique de l'exploitation ainsi que, dans les demandes de la mise en exploitation.

Tous ces facteurs, et bien d'autres encore, doivent être pris en considération et correctement évalués au moment où l'on établit les projets.

III. 1- STABILITE DES PENTES MOYENNES:

III. 1. 1- INTRODUCTION :

Dans le cadre de la planification, les paramètres définissant la géométrie des tâches sont généralement considérés comme des données, et sont déterminés indépendamment, en tenant compte des contraintes imposées par la méthode d'exploitation.

Pour la planification à long terme, la géométrie des talus de la mine doit être définie précisément, notamment l'emplacement des pistes et la forme des gradins.

La stabilité des fronts d'exploitation doit être examinée. A ce stade le degré de stabilité recherché peut dépendre des conséquences d'une rupture éventuelle ou de la durée de vie du gradin (talus).

A moyen ou à court terme, des instabilités peuvent entraîner des perturbations dans la planification en modifiant la séquence d'exploitation ou en imposant des moyens de confortement non prévus initialement.

III. 1. 2 - DETERMINATION DES PENTES MOYENNES:

III. 1. 2. 1- DEFINITION :

La pente moyenne (pente intégratrice) d'un flanc est définie entre le sommet du premier gradin et le pied du dernier gradin au fond de la fosse.

Elle est utilisée dans les études de préfaisabilité pour le calcul des volumes de minerai et de stérile à extraire. Sa valeur est déterminée de manière à assurer la stabilité de l'ensemble, c'est à dire à éviter qu'une rupture affectant le talus sur toute sa hauteur ne se produise.[14]

III. 1. 2. 2- DONNEES DE BASE: [15]

III. 1. 2. 2. 1- DONNEES GEOLOGIQUES ET STRUCTURALES :

Elles décrivent les différents types de roches rencontrées dans le gisement ainsi que les discontinuités qui les affectent.

III. 1. 2. 2. 2- DONNEES GEOMECHANIQUES :

Elles conservent la résistance du matériau rocheux aux efforts qu'il est susceptible de subir lors de l'excavation et peuvent être divisées en deux catégories :

- Celles qui caractérisent la roche à l'échelle de l'échantillon, qui peuvent être obtenues grâce à des essais géomécaniques sur des carottes de sondage.

- Celles qui caractérisent le comportement global du massif rocheux et qui peuvent être obtenues grâce à des classifications et des relations empiriques.

III. 1. 2. 2. 3 - DONNEES HYDROGEOLOGIQUES :

Elles concernent les niveaux pré-géométriques dans les sondages.

III. 1. 2. 3 - COEFFICIENT DE SECURITE:

En mécanique des roches, la stabilité d'un ouvrage est généralement évaluée par un coefficient de sécurité, qui peut être défini comme le rapport des forces totales mobilisées pour résister à la rupture, à la force totale qui tend à provoquer cette rupture. Un coefficient de sécurité de [1,15 - 1,25] et plus peut être considéré comme suffisant (d'après Hock et Londre). Mais un coefficient supérieur à 1.25 entraîne des dépenses supplémentaires considérables dans les travaux de découverte, c'est pour cela, on doit considérer comme un coefficient de sécurité optimal compris entre [1.15 - 1.25].

III. 1. 2. 4 - METHODE DE CALCUL (HOCK):**III.1. 2. 4. 1- CALCUL DE LA STABILITE PAR LA METHODE DES ABAQUES:**

Afin de calculer le coefficient de sécurité (F_s), une méthode graphique est établie par Hock (Fig :III.1). [16]

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 (Y), le point d'intersection de ces dernières, nous permet de déterminer le coefficient de sécurité correspondant.

Le coefficient de sécurité déterminé à partir de l'abaque de Hock a les coordonnées X et Y. Les fonctions X et Y sont définies par les formules comme suit :

$$X = \alpha - 1, 2 \varphi. \quad Y = \gamma H / C$$

où : α = l'angle du talus (degré)

φ = Angle de frottement interne, (degré)

γ = Poids volumique de la roche (kg / cm³)

H= Hauteur du gradin, (cm).

C= Cohésion de la roche, (kgf/cm²).

Pour le calcul du coefficient de sécurité, il faut arrêter tous les paramètres des coordonnées (X) et (Y). Il faut noter aussi que:

- la hauteur du gradin est en relation avec les paramètres géométriques des engins de la mécanisation complexe des travaux miniers. Généralement dans les mines à ciel ouvert de gisement de fer, les hauteurs des gradins ne dépasse pas en moyenne les 15 m.

- du même raisonnement, et pour des raisons de sécurité, on peut arrêter α à 70° .

APPLICATION NUMERIQUE:

En connaissant les paramètres géomécaniques du massif :

- $\varphi = 38^\circ$;

- $C = 25 \text{ Kgf/cm}^2$.

On obtient les coordonnées suivantes:

$X = 24.4^\circ$;

$Y = 0.17$

On remarque que le point d'intersection correspond à une valeur $F_s > 2$, cette valeur met en évidence la stabilité du talus après la liquidation des gradins.

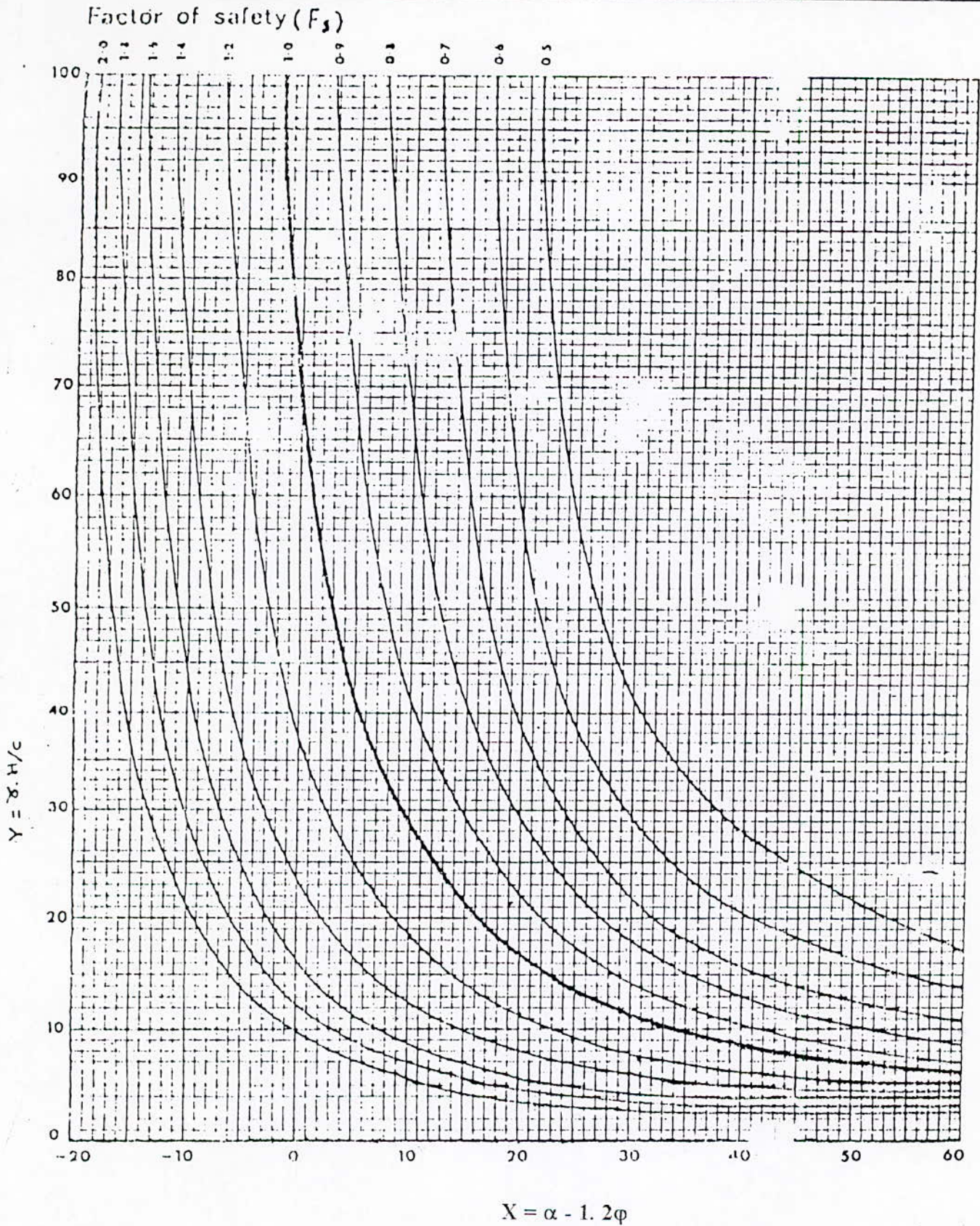


Fig: III. 1- Abaque de HOEK de stabilité

II. 1. 2. 5- DETERMINATION DU BORD DU TALUS INEXPLOITABLE:

Afin de trouver l'angle du talus général optimal, il faut noter que le profil des bords de la mine détermine le volume total des travaux de découverte et joue un rôle déterminant sur la technologie des travaux miniers.

Une inclinaison surélevée de ce profil, entraîne la déformation des de la mine et le développement de glissement peut entraîner des contraintes dans les travaux d'exploitation du gisement. Par contre la diminution de l'inclinaison du profil des bords, entraîne des dépenses supplémentaires pour l'extraction des roches de découverte.

C'est pourquoi, la délimitation latérale de la mine, est nécessaire et de trouver une solution optimale qui puisse nous donner une stabilité du bord de la mine d'une part, et d'économiser les dépenses pour les travaux de découverte d'autre part.

On peut déterminer l'angle de talus du bord inexploitable (β_{inexp}), soit par la méthode géométrique [fig: III. 2], soit analytiquement selon la formule suivante:

$$\operatorname{tg} \beta_{inexp} = n \cdot H_{gr} / (\sum b_s + \sum B_t + n \cdot H_{gr} \cdot \operatorname{ctg} \alpha).$$

où: n = nombre de gradins considérés dans les calculs;

1- b_s = largeur de la berme de sécurité, m;

Selon les normes de sécurité dans les travaux d'exploitation miniers, il faut laisser des bermes de sécurité pendant l'exploitation et en liquidation des gradins; on peut déterminer la largeur de cette berme d'après la formule suivante:

$$b_s \geq 0.2 H_{gr}; \text{ on prend } b_s = 3 \text{ m.}$$

1- B_t = largeur de la berme de transport, m;

Selon les exigences de sécurité B_t ne doit pas être inférieur à 6 m pour une voie, et à 10m pour deux voies de transport.

En pratique: $8 \leq B_t \leq 14\text{m}$: on prend $B_t = 10 \text{ m}$

3- H_{gr} = hauteur du gradin, $H_{gr} = 15\text{m}$;

4- α_{gr} = angle de talus du gradin, $\alpha_{gr} = 70^\circ$.

On trouve que: $\beta \in [51.44; 54.26]$

On prend pour les prochains paragraphes comme angle du bord du talus inexploitable optimal: $\beta = 53^\circ$

Il faut noter que sur le plan constructif, l'angle de talus du bord inexploitable peut être plus grand que celui qui assure la stabilité des pentes.

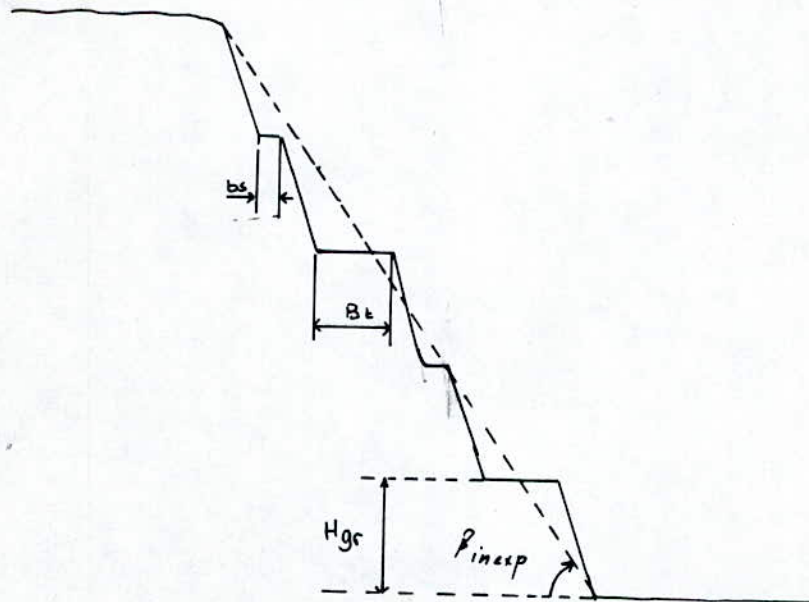


Fig : III. 2- Détermination de l'angle du talus du bord inexploitable
méthode géométrique

I. 2-ELABORATION DES PRINCIPAUX PARAMETRES DE LA MINE A CIEL OUVERT:

III.2. 1- PARAMETRES PRINCIPAUX DE LA MINE:

Les paramètres de la mine nécessitant d'être retenus et de faire l'objet d'une étude sont: .[12],[C3]

- la profondeur finale de la mine.
- les dimensions de la mine sur le plan.
- réserve en minéraux utiles et volumes de roches stériles dans le contour de la mine.
- production annuelle.
- la durée d'exploitation.

III. 2. 2. - METHODE DE L'ELABORATION DU PROJET :

L'établissement de ces paramètres est un travail très compliqué. Pour prendre des décisions et résoudre ces problèmes, on utilise la méthode des variantes. .[C3]

Cette méthode permet de comparer un ensemble d'éléments à l'aide des coupes géologiques verticales, on peut calculer les réserves de minéraux utiles et de volume de stériles déplacés.

III. 2. 2. 1- DOCUMENT DE BASE :

C'est un document qui renferme des informations de première importance pour le projet à savoir.

- l'aperçu géographique sur la région du gisement;
- les voies de communication, énergie...;
- la carte géologique du gisement;
- les coupes géologiques verticales avec les sondages de recherche;
- la genèse du gisement et leur structure géologique;
- les propriétés des minéraux utiles et des roches stériles;
- les conditions hydrogéologiques;
- les réserves en minéraux utiles selon les catégories : A,B,C1,C2. .

AVERTISSEMENT :

Dans notre cas, l'élaboration du projet se base uniquement sur un plan topographique (plan I) avec un ensemble de sondages permettant de limiter les niveaux des toits et des murs du gisement.

Dans cette étude, nous avons supposé, qu'une étude de prospection préliminaire, effectuée par des sondages verticaux, disposés suivant des profils parallèles, de 300 m de distance, a révélé un gisement dressant de, minéral de fer. Pour chaque sondage, on dispose des puissances de recouvrement et celle de la minéralisation (plan: I; tableau: III. 1).

III. 2. 2. 2 ELEMENTS DU CORPS MINERALISE:

D'après, les données des sondages présentent dans le tableau (III. 1) et les coupes géologiques; on peut conclure que:

- Le pendage du gisement varie dans [51°- 54°]
- La direction du gisement est Sud - Nord;
- La puissance de la couche minérale varie de: [80; 40].

III. 2. 2. 3- DETERMINATION DU PRIX DE REVIENT ADMISSIBLE (P_a) :

Le prix de revient de la production est le facteur décisif pour l'estimation économique d'un projet et la rentabilité de la mine, ainsi les limites d'exploitation.

Vue le manque de données (impossibilité d'apprécier les prix de revient prévisionnels), à cet effet, on a déterminé le prix de revient admissible pour le minerai de fer à partir du prix de vente (P_v) (voir : II.2.1).

Actuellement, le prix de vente du minerai de fer, atteint : $P_v = 430$ DA/t (d'après l'EN Fer -Phos).

Nous avons considéré une marge bénéficiaire de (20%) de P_v pour chaque tonne de minerai; un autre paramètre qu'il convient d'examiner c'est les conséquences de deux impôts dominants dans le monde des affaires:

- la taxe sur la valeur ajoutée
- l'impôt sur les bénéfices.

La TVA constitue un impôt sur la dépense à la charge du consommateur, représentant en Algérie environ (21%). Les mécanismes de la TVA s'organisent autour de deux principes essentiels:

- chaque entreprise- fournisseur - collecte sur son client un montant de TVA qui doit être reversé à l'Etat;

- chaque entreprise- client - déduit du montant à reverser à l'Etat. La TVA payée auprès de ses fournisseurs.

A cet effet, on doit fixer le prix de revient admissible à (55%) du prix de vente (P_v).

Application numérique:

- nous avons d'une part un prix de vente, $P_v = 430$ DA/t.

- d'autre part, le prix de revient admissible, $P_a = 0. 55 P_v$

$$\Rightarrow P_a = 236 \text{ DA/t. ou } P_a = 84. 5 \text{ DA/m}^3$$

III. 2. 2. 4- DETERMINATION DU RAPPORT DE DECOUVERTURE MAXIMUM POSSIBLE (K^p_{max}) :

Le rapport de découverte maximum possible est donné par la formule suivante (Voir chapitre II).

$$K^p_{max} = (P_a - P_m) / P_s , [(\text{DA/m}^3) / (\text{DA/m}^3)] ; [(\text{DA/t}) / (\text{DA/t})] \dots$$

Pour un travail normal dans la mine, il est nécessaire d'avoir des prix de revient inférieurs au prix de revient limite (admissible), ceci signifie que:

$$P_a \geq P_{s.m} + P_{m.m};$$

où: $P_{s.m}$, $P_{m.m}$ = ce sont les prix de revient respectivement de stérile et de minerai au niveau de la mine.

L'analyse de la rentabilité sur le plan économique, ne serait pas satisfaisante si, elle ne s'accompagnait pas d'une appréciation des risques courus par l'entreprise.

La variation du niveau d'activité de l'entreprise ainsi, la situation du marché, vont entraîner son résultat économique (résultat d'exploitation): plus cette sensibilité est forte plus le risque couru par l'entreprise est important; le calcul de ce risque s'appuie généralement sur le modèle du seuil de rentabilité.

A cet effet, soit, ($P_{a.m}$) le prix de revient qui sera atteint pour un niveau d'activité; (P_a), le prix de revient admissible(limite), que on a déterminé préalablement (paragraphe précédent). Le seuil de rentabilité peut être se calculé en %.

$$S_R \% = (P_{a.m} / P_a). 100.$$

L'indice de sécurité exprime la position de l'entreprise par rapport au seuil de rentabilité, soit: l'indice de sécurité I_s : $I_s = 100 - S_R \%$

On a fixé (I_s) à une marge de 30%. Ceci signifie que le prix de revient dans la mine doit être égal à 70%(P_a)

$$\text{d'où: } P_{a.m} = 0.7 P_a \Rightarrow P_{a.m} = 59 \text{ [DA / m}^3 \text{].}$$

Pratiquement, on peut distinguer es trois variantes suivantes:

$$1- P_{m.m} < P_{s.m},$$

$$2- P_{m.m} > P_{s.m},$$

$$3- P_{m.m} = P_{s.m}.$$

D'autre part, on peut écrire:

$$P_{a.m} = P_{m.m} + P_{s.m}, \quad (*)$$

$$\text{et, } \alpha = P_{a.m} / P_{m.m}. \quad (**)$$

La valeur du paramètre (α) dépend des difficultés des travaux miniers, cette valeur peut varier dans l'intervalle [0; 100]- théoriquement-.

Comme :

$$k^p_{\max} = (P_a - P_{m,m}) / P_{s,m}$$

Et, d'après, (*) et (**), on trouve:

$$k^p_{\max} = \{ (P_a - \alpha \cdot P_{a,m}) / [(1 - \alpha) P_{a,m}] \}$$

Ceci signifie que:

$$k^p_{\max} = \{ (P_a - \alpha S_r P_a) / (1 - \alpha) S_r P_a \} = \{ (1 - S_r \alpha) / [(1 - \alpha) S_r] \}$$

Donc, la formule générale qui peut donner le rapport de découverte maximum possible, est la suivante:

$$k^p_{\max} = \{ (1 - S_r \alpha) / [(1 - \alpha) S_r] \}$$

Applications numériques:

Nous avons pris dans le paragraphe précédant : $S_r = 0.70$.

- Si, $\alpha = 50\%$, on trouve:

$$k^p_{\max} = \{ (1 - 0.7 \times 0.5) / (1 - 0.5) \times 0.7 \} = 1.86 \text{ [(DA/m}^3\text{) / (DA/m}^3\text{)]};$$

- Si, $\alpha = 60\%$,

$$k^p_{\max} = \{ (1 - 0.70 \times 0.6) / (1 - 0.6) \times 0.7 \} = 2.07 \text{ [(DA/m}^3\text{) / (DA/m}^3\text{)]};$$

- Si, $\alpha = 40\%$,

$$k^p_{\max} = \{ (1 - 0.70 \times 0.4) / (1 - 0.4) \times 0.7 \} = 1.80 \text{ [(DA/m}^3\text{) / (DA/m}^3\text{)]};$$

Dans cette étude, nous avons considéré que les prix de revient du minerai et de roches stériles sont pondérés respectivement à 60% et 40%, c'est à dire que:

$$k^p_{\max} = 2.07 \text{ [(DA/m}^3\text{) / (DA/m}^3\text{)]}.$$

III. 2. 2. 5- DETERMINATION DES ZONES D'INFLUENCE :

Il faut noter qu'il y a plusieurs méthodes d'extrapolation et d'interpolaion entre les sondages, parmi les quelles, on peut citer.

- La méthode de superposition (intersection) des plans qualitatifs (isoteneur, isopuissance).

- La méthode des demi-distances: dans ce cas la zone (le champ) d'influence de chaque sondage (profil) est prise égale à la demi- distance entre le sondage (profil) considéré et chacun des sondages (profils) qui l'encadrent, qu'ils soient minéralisés ou non, on extrapole la zone d'influence d'une longueur égale à la moitié de la distance qui le sépare du sondage (profil) précédent.

III. 2. 4- PROFONDEUR FINALE DE LA MINE:

La profondeur finale (H_c) est vue comme la plus courte distance entre le niveau de la surface terrestre et le pied de la mine après l'épuisement.

L'établissement de la profondeur finale de la mine pour un gisement vue sur le plan économique, permet de comparer l'exploitation par carrière à celle souterraine (voir :III)

La théorie, qui nous permet de déterminer cette profondeur se base sur l'égalité du rapport de découverte maximum (k^p_{max}) et le rapport de découverte de contour ($K_{d.cor}$). Ce critère fixe la limite des travaux miniers à ciel ouvert à une profondeur (H_c) où le rapport de découverte de contour est égal au rapport de découverte maximum possible.

III. 2. 4. 1- L'ANALYSE DES VARIANTES :

L'objectif de cette analyse est de déterminer les limites d'exploitabilité à ciel ouvert (profondeur finale de la mine), et le volume des travaux de recouvrement et l'extraction du minerai pour chaque période d'exploitation.

Le contrôle des zones de rentabilité de l'extraction du minerai s'effectue par la comparaison de rapport des puissances des zones de recouvrement et celles du minerai, représentent le rapport de découverte, par rapport au coefficient de découverte maximum possible (K^p_{max}), ce rapport doit être vérifié les conditions suivantes. (Fig : III. 2). [13],[C3]

1- si-, $AB / BC < k^p_{max}$, le rapport est considéré comme rentable.

2- si, $AB / BC \geq k^p_{max}$, Il faut déplacer la droite (AC) en A'B'C', parallèlement à ABC.

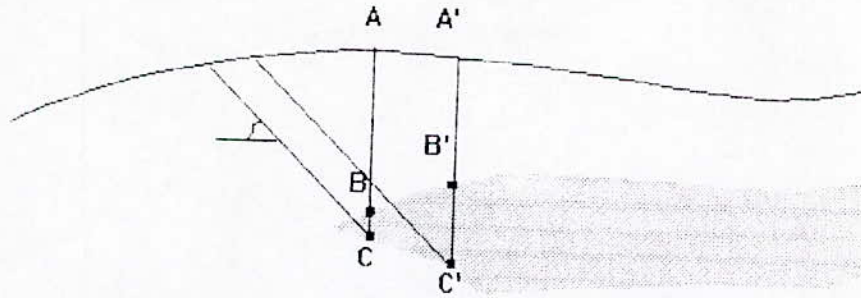


Fig: III. 2- Détermination du contour d'une variante.

III. 2. 4. 2- METHODOLOGIE DE CALCUL:

On peut présenter pour l'analyse des variantes la méthodologie suivante.

1. Pour déterminer les limites de la mine, il faut opter pour la méthode combinée :
 - on réalise des coupes transversales du gisement (à partir du plan I).
 - on propose plus de trois variantes pour chaque coupe.
2. Chaque coupe est divisée en horizons correspondants à un ou plusieurs gradins, cela revient à dire qu'il faut tracer des tranches de découpage sur les coupes géologiques. Remarquons que la tranchée disposée au toit donne un minimum de dilution du minerai.
3. Pour chaque horizon, on trace les lignes des bords inexploitable de la mine ($\beta_{\text{inexp}} = 53^\circ$). D'où la formation des zones successives des travaux miniers dans la mine.
4. On calcule pour chaque coupe verticale les surfaces de roche de recouvrement et du minerai de chaque variante (Tab : III.1-5).
5. En connaissant la distance entre les positions des coupes (300.m), on calcule les volumes des stériles (V_s) et du minerai (V_m) correspondant à chaque tranche ainsi que les accroissements de chacun d'eux ($(\Sigma \Delta V_s, \Sigma \Delta V_m)$ [Tab. III. 1, 2, 3, 4, 5]
6. L'établissement des graphes: $K_{\text{cor}}^d = f(P_{10})$;
7. L'intersection de ces rapports de découverte de chaque coupe ($k_{d,\text{cor}}$) et, le rapport de découverte maximum possible k_{max}^p , indique la profondeur maximale de la coupe étudiée.
8. A partir des points de ce dernier, on trace les bords inexploitable; afin de déterminer le contour final de la mine.

Après cette dernière opération, il faut préciser dans le contour final le volume des roches stériles et du minerai, qui sont mesurées dans les contours limités.

Tous ces opérations, se répètent, pour toutes les coupes.

En outre, le tableau général des variantes, renferme:

- les calculs des sections et des volumes de roches stériles et de minerai pour chaque variante.
- les rapports courants de découverte de chaque niveau.

Tableau. III. 2- Résultat de l'analyse géométrique de la coupe 1-1.

Variantes	I	II	III	IV	V
Niveaux (m)	1020	930	875	900	850
S _s (m ²)	5184.4	2625	6000	9090	6525
S _m (m ²)	2783.4	1650	3206.25	3187.5	2250
V _s (m ³)	1555320	787500	1800000	2727000	1957500
V _m (m ³)	834975	495600	961875	956250	675000
ΣV _s (m ³)	-	2342820	4142820	6869820	8827320
ΣV _m (m ³)	-	1330575	2292450	3248700	3923700
K _{c.c} (m ³ /m ³)	1.86	1.76	1.8	2.11	2.25

Tableau. III. 3- Résultat de l'analyse géométrique de la coupe 2-2.

Variantes	I	II	III	IV
Niveau (m)	1000	950	900	850
S _s (m ²)	8493.75	4996.87	10631.25	10800
S _m (m ²)	4771.9	8334.4	3000	3187.5
V _s (m ³)	2548125	1499061	3189375	3240000
V _m (m ³)	1431570	1068750	900000	956250
ΣV _s (m ³)	--	4047186	7236561	10447561
ΣV _m (m ³)	--	2500325	3400320	4356570
K _{c.c} (m ³ /m ³)	1.78	1.62	2.12	2.40

Tableau. III. 4- Résultat de l'analyse géométrique de la coupe 3-3.

Variante	I	II	III	IV	V	VI
Niveau (m)	1025	1000	950	900	850	815
S_s (m^2)	4256. 25	3543. 75	73072. 2	12225	17025	7912. 5
S_m (m^2)	2070. 5	2156. 25	4125	3750	3750	2165. 65
V_s (m^3)	1276875	1063125	2191050	3667500	5107500	2373750
V_m (m^3)	621150	646875	1237500	1125000	1125000	649695
ΣV_s (m^3)	--	2340000	4530960	7607820	1271520	15089070
ΣV_m (m^3)	--	1268025	2505525	3630525	4755525	5405220
$k_{d,c}$ (m^3/m^3)	2. 05	1. 84	1. 80	2. 09	2. 67	2. 8

Tableau. III. 5- Résultat de l'analyse géométrique de la coupe 4-4

Variantes	I	II	III	IV	V
Niveau (m)	1030	1000	950	900	850
S_s (m^2)	3067. 12	2325	5831. 25	13228. 2	12759. 5
S_m (m^2)	1603.12	1996. 87	4781. 25	3468. 75	3000
V_s (m^3)	929136	697500	1749450	398460	3827820
V_m (m^3)	480936	599040	1434375	1040625	900000
ΣV_s (m^3)	--	1626636	3376086	7374546	11202366
ΣV_m (m^3)	--	1079976	2514351	3554976	4454976
$K_{cc}(m^3/m^3)$	1. 93	1. 50	1. 34	2. 09	2. 51

Tableau: III. 6- Résultat finale des variantes:

Variante	I	II	III	IV
Niveau (m)		950	900	850
ΣV_s (m^3)	8857581	16097000	29088746	43221567
ΣV_m (m^3)	5110146	9812650	13834520	17490770
$K_{cc}(m^3/m^3)$	1. 73	1. 64	2. 10	2. 47

Conclusion:

A partir des graphes $K_{cor}^d = f(H_{ro})$, on peut tirer les niveaux qui correspondents aux profondeurs critiques de la mine à ciel ouvert, où au-delà l'exploitation à ciel ouvert sera devenue déficitaire et, le tableau suivant montre ces niveaux critiques pour chaque coupe.

Tableau: III. 7- Détermination des profondeurs critiques.

Coupe	Niveau critique (m)
1-1	907. 5
2-2	905
3-3	902. 5
4-4	902. 5

D'après le résultat général, on peut dire que la profondeur économique dans notre cas est située au niveau 905 m.

Remarque:

- La profondeur optimale doit être précisée selon la mécanisation, les voies de communication et de transport dans la mine.

- En divisant le volume total des stériles par celui du minerai, dans le contour de la mine à ciel ouvert, on obtient le rapport moyen de découverte pour toute la mine.

III. 2. 4. 1- DELIMITATION DU CONTOUR INFERIEUR DE LA MINE:

La détermination des contour du gite et de la mine consiste à l'établissement de ses limites sur les plans et les coupes verticales, d'après la teneur, la puissance d'exploitation et le rapport de découverte maximum possible.

La délimitation du fond de la mine s'effectue de la manière suivante:

- 1- On fait tracer sur chaque coupe la ligne droite, qui correspond à la profondeur critique.
2. On indique les points des intrsections de la ligne horizontale avec le corps minéralisé sur le plan topographique.
3. On trace la ligne passant par ces points, le contour inférieur d'exploitabilité de la mine est ainsi défini (Voir plan II.)

Cette dernière représente le contour du fond de la mine.

III. 2. 4. 2- DELIMITATION DU CONTOUR SUPERIEUR :

On établit l'écartement des talus du bord inexploitable à l'échelle du plan topographique qui est nécessaire pour la détermination de contour supérieur. Afin de tracer ce dernier, on mène l'écartement du bord de la mine à partir du contour inférieur. De là, on précise la profondeur de la mine et l'opération se répète. Finalement, on obtient un certain nombre de points sur le plan qu'il faut relier pour obtenir le contour supérieur de la mine, [voir plan II]

III. 2. 5- CALCUL DE RESERVES :

Les réserves géologiques généralement se répartissent en deux groupes.

- les réserves de balances: dont l'utilisation économique est prouvée et devant satisfaire les conditions minimales de quantité.

- les réserves hors balances: dont l'utilisation n'est pas économique compte tenu des paramètres quantitatifs et qualitatifs réduits.

Selon l'étape de prospection et le degré d'étude du gisement, on distingue quatre (4) catégories de réserves : A, B, C1 et C2, caractérisées par la qualité et le nombre d'ouvrages miniers, le degré d'étude de la structure géologique de la composition et des propriétés de minerais.

CATEGORIE A : Réserves certaines elles sont bien étudiées et leur délimitation nécessite un grand nombre d'ouvrages miniers et de soudages.

La certitude de leur confirmation pendant l'exploitation atteint 90%, elles peuvent servir pour le calcul, la planification et l'organisation des travaux d'exploitation.

CATEGORIE B : Réserves probables, moins étudiées que la catégorie A et nécessite des sondages peu d'ouvrages miniers mais beaucoup de sondages, la certitude de confirmation est de 75%. Elles peuvent servir comme bases des projets de grands travaux et pour l'établissement des programmes d'exploitation.

CATEGORIE C : Réserves possibles, elles sont divisées en C1 et C2.

C1 : Réservés établies par l'étude géologique, d'après les affleurements naturels ou artificiels ou d'après les données géophysiques, on peut utiliser ces données pour la réalisation des travaux de prospection détaillée et pour l'établissement des plans d'une éventuelle exploitation.

C2 : Réserves relatives aux régions entières, calculées d'après leur étude géologique, ces données peuvent être utilisées pour la planification de travaux de recherche géologique.

A partir des limites de la mine qui sont tracées par ce projet (dans les paragraphes précédents III. 3 et 4), on peut déterminer les réserves exploitables par voie à ciel ouvert - du point de vue quantitatif - les volumes des roches stériles et du minerai utile sont donnés par niveaux de 15m, [Tabl. III. 8].

Tableau: III. 8- Les réserves totales de chaque niveau de la mine à ciel ouvert.

Niveaux (m)	Volume total de niveau (m ³)		Accroissement des volumes (m ³)	
	stériles	minerai	stériles	minerai
1070	1906878		1541250	
1055	3711945		5618823	
1040	3662761	896625	9181584	896625
1025	3197812	1687500	12479396	2584125
1010	2725395	1687500	15204791	4271625
995	2483445	1620000	17688236	5891262
980	2016610	1493437	19704846	7385062
965	1079062	1417500	21383908	8805256
950	1050530	1367100	22434438	10169662
935	969600	1239375	23404038	11409037
920	506257	1215000	23910296	12624037
905	248910	1131250	24159205	13755287
890	50625	62425	31006905	20171500

III. 2. 6- PRODUCTION DE LA MINE ET LA DUREE DE VIE DE LA MINE :

Le rendement d'une mine en projet doit refléter les besoins et les demandes de l'industrie. La mine est construite pour un rendement donné tout en prenant en considération le rendement maximal possible selon les conditions du gisement.

A cet effet, on peut utiliser le graphique du régime des travaux miniers, puisqu'il reflète indirectement les particularités géologiques du gisement.

La production peut être considérée comme le produit de la vitesse de progression du front des travaux miniers et de la surface de la zone de travail en minerai. En analysant les pertes d'exploitation et la dilution du minerai, la production peut être déterminée en considérant les paramètres suivants :

- la puissance de la couche minéralisée, [m].
- la largeur du front de travail en minerai, [m].
- les coefficients de dilution et d'extraction de minerai.

Pour cela, la recherche du régime des travaux miniers, elle nécessite un ensemble de décisions techniques, technologiques d'organisation et de planification.

Dans l'extraction de minerai métallifère, le rendement de la mine sera déterminé fréquemment d'après la quantité de métal obtenu lors de l'enrichissement et du traitement métallurgique du minerai; où la production sera exprimée selon la formule suivante:

$$P' = k' \cdot k'' \cdot c \cdot P,$$

où: P'= la production de la mine calculée en poids du métal obtenu par unité de poids du minerai, en [tonnes];

P = la quantité de minerai extrait, en [tonnes];

k'= coefficient d'extraction du métal par enrichissement;

k''= coefficient d'extraction du métal par la fonte;

c = teneur du métal dans le minerai.

La détermination de la durée d'exploitation nécessite la détermination de la durée d'exploitation de chaque étape. Pour cela, il suffit de diviser les réserves de minerai dans chaque étape par la production de la mine.

Connaissant les réserves industrielles du champ minier R_{ind} et la production annuelle de la mine (A) on peut déterminer la durée de vie de la mine

$$T_c = R_{ind} / A$$

Pour déterminer la durée totale de la mine il convient d'ajouter au durée calculée, le temps du démarrage de la mine (T_d) et le temps de la fermeture (T_f), d'où:

$$T_t = T_c + T_d + T_f.$$

D'autre part la puissance annuelle de la mine se considère aussi en tenant compte des pertes d'exploitation et de dilution :

$$A' = [R_{ind} (1 - P_{exp})] / T_t (1 - d)$$

La détermination de la durée d'exploitation (pour la mine à ciel ouvert) nécessite la détermination de la durée d'exploitation de chaque étape. Pour cela, il suffit de diviser les réserves de minerai dans chaque étape par la production de la mine.

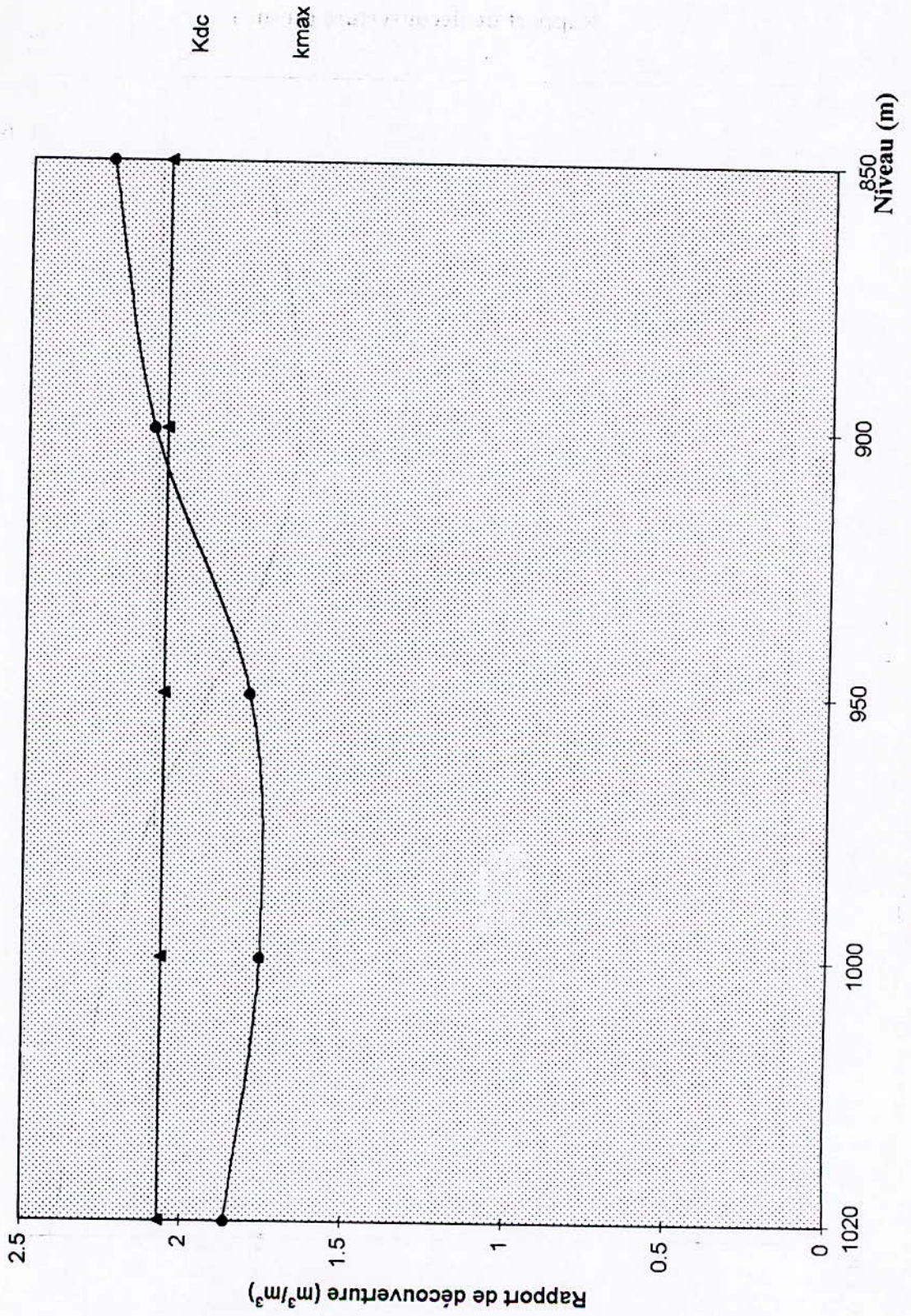


Fig: III. 7 Résultat de l'analyse géométrique de la coupe 1-1

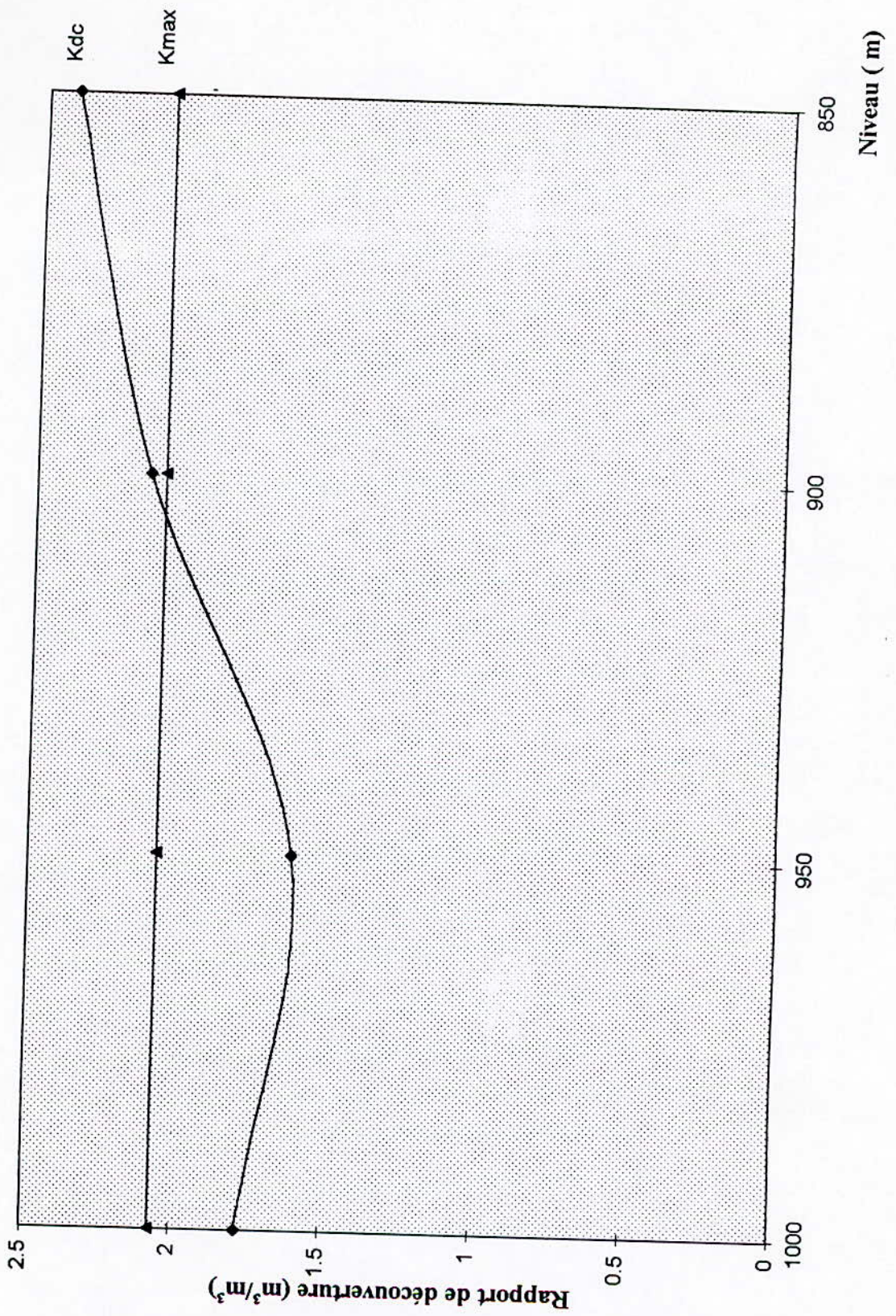


Fig: III. 6 Résultat de l'analyse géométrique de la coupe 2-2

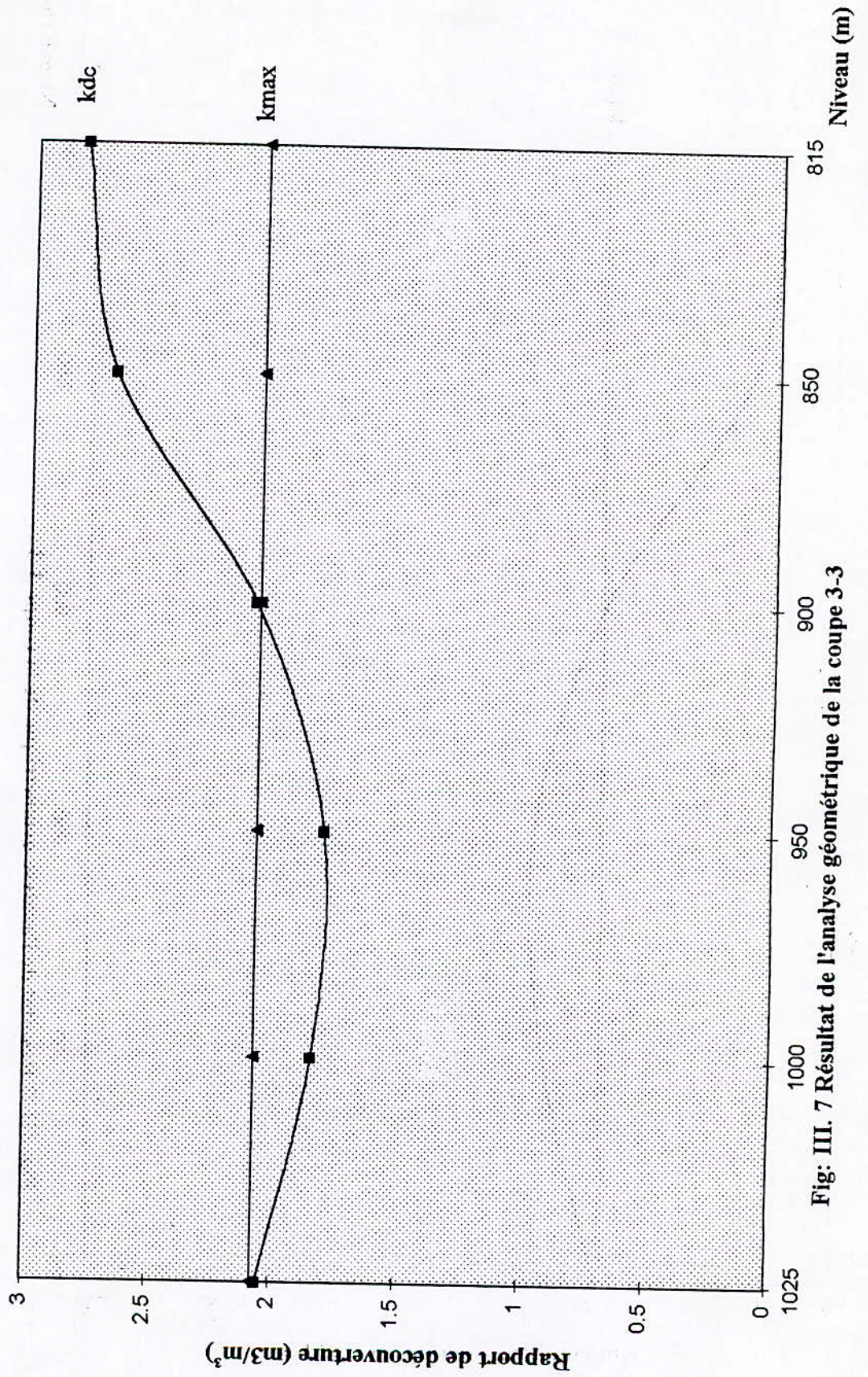


Fig: III. 7 Résultat de l'analyse géométrique de la coupe 3-3

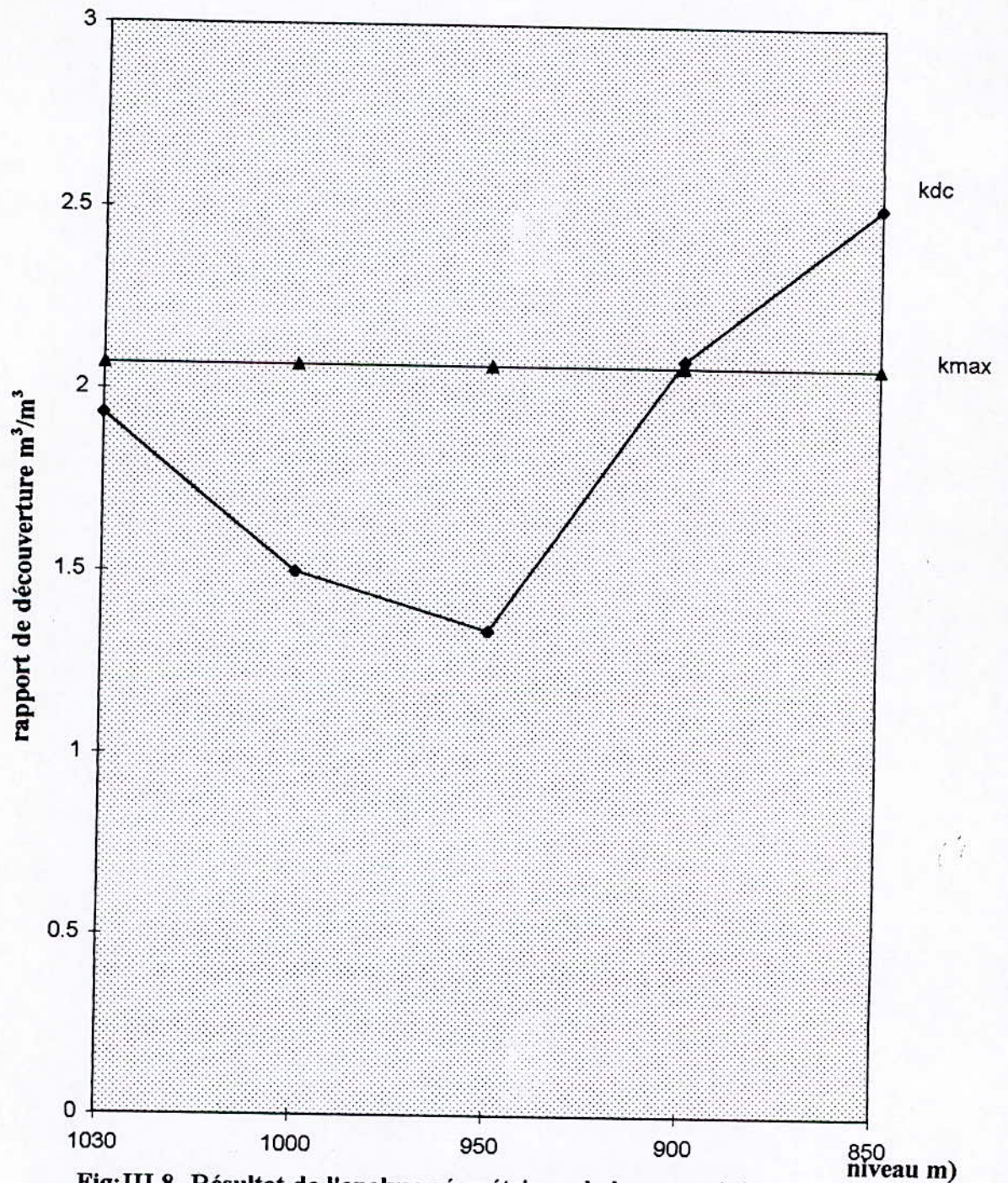


Fig: III.8- Résultat de l'analyse géométrique de la coupe 4-4

IV. 1- DEFINITION :

On peut définir le système d'exploitation comme étant l'ensemble des travaux exécutés lors de l'ouverture et de l'exploitation d'une mine, on peut distinguer les étapes suivantes :

1. Préparation de la surface que l'on propose d'exploiter.
2. Creusement des tranchées principales (ouverture du champ de la mine).
3. Enlèvement des stériles de recouvrement.
4. Travaux d'exploitation (enlèvement du minéral).
5. Fermeture de la mine.

Dans les prochains paragraphes, nous aurons donné les principaux paramètres d'exploitation, soit par voie à ciel ouvert, ou par voie souterraine; sans

IV. 2- APPRECIATION DE PARAMETRES DE LA MINE A CIEL OUVERT:

IV. 2. 1- CAPACITE ET REGIME DE FONCTIONNEMENT DE LA MINE:

Dans cette étude, nous estimons que la production totale est égale à, $A_{tot} = 1$ million de m^3 par an, avec la considération de :

- le taux de pertes d'exploitation, on prend, $\tau_{exp} = 5 \%$.
- le taux de dilution du minerai, on prend, $\tau_{dil} = 5 \%$.

La production annuelle sera donc, $A_{ctotale} = A_0 (1 + \tau_{exp} + \tau_{dil})$;
D'où: $A_{ctotale} = 1000000 m^3 / an$.

Remarquons que, la masse minéralisée, est très profonde, et très étendue, et son exploitation en mine à ciel ouvert, exige la prise d'une quantité importante de stériles de recouvrement, de sorte que, le volume de roches qui est nécessaire d'enlever, pour la construction est énorme, environ 10 millions de m^3 .

A cet effet, on devra réaliser une avance suffisante de découverte, qui permettra d'extraire les quantités de minerai voulues dans des délais bien optés. Prenons comme hypothèse, la production annuelle des travaux de découverte, se sera de l'ordre de 3 millions de m^3 par an pour les trois premières années. En suite, l'exploitation des gradins de minerai et, de roches stériles s'effectuera simultanément, de telle manière que, le volume des stériles qui devra être extrait durant une période, nous permettra d'extraire la quantité du minerai voulue. Par considération, la production dans la mine sera arrêtée à $A_a = 3$ millions de mètres cubes (m^3) par an ($V_m + V_s = 3$ millions).

Ainsi, nous optons pour l'organisation du travail dans le minerai, un régime de fonctionnement dans la mine, qui arrête comme suit:

Tableau: IV. 1- Régime de fonctionnement de la mine.

nombre de jours ouvrables par an	$N_{j,a} = 230j/an$
nombre de jours ouvrables par semaine	$N_{j,s} = 5j/ s$
nombre de poste par jour	$N_p = 2poste$
nombre d'heures de travail par poste	$N_h = 8h/poste$

1- La production par jour: $A_j = A_c / N_{j,a} = 3000000 / 230 = 13044 \text{ m}^3/ \text{jour}$

2- La production par poste: $A_p = A_j / N_p = 6522 \text{ m}^3/ \text{poste.}$

3- La production horaire: $A_h = A_p / N_{h, \text{eff}}$

avec:

$N_{h, \text{eff}}$ = nombre d'heures de travail effectif par poste et, $N_{h, \text{eff}} = N_h * k_{\text{eff}}$

Et, k_{eff} = coefficient d'effecience de travail. $k_{\text{eff}} = 90\%$.

D'où: $N_{h, \text{eff}} = 7 \text{ h/poste.}$

Par conséquent, $A_h = 6522 / 7 = 932 \text{ m}^3/ \text{h}$

Le régime de fonctionnement dans le minerai de la mine à ciel ouvert, se résume dans le tableau suivant:

Tableau: IV. 3 Régime de fonctionnement dans le minerai

Production	m^3
Annuelle	300000
Journalière	13044
Par poste	6522
Horaire	932

Le tableau suivant montre les volumes des différents niveaux et, sa durée de vie d'exploitation.

Tableau: IV. 3- La durée de vie de chaque niveau.

Niveau (m)	Volume de stériles (m ³)	Durée de vie (années)	Volume du minéral (m ³)	Durée de vie (années)
1070	1906878	0. 64		
1055	3711945	1. 24		
1040	3662761	1. 22	896625	0. 89
1025	3197812	1. 6	1687500	1. 69
1010	2725395	1. 36	1687500	1. 69
995	2483445	1. 25	1620000	1. 62
980	2016610	1. 01	1493437	1. 5
965	1079062	0. 85	1417500	1. 4
950	1050530	0. 5	1367100	1. 36
935	969600	0. 48	1239375	1. 24
920	506257	0. 25	1215000	1. 20
905	248910	0. 12	1131250	1. 1
Total	24159206	11. 80	13755287	14

IV. 1. 2- ELEMENTS DU SYSTEME D'EXPLOITATION:

Les éléments du système d'exploitation englobent les principaux éléments qui caractérisent la mine à ciel ouvert sont :

1- HAUTEUR DU GRADIN (H_g):

cette hauteur est fonction des propriétés physico-mécaniques des roches de la stabilité du gradin et de sécurité de travail.

La hauteur choisit est de H_{gr} = 15; (Voir stabilité des pentes).

2- L'ANGLE DE TALUS DU GRADIN (α_g):

α_g : Dépend des propriétés physico-mécaniques et des paramètres des engins miniers. On distingue :

L'angle de talus de gradin en exploitation : $\alpha_{g, exp} = 80^\circ$ (la roche est considéré dure).

L'angle de talus du gradin en liquidation : $\alpha_{g, liq} = 70$ (voir stabilité des pentes).

3- PLATE FORME DE TRAVAIL (L_{pf}):

La largeur de la plate forme de travail est donnée par la formule Suivante :

$$L_{p,t} = Z + T + C + L_f + A \quad , \quad [m] ;$$

Où : Z = Largeur du prisme éventuel d'éboulement, est donnée par la formule suivante:

$$Z = H_{gr} (Cotg\alpha_{g,liq} - Cotg\alpha_{g,exp}) \quad , \quad [m] ;$$

H_{gr} : Hauteur du gradin, ($H_{gr} = 15$ m).

$\alpha_{g,liq}$: Angle de talus du gradin en liquidation $\alpha_{g,liq} = 70^\circ$;

$\alpha_{g,exp}$: Angle de talus du gradin ex exploitation $\alpha_{g,exp} = 80^\circ$.

On aura: $Z = 2.81$ m.

- T = Largeur de voie de transport, dépend de mode de transport.

Pour les chemins de fer à voie unique $T = 4$ m;

Pour les chemins de fer à double voies $T = 7,5$ à 15 m;

Lors de transport par camion la chaussée T = (5 à 12 m) de large.

On prend: $T = 12$ m.

- L_f = Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enleveur, m est dépend de la hauteur du gradin, et de degré de foisonnement :

$$L_f = (2 k_f H_g / H_t - 1) A;$$

Où : K_f : Coefficient de foisonnement (1.12);

H_t : Hauteur moyenne de tas des roches abattues: $H_t = 0,8 H_{gr} \Rightarrow H_t = 12$ m

On aura: $L_f = (2 * 1.2 * 15 / 12 - 1) 10.8 = 21.6$ m.

- C = Distance entre l'arrête inférieure du tas et la voie de transport, (2 à 3 m), elle donne aussi par la formule suivante :

$$C = 0,2 H_{gr} \Rightarrow C = 3 \text{ m.}$$

- A = Largeur de l'enleveur en massif, m est donnée par la formule suivante :

$$A = W + (n_{rg} - 1)a$$

où: W = Ligne de moindre résistance, m [Voir plan de tir].

a = Espacement des rangées. [Voir plan de tir].

Nous avons: W= 4. 5m; a= 3.15; $n_{rg}= 3$

D'où: A = 10. 8m.

On conclut que la largeur minimale de la plate-forme de travail, sera donc:

$L_{p,r} = 50. 21 \text{ m}$, on prend $L_{p,r} = 51\text{m}$

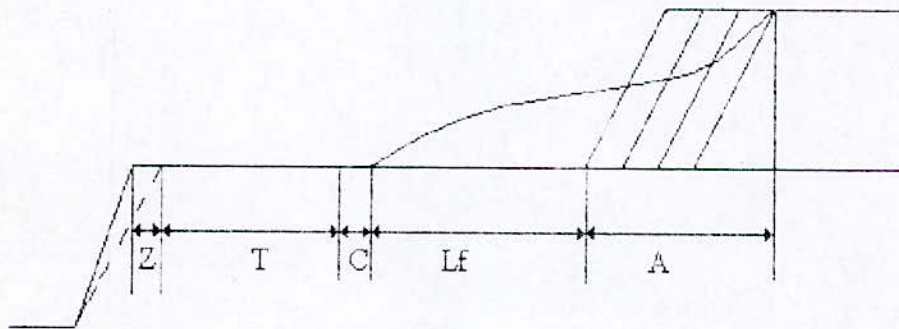


Fig: IV. 1- Eléments d'une plate-forme de travail.

4- LONGUEUR DU BLOC (L_b):

Suivant la longueur, un gradin peut être divisé en bloc, que l'on exploite par des moyens d'abattage et de chargement indépendants. La longueur du bloc, est de 100 à 250 m lorsque le transport se fait par camion.

IV. 3- MODE OPERATOIRE DES TRAVAUX D'EXTRACTION:

Avent de procéder à l'exploitation de la mine à ciel ouvert, on devra aménager un tracé de piste, qui permettant un accès aisé aux différents gradins. Elle devra aussi répondre aux normes de la circulation des engins d'un gradin à l'autre et, celle des camions qui remontent les produits extraites.

La piste aura les paramètres suivantes:

- largeur (l) = 15 m;
- pente (i) ≤ 8 %;

Pour ouvrir la mine, il faut d'abord creuser une tranchée de découpage intérieure, au niveau 1070 (le premier gradin de notre mine), le développement de ce gradin, nous permet de réaliser la première plate-forme de travail.

A l'aide d'une deuxième tranchée de découpage au niveau 1055, et leur progression latérale, on réalisera la seconde plate-forme.

Arrivés aux niveaux 1040m, la réalisation de la tranchée d'accès est indispensable, dont les dimensions qui permettent les manoeuvres des camions et la circulation des engins du chantier, cette tranchée se développera horizontalement jusqu'aux limites de la berme de sécurité du niveau 1055m parfois et aux limites du champ de la mine.

Les travaux préparatoires se pour suivront le mode opératoire suivant:

- Développement des niveaux au-dessus de 1040 m, cette développement fait l'objet de la découverte de la minéralisation.
- Enfin la construction du gradin (Niv-1040) permet à atteindre la minéralisation, proprement dite à ce stade de la préparation, nous estimons que l'accès et l'ouverture sont achevés et que l'exploitation proprement dite pourra entamer.

Tous ces travaux, font réaliser un vasière cratère, dont le profil est en gradins. C'est ce que traduit la (Fig: IV.2) qui est une coupe verticale; chaque gradin a donc un développement horizontal en courbe fermée (sauf pour les premiers gradins).

L'excavation ainsi établie, est agrandie dans toutes les direction horizontales, au niveau de chaque gradin en faisant progresser les fronts de taille, de telle manière que, l'organisation des travaux de découverte, permettra d'avoir l'extraction du minerai, le plus tôt possible.

Une fois que les travaux de découverte s'atteindra le toit de la zone minéralisé, sur lequel tous les gradins sont encore creusés dans les roches stériles. L'accès aux niveaux inférieurs de la mine est réalisé par tranchées intérieure.

On attaquera, ensuite l'exploitation, après que on ajoutera un gradin dans le fond du cratère (le niveau 1025), ce nouveau gradin est en partie creusé dans le minerai à exploiter.

Par la suite, le découpage du gisement sera conduit par enlevures horizontales successives des gradins, jusqu'au x limites des bermes de sécurité, et par approfondissement progressif, suivant les niveaux donnés. Il faut noter toujours, que l'accès aux niveaux inférieurs, sera réalisé par des tranchées intérieures.

Ce mode de travail, nous permettra d'extraire tout le minerai de la mine à ciel ouvert.

Il convient encore de faire les remarques suivantes:

1- la forme du tracé dépend des dimensions du champ de la mine, de la profondeur et de l'inclinaison du tracé.

2- Les tranchées principales donnent l'accès au gisement quant à celle de découpage, elles préparent le champ de la carrière à l'exploitation, autrement dit ces tranchées permettent de réaliser le front initial des travaux d'excavations et d'abattages.

3- les stériles extraits seront déposés dans des lieux assois.

4- avant l'achèvement d'un niveau, on devra réaliser une tranchée d'accès au niveau inférieur. Ensuite, on aménagera une plate-forme horizontale.

5- L'exploitation se fera par la méthode dite « avec transport » et l'abattage par forage et tir (la roche est considéré comme roche dure).

6- L'exploitation se fera par gradins d'une hauteur générale de 15m, incliné à 80° par rapport à l'horizontal ; l'angle du talus de liquidation est pris égal à 70°.

7- Les travaux d'extraction du minerai débiteront une fois les travaux préparatoires achevés. On entend par travaux préparatoires l'ouverture et l'accès, ainsi que la préparation des aires de stockage et de terfil.

Les différentes phases de l'ouverture et d'exploitation sont présentées par des plans et des coupes.

Le plan (IV. 3) présente le développement des trois premiers gradins.

Le plan (IV.4) présente l'épuisement de la mine à ciel ouvert.

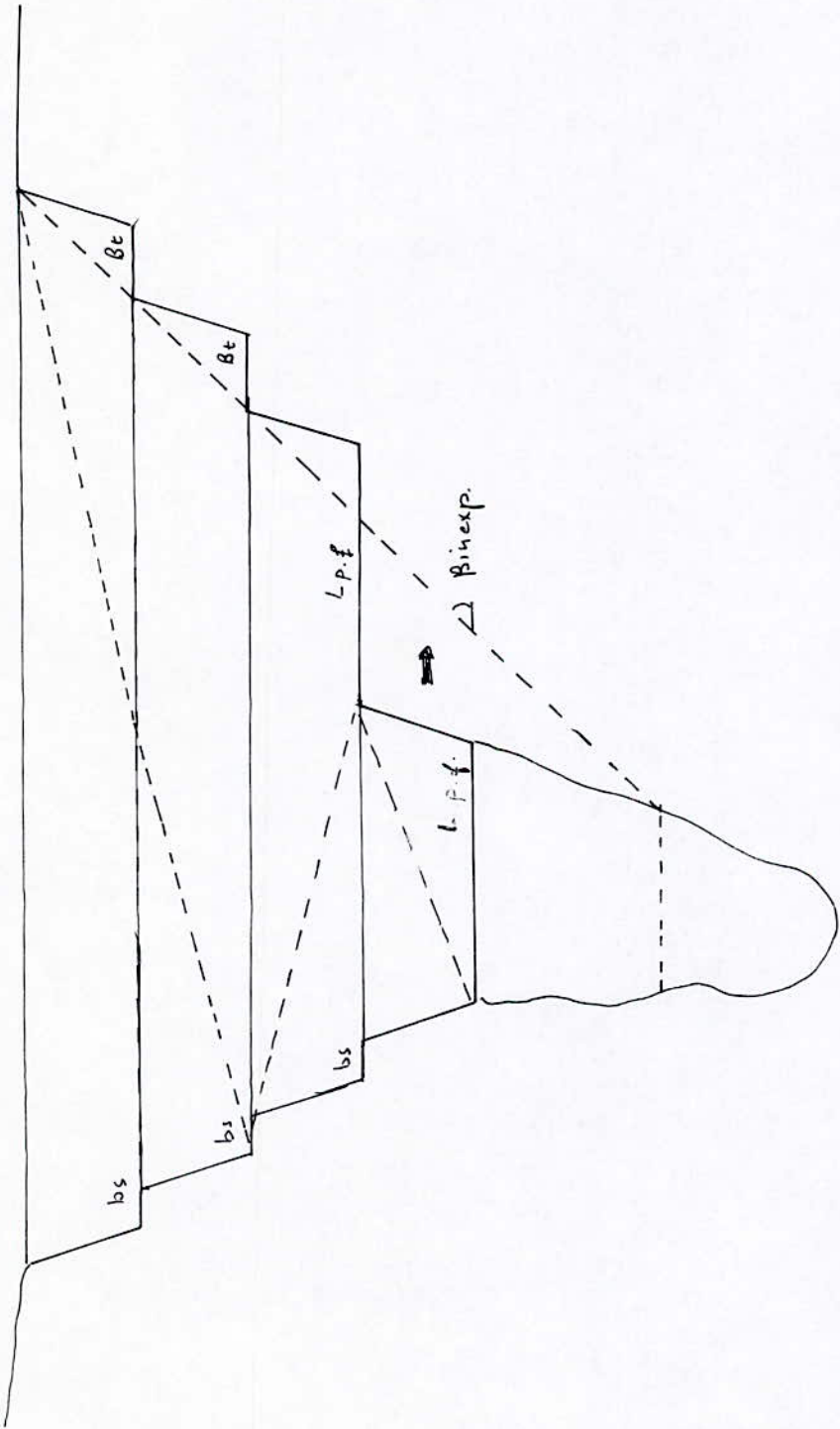


Fig. 1. Coupe Longitudinale du gisement, avec tranchée d'accès intérieure (hors échelle).

IV. 4- TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR:

La tâche initiale à exécuter lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert est la préparation des roches à l'extraction, la qualité de celle-ci prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité du travail et en général l'efficacité des travaux miniers.

compte tenu de la résistance à la compression du minerai de fer (80MPa); l'extraction nécessitera l'utilisation des explosifs, c'est -à- dire la réalisation du forage et de tir.

IV. 4. 1- EXIGENCES TECHNOLOGIQUES AUX TRAVAUX DE FORAGE ET DE TIR:

Les travaux de forage et de tir en carrière doivent assurer :

- Une fragmentation désirable des roches abattues.
- Dépenses minimales et grande sécurité du travail.
- Le volume nécessaire pour le travail régulier.
- un minimum de fragmentation du massif à l'arrière du tir.
- La formation de tas de déblai de forme et dimensions nécessaires.

Mais il faut vérifier les conditions suivantes :

- 1/. La capacité de chargeuse: $d_m < 0,75 E^{1/3}$; [m].
- 2/. Capacité de la benne du camion (V_b) : $d_m \leq 0,5 (V_b)^{1/3}$, [m].
- 3/. Largeur du convoyeur à bande (l_b) : $d_m \leq 0,5 l_b + 0,1$, [m].
- 4/. L'ouverture du concasseur première (b) : $d_m \leq 0.8 b$, [m].

A cet effet, il recommande de recourir des diamètres de forage faibles et peu espacés. Le diamètre du trou dépend normalement de l'équipement dont on dispose .Par ailleurs une règle pratique et simple permet de déterminer le diamètre des trous à forer en fonction de la hauteur du gradin :[C3]; [10]

$$\phi = H_{gr} / 150, m$$

Dans notre cas , la hauteur moyenne des gradins est $H_{gr} = 15m$, le diamètre à adopter pour cette hauteur sera de $\phi = 100mm$.

IV. 4. 2- DETERMINATION DES PARAMETRES DU PLAN DE TIR:**IV. 4. 2. 1- Paramètres géométriques:**

1- Ligne de moindre résistance maximale:

Il est possible de calculer la ligne de moindre résistance maximale (W_{max}) à partir des formules empirique qui la relie aux diamètre des trous de forage; aussi:

$$W_{max} = 45 \cdot \phi / 1000 = 4.5m$$

2- Sous forage: $L_s = 0.3W_{max} = 1.35m$

3- Profondeur du trou (Longueur totale de forage): $L_t = 1.05(H_{gr} + L_s) = 17.2m$.

4- Forage fausse (Dérivation du trou): $F = (3 \cdot \phi / 1000) + (3 \cdot L_t / 100) = 1.5m$.

5- Ligne de moindre résistance pratique: $W_p = W_{max} - F = 3m$

6- Espacement des rangées: $a = 105 \cdot W_p = 3.15m$.

6- Espacement pratique de trous: $E = 1.25 \cdot W_p = 3.75m$

IV. 4. 2. 2- Calcul de charges:

1- Charge de fond:

-Concentration de la charge du fond : $C_f = \phi^2 / 1000 = 10 \text{ kg/m}$

- Hauteur de la charge de fond: $H_f = 1.3W_{max} = 5.85m$.

- Poids total par trou de la charge du fond: $Q_f = C_f \cdot H_f = 58.5 \text{ kg/tr}$

2- Hauteur de bourrage: $H_b = W_p = 3m$.

3- Charge allongée:

-Concentration de la charge allongée: $C_a = 0.5 \cdot C_f = 5 \text{ kg/m}$.

-Hauteur de la charge allongée: $H_a = L_t - H_f - H_b = 8.35 \text{ m}$.

-Poids total par trou de la charge allongée: $Q_a = C_a \cdot H_a = 41.75 \text{ kg/tr}$

4- Charge totale par trou: $Q_{tot. tr} = Q_f + Q_a = 100.25 \text{ [kg/tr]}$

5- Charge spécifique:

La charge spécifique est donnée par la formule suivante:

$$q = (n_{tr} / n_{rg}) Q_{tot.tr} / (V_{tr}/n_{rg}), [kg / m^3].$$

Pour ce faire, calculons le nombre de trous par rangée (n_{rg}). Nous rapploons que la production annuelle en minerai soit: $A_s = 3000000 m^3/an$.

la production hebdomadaire A_s , sera:

$$A_s = 5.A_j = 5. 13044 = 65218 m^3/semaine.$$

V_{tr} = le volume abattu par trou , qui sera de

$$V_{tr} = H_{gr} a. E = 15 * 3. 15 * 3.75 = 177.18 m^3/ trou.$$

Le volume de trous nécessaire pour abattre, $65218 m^3$ de minerai, sera alors de :

$$n_{tr} = A_s / V_{tr} = 65218 / 177. 1 = 368 \text{ trous.}$$

Nous envisageons que ce nombre de trous, sera tiré en trois (3) rangées, avec trois fronts d'abattage, l'un sera réservé pour l'extraction du minerai, a 45 trous par rangé.

$$\text{Alors que: } q = 100. 25 / 177. 1 = 0. 566 [kg/m^3]$$

Le choix du matériel de forage déoend de plusieurs facteurs, dont les principaux sont le suivants.

- la nature de la roche;
- paramètres du plan de tir (diamètre, profondeur et l'inclinaison des trous...).

V. 4- TRAVAUX DE CHARGEMENT

IV. 4. 1- GENERALITES :

Les travaux d'extraction et de chargement consistent en abattage des roches vierge ou préalablement ameubli et leur chargement dans les engins de transport.

Parmi les excavateurs on distingue, les excavateurs à godet unique et les excavateurs à godet multiples. Dans le premier cas les chargeuses fonctionnent d'une manière cyclique, dans le second cas le fonctionnement s'effectue d'une manière continue.

Les excavations à godet unique sont les plus répodus dans les carrières grâce à leur universalité et la possibilité de les utiliser dans les différentes conditions minières et techniques.

IV. 4. 2- PRINCIPAUX PARAMETRES DE CHARGEUSES :

Les principaux paramètres technologiques qui définissent le rendement d' une chargeuse sont :

- la capacité de charge.
- la force de pénétration.
- la hauteur de chargement.
- l'angle de basculement du godet lors de chargement et déchargement.

Les pelles mécaniques:

Les excavateurs à godets unique, en particulier les pelles mécaniques et, les draglines, sont les engins les plus employées dans l'exploitation à ciel ouvert.

IV. 5. 3- CHOIX DU SCHEMA TECHNOLOGIQUE DU CHARGEMENT :

Le choix des schémas technologiques dépend ou basé sur l'organisation de la mise en place effective de la chargeuse et de l'engin de transport dans le chantier ainsi de genre de travail. Pour ces raisons on distingue les types suivants :

1. Chantier latéral, permet d'assurer un rendement maximal de la pelle, l'accès des moyens de transport est favorable, le temps mort dû au ripage des communications de transport est minimal.

2. Chantier en cul - de - sac, utilise souvent pour l'excavation des ouvrages miniers (tranchés d'accès et de découpage), en utilisant les transports par camion et/ou par convoyeur.

3. Chantier frontal, pour le transport par chemin de fer, c'est un inconvénients important parceque on doit toujours déplacer et allonger les rails.

IV. 5. 4- DETERMINATION DE RENDEMENT DES CHARGEUSES :

Le rendement d'une chargeuse dépend de beaucoup de facteur dont les principaux sont :

1. La capacité du godet.
2. Granulométrie des roches abattus
3. Propriétés physico-mécaniques des roches foisonnes.
4. L'organisation des travaux de chargement et de transport dans le chantier.

1- LE RENDEMENT EFFECTIF D'UNE CHARGEUSE:

Il est donné par la formule suivante :

$$R_{\text{eff}} = (3600 \cdot E \cdot K_{\text{er}} \cdot T_p \cdot K_u) / (t_c \cdot K_r), (\text{m}^3/\text{post})$$

où:

E : Capacité du godet, 3.5m³.

T_p : Durée d'un poste, (8h).

T_c : Durée d'un cycle de travail d'une chargeuse, 35s.

K_r = Coefficient de remplissage d'un godet, 90%;

K_u = Coefficient d'utilisation de l'engin durant un poste, 80 %;

K_f = Coefficient de foisonnement de roches dans le godet, 1.5.

On trouve : R_{eff} = 1382 m³ / poste .

2- LE TEMPS DE CYCLE DE LA CHARGEUSE : T_c (Sec.) :

La durée d'un cycle d'une chargeuse, est calculée par formule suivante :

$$T_a = T_r + T_{\text{ch}} + T_d + T_v, (\text{s});$$

Où :

T_r = Durée de remplissage du godet (10s).

T_d = Durée de déchargement (5 s).

T_{ch} = Durée de parcours en charge vers le lieu de déchargement (min).

T_v = Durée du parcours a vide vers le lieu de chargement, (min).

Et, avec:

$$T_{\text{ch}} = 3.6 \cdot L_{\text{ch}} / V_{\text{ch}}, [\text{min}];$$

où: L_{ch} = distance de parcours de la chargeuse en charge (15 m).

V_{ch} = Vitesse de la chargeuse en charge (5 Km/h).

d'où: T_{ch} = 11sec.

et : $T_v = 3.6 L_v / V_v$, [min];

où: L_v = Distance de parcours de chargeuse a vide (15m).

V_v = Vitesse de la chargeuse à vide (6 km/h).

d'où: $T_v = 9$ sec

On trouve: $T_{cvel} = 35$ sec

IV. 6- TRANSPORT

IV. 6. 1- GENERALITES :

Un des processus principaux dans l'exploitation minière est le transport des minéraux utiles et des roches stériles, dont le pourcentage dans le prix de revient total d'exploitation à ciel ouvert atteint 30 à 70 %.

Le transport est défini comme étant le déplacement de la masse milieu du chantier vers les lieux de déchargement, qui sont les terrils pour les roches stériles et les stocks pour les minéraux utiles.

Le transport sert à la détermination du mode d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, le mode de mise à terrils etc...

IV. 6. 2- LE CHOIX D'UN TYPE DE TRANSPORT :

Le choix d'un type de transport est conditionné par la réponse de cet engin aux différentes exigences, dont :

- Conformité des paramètres d'engin avec les conditions des roches, géologique, géographique, et topographique du gisement.
- Distance la plus minimale de transport.
- La sécurité de travail et rendement maximale.
- Temps mort le plus réduit possible et un grand rendement des engins d'extraction et de chargement.

V. 6. 3- TRANSPORT PAR CAMIONS :

Le transport par camion est largement appliqué dans le monde. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqué de la construction et de l'approfondissement des carrières.

1- Avantages :

- Grande efficacité du transport sur des distances relativement courtes (4 à 6 Km).
- La possibilité de franchir des pentes élevées (8 à 10%).
- La simplicité d'organisation du travail.
- Un bon manoeuvrabilité.
- Simplicité de construction des engins de transport.

2- Inconvénients:

Parmi les inconvénients on peut citer les suivants :

- Dépenses très élevées d'entretien et réparation des camions.
- une distance de transport économiquement rationnelle est faible (4 à 6 Km).

3- Caractéristiques des camions:

Les principales caractéristiques des camions qu'influent d'une manière ou d'une autre sur le rendement du processus de transport sont :

- Les dimensions du camion.
- Son poids.
- La puissance de son moteur.
- La capacité de sa benne.

Aussi on doit noter que l'état des pistes fréquemment utilisées par les camions influent d'une manière très importante sur le cycle de travail du camion, et donc sur son rendement.

IV. 6. 4- CALCUL DU RENDEMENT D'EFFECTIF DE CHAQUE CAMION

1- DUREE D'UN CYCLE DE TRANSPORT PAR CAMION (T_{cycl}):

La durée du parcours de camions se détermine d'après la formule suivante :

$$T_{cycl} = T_{ch} + T_{tr} + T_{dech} + T_{man} \text{ [min];}$$

où :

1/. T_{ch} = Durée de chargement d'un camion, elle est déterminé par la formule suivante :

$$T_{ch} = K_f \cdot V_b \cdot T_{c, ch} / 60 \cdot E \cdot K_{rep} \text{ [min];}$$

où :

V_b = volume de la benne du camion; [17m³],

E = Volume du godet de chargeuse; [3. 5 m³];

T_{ech} : durée d'un cycle de l'engin de chargement, [35 s/cyl];

K_{re} : Coefficient de remplissage du godet de l'excavateur; $K_{re} = 0. 85$.

K_f : coefficient de foisonnement dans le godet de l'excavation; $K_f = 1. 4$.

2. T_{tr} = Durée de trajet (en charge et à vide), [min].

$T_{tr} = 60 (L_a / V_a + L_r / V_r)$, [min];

L_a : trajet en charge [4 km]

L_r : Trajet à vide [4 Km]

V_a : Vitesse en charge [25 Km / h]

V_r : Vitesse à vide [40 Km / h]

3. T_{dech} : Temps de déchargement du camion; [20s].

4. T_m = Durée des manoeuvres dépend du schéma d'accès (tracés), [1min].

On trouve : $T_{cycl} = 22 \text{ min /cycle}$.

2- CALCUL DU RENDEMENT EFFECTIF DE CHAQUE CAMION :

Le rendement d'un camion (par poste) est donné par la formule suivante :

$R_{eff} = C_c K_g K_u T_p / T_{cycl}$, [t / poste].

où : K_{ch} = coefficient de chargement d'un camion ; $K_{ch} = 0. 9$;

K_u = Coefficient d'utilisation du camion durant un poste ; $K_u = 0. 85$.

T_p = La durée d'un poste; $T_p = 8$ heure.

T_{cycl} : Durée d'un parcours (cycle); $T_{cycl} = 22 \text{ min}$.

C_c : Capacité de charge du camion (la benne); $C_c = 17 \text{ m}^3$.

D'où : $R_{eff} = 280 \text{ m}^3 / \text{poste}$.

5- NOMBRE DE CAMIONS PAR POSTE :

$$N_c = K_i \cdot A_j / R_c \cdot N_{p,j}$$

où: K_i = coefficient d'irrégularité du travail dans la carrière, $K_i = 1.1$;

A_j = La charge transportée de la carrière par jour, 13320 m³;

$N_{j,p}$ = Nombre de postes de travail par jour, 2 pot/jour;

R_c = Rendement effectif du camion par poste, 280 m³/ poste.

D'où : $N_c = 1.1 \cdot 13044 / (280 \cdot 2) = 25.59$.

On prend: $N_c = 26$ camions / poste.

VI. 8- MISE A TERRIL: [4]

La mise à terril est un processus de déplacement des roches stériles et leurs dépôts sur des terrains spécialement réservés. On distingue les stériles intérieurs, extérieurs et combinés le choix est dépend de type de gisements.

La constitution de terrils peut être exécutée par :

- La méthode périphérique, où les camions, ou les wagons déchargement des stériles le long de l'arrêt supérieure du terril, après cela on pousse les stériles au talus par des bulldozers.

- La méthode de surface prévoit l'arrangement, les stériles sur toute la surface du terril (sur le toit de terril) et leur aplanissement couche par couche.

- Et comme, le gisement est dressant, on doit utiliser de préférable des terrils extérieurs, situent en dehors des limites de la mine.

La carrière nécessaire (S_t) pour les terrils est déterminée d'après le volume des roches stériles (V_s) déplacées de la mine au terril et la hauteur du terril, c'est à dire :

$$S_t = V_s \cdot K_f / k_r H_t$$

Où :

K_f : Coefficient de foisonnement des roches en terril ($K_f = 1.1$ à 1.5)

k_r : Coefficient de remplissage de la surface du terril, qui dépend de la forme du terril et de leurs paramètres. $k_r = 0,6$ à $0,7$ lors des terrils à deux - trois gradins.

Pour constituer les terrils, on emploie différents engins, tels que les Bulldozers, les excavateurs, les ponts de transport, le choix des engins dépend du type de transport utilisé, de la productivité de la carrière en stériles des propriétés des roches etc..

NB : Le choix doit être garantie un rendement de travail optimum avec la considération de toutes les conditions de travail...

IV.9- ORGANISATION DES TRAVAUX D'EXPLOITATION :

Les stricte observation de l'organisation cyclique est indispensable à l'exécution et au dépassement du plan d'exploitation. De plus elle augmente la sécurité des travaux, amélioré leur rendement, permet une utilisation plus complète des engins et établit des conditions favorables au travail des spécialistes de la production.

La répartition, la succession et la combinaison des opérations en front doivent être soigneusement élaborées sur le plan technique ainsi que du point de vue de l'organisation et réalisées d'après un mémoire présenté sous la forme de diagrammes; le travail le plus simple et le plus commode consiste en l'exécution d'un seul cycle en 24 h.

Sur la base des calculs du temps de forage du chargement des trous en explosif et du tir de l'évacuation des stériles et du minerai etc...On élabore le cyclogramme de l'exploitation d'un front d'abattage et on détermine ainsi le temps d'exécution d'un cycle dans le chantier.

V. 1 - GENERALITES:

On entend par exploitation l'extraction du minerai d'un gîte. Pour cela on construit une série d'ouvrages miniers dans les roches encaissantes (stériles) et dans le minerai d'après un plan défini.

Ces ouvrages en roches stériles s'appellent ouverture d'un gîte et permettent d'atteindre le minerai à porter du jour. Les excavations qu'il est indispensable d'exécuter pour l'ouverture d'un gîte et les travaux relatifs à la construction de ces dernières sont qualifiés comme travaux de base.

Après l'ouverture du gîte par les ouvrages capitaux, on creuse des ouvrages (galeries, plans inclinés, descenderies, montages etc..) dans le minerai lui même ou dans le stérile destinés à l'extraction du minerai. Ces ouvrages et les travaux qu'ils nécessitent portent le nom de préparatoires.

On appelle ouverture, le creusement des ouvrages donnant l'accès au gisement à partir du jour. Dans tous les cas ces ouvrages doivent assurer :

- Une entrée d'air.
- Une sortie d'air.
- Des voies de transport pour les produits à extraire, pour le matériel et le personnel.

V. 2.- MODE OPERATOIRE GENERAL DE L'EXPLOITATION SOUTERRAINE:

Le seul mode valable de découpage, dans le cas des gisements dressants est celui de l'exploitation par étage.

A cet effet, un puits principal et un ou plusieurs puits auxiliaires, seront foncés à des endroits réservés, d'après une étude spéciale(le choix de l'emplacement des puits). Tous les puits devront être foncés en d'hors de la zone d'affaissement de la surface.

Le d'écoupage d'un étage consiste à creuser: (Fig: V. 1)

- puits principal, jusqu'à la base de l'étage qui sera exploité;
- deux puits auxiliaires, jusqu'au niveau supérieur de l'étage;
- travers-bands d'étage, de niveaux supérieur et inférieur;
- galerie de retour d'air au niveau supérieur de l'étage;
- cheminée de liaison entre les deux travers-bancs d'étage.

Un premier circuit d'air est ainsi réalisé et, l'on peut dès lors commencer les travaux en vue de l'exploitation de l'étage.

Pour assurer la production imposée, la sécurité et, la commodité des travaux, on divisera l'étage en sous étages et, pour desservir les sous-étages, on creusera des ouvrages intermédiaires (Fig: V.2).

Le transport du minerai à partir des sous-étages supérieurs vers la galerie de roulage s'effectuera par les cheminées.

Au fur et à mesure de l'avancement des taillies d'abattage' le prix de revient du transport par galerie intermédiaires augmente, ainsi que du soutènement de ces dernières. Finalement, ces frais atteignent une telle valeur, qu'il serait plus avantageux de creuser une nouvelle cheminée.

Pendant l'exploitation du premier étage, on devra avoir approfondi de chacun des puits et préparé l'étage suivant avant épuisement de l'étage supérieur.

Généralement, les travers bancs d'entrée d'air de l'étage ancien, seront utilisés pour retour de l'étage nouveau.[Fig : V. 1]

V. 3- CHOIX DE L'EMPLACEMENT DES PUIITS D'OUVERTURE: [9]

Après l'épuisement de la mine à ciel ouvert, il faut passer immédiatement à l'exploitation souterraine (dans des cas favorables l'exploitation s'effectue simultanément). A cet effet, des travaux d'ouverture et de préparation du champ minier trouvent la place.

L'emplacement des ouvrages d'ouverture et de préparation se détermine, d'une part, par le schéma adopté au mode de découpage et, aux conditions des travaux souterrains, tels que le transport des charges, la ventilation et, la sécurité des travaux (stabilité des ouvrages) et, d'autre part, d'après le relief de la région; la structure géologique du massif peut également influencer sur le choix de l'emplacement.

En général, un emplacement d'un puits, fait appeler à une étude successivement l'influence de tous les facteurs conditionnés le cas étudié.

On conclut que la position des puits doit assurer les exigences suivantes:

- quantité minimale des ouvrages dont la réalisation est indispensable pour le découpage du champ minier;
- des dépenses minimales pour les travaux d'exploitation;
- un minimum de pertes du minerai sous les stots de protection
- une grande stabilité des puits, ainsi que, tous les ouvrages nécessaires pour les travaux d'exploitation

A cet effet, une multitude de variantes que est possible, ainsi que, lors de l'établissement de projets, il est obligatoire de résoudre de nombreux problèmes par

comparaison de divers variantes d'exécution, d'après les indices techniques et économiques.

Dans ce cas, outre les dépenses capitales pour le creusement des des ouvrages miniers, il faut tenir compte des dépenses d'exploitation dans chaque variante considérée. En cumulant les dépenses d'établissement et celles d'exploitation pour chacune des variantes. On trouvera la plus avantageuse donnant les dépenses minimales par tonne du minerai extrait. Mais avant de procéder à la comparaison économique, il faut déterminer minutieusement l'application technique de la variante étudiée.

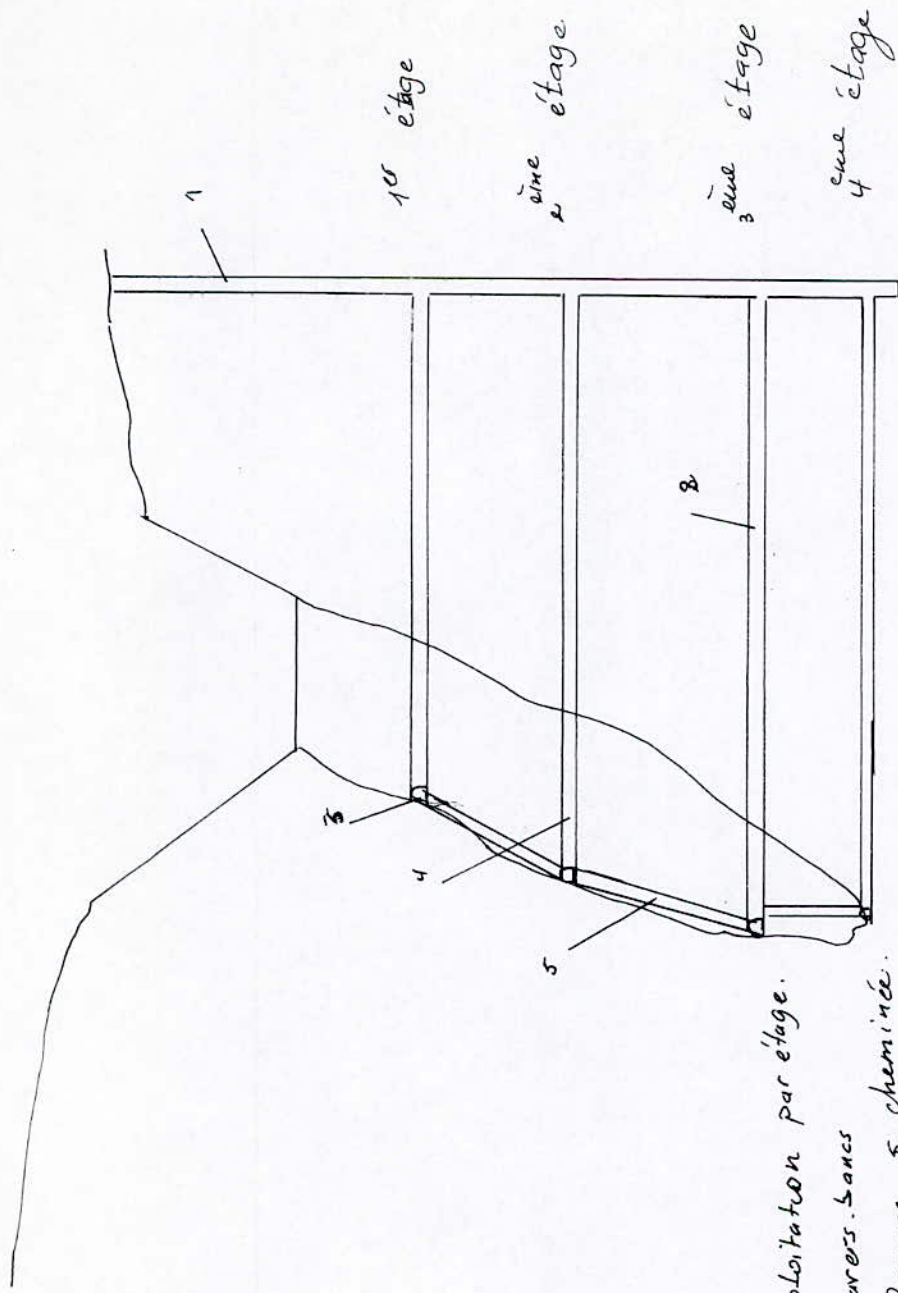


Fig. II. 1. Exploitation par étage.

- 1 - puits principal, 2 - travers-bancs
- 3 - galerie d'étage, 4 - Recoupe, 5 - cheminée.

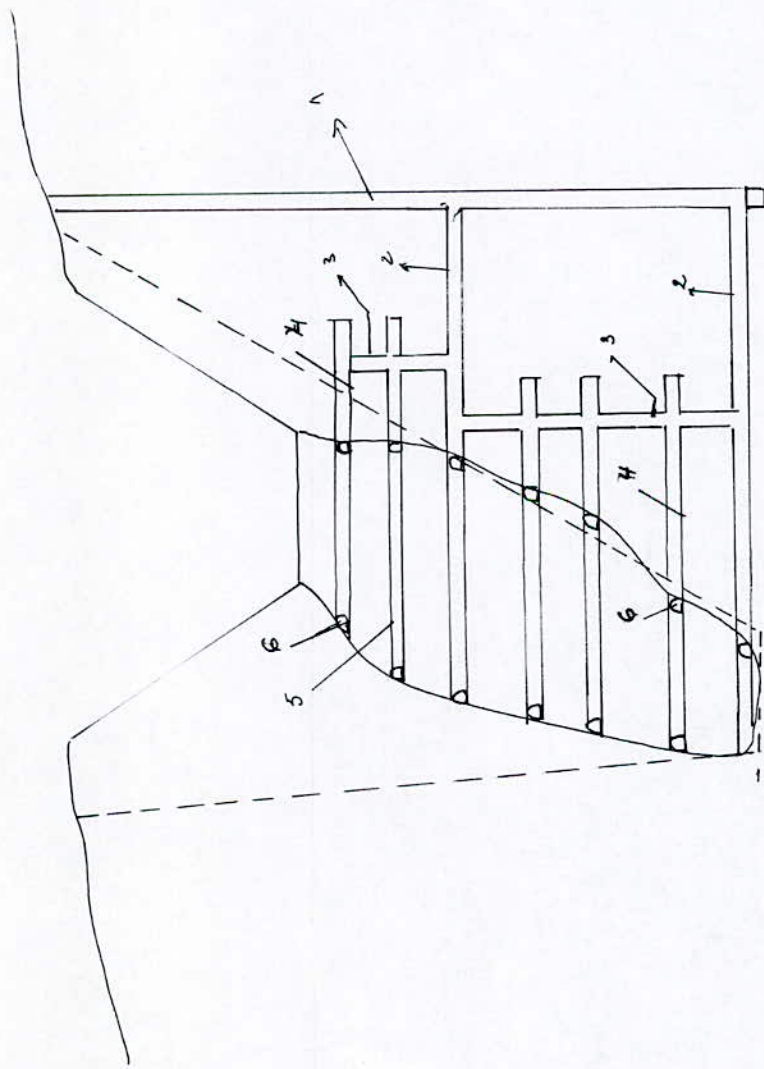


Fig V.2 . Exploitation par sous-étages .

- 1- Puits d'extraction 2- travers-bancs - cheminées
- 4- travers-bancs de sous-étage 5- recoupees 6- galeries.

V. 4- TRAVAUX PREPARATOIRES: [8]; [9]**V. 4. 1. GENERALITES :**

Les travaux préparatoires, c'est une tâche des travaux minerais qui s'exécute juste après l'ouverture du gisement et qui consiste à partager le champ minier en éléments assurant la ventilation, la circulation du personnel et le transport des charges.

On, on distingue, les travaux préparatoires que l'on exécute pour la préparation de la chambre de défilage (d'abattage) dans le bloc que l'on appelle aussi compagne du bloc ou traçage de l'exploitation, ces travaux sont cheminée, entonnoir, et chambre, etc..

1- Cheminée:

Une cheminée est une voie verticale ou subverticale pouvant servir à l'aération, la circulation du personnel, au transport du matériel et les charges.

2- Entonnoir:

C'est une cheminée largement rasée vers le haut, servant au soutirage du minerai dans certaines méthodes d'exploitation. Il existe des entonnoirs allongés pour un meilleur soutirage.

3- Chambre:

C'est une excavation souterraine située dans le minerai, de grandes dimensions dont les parois délimitant le volume qui été occupé par le minerai enlevé.

V. 4. 2- ELEMENTS DE LA MINE:

On définit le champ minier comme la partie du gisement délimitée et destinée pour l'exploitation. Les dimensions du champs minier sont choisies afin d'assurer à la mine des réserves pour toute sa durée d'existence. Pour un champ minier on peut distinguer :

1. Etage:

Dans les gisements inclinés et dressants le seul mode valable de division du champ minier est celui en étages. Par définition, l'étage est une tranche du gisement comprise entre deux plans horizontaux distants d'une hauteur déterminée (variée de 30 à 100 m). Un étage peut être limité en direction par les limites du champ et suivant la ligne de plus grande pente, par les galeries principales.

2- Panneaux :

Les gisements en plateaux et peu inclinés de grande étendue sont généralement divisés en panneaux de dimensions et de disposition .

Le panneau est une portée de champ minéral qui est formé du fait de la division de ce dernier par un système des ouvrages perpendiculaires entre eux ou plus rarement inclinés.

La largeur d'un panneau varie d'habitude 80 à 300 m; des cas particuliers ces chiffres sont plus élevés.

3. Blocs:

On partage d'habitude un étage en blocs exploités dans certain ordre, le bloc est un volume qui a pour limites :

- Les plans horizontaux de l'étage.
- Les cheminées en direction du gisement
- Le toit et le mur du gîte.

En général, les cheminées sont disposées aux flancs du bloc et dans certaines méthodes d'exploitation, il est nécessaire de les creuser au milieu du bloc.

La longueur d'un bloc est d'ordre de 30 à 100 m.

V. 4. 3- PREPARATION DE BASE DANS DES GITES PUISSANTS ET TRES PUISSANTS :

Dans ce type de gisement, la préparation de base est faite par plusieurs galeries ou plus souvent par une galerie en combinaison avec des recoupes afin d'extraire tout le minéral du bloc.

Le traçage d'une galerie au mur et un autre au toit du gisement communique entre elles par des recoupes pour avoir un roulage circulaire de rendement considérable.

1- Préparation au rocher:

La préparation au rocher a pour avantage par rapport à celle au minéral:

- Pertes réduites de minéral dans les stocks de position,
- Possibilité d'utiliser la galerie de base comme voie de retour d'air de l'étage suivant,
- Conditions favorables de transport de minéral.

IV. 5- DESCRIPTIONS GENERALES DES METHODES D'EXPLOITATION SOUTERRAINE DES GISEMENTS METALLIFERES:

V. 5. 1- GENERALITES :

La pratique d'exploitation souterraine des gisements métallifères connaît de nombreuses méthodes de défilage, dont les quatre (4) principales classes regroupant les différentes variantes de défilage sont : [7];[8],[9];[24].

1. Les méthodes d'exploitation par chambre vides;
2. Les méthodes d'exploitation par chambre magasins;
3. Les méthodes d'exploitation par chambre remblayées;
4. Les méthodes d'exploitation par chambre foudroyées.

Le choix rationnel d'une méthode adéquate dépendra de l'étude comparative technico- économique des variantes, ceci signifie que le choix doit être répandu et satisfait aux conditions suivantes :

1. Sécurité des travaux miniers;
2. Extraction maximale du minerai;
3. Volume minimum des ouvrages d'ouverture et de préparation;
4. Prix de revient minimum pour le maximum du rendement des travaux miniers.
5. Pertes minimales du minerai ainsi de dilution.

V. 5.2-METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES VIDES :

1- Principe:

On appelle chambre vide un chantier d'exploitation qui est conservé sans remblayage ni mise à la place d'un soutènement systématique et sans que le minerai soit provisoirement laissé sur place à leur abattage.

On emploie ce mode d'exploitation dans le cas de gisement avec le minerai et les encaissantes durs.

2-Variantes:

a) Lorsque on exploite par chambres vides les gîtes métallifères inclinés dont la puissance inférieure à (3.5 m), on emploie le plus souvent les gradins renversés avec un front continu si le pendage est plus faible.

b) Lorsque les roches encaissantes sont stables et le minerai est dur, on emploie les gradins droits avec un mode d'abattage montant et/ou descendant.

c) En cas des gisements puissants à fort pendage, avec du minerai dur, la méthode d'exploitation par chambres vides est appelée méthode de galerie de sous étage. Le principe du système de défilage des sous étages est le suivant :

Dès qu'on prépare la saignée de découpage qui permet d'avoir un espace décompensation et une surface libre, on abatte de tranches verticales à partir des ouvrages creusés au minerai à de différents sous étage, en utilisant de longs trous soit en éventail, soit en parallèle, l'épaisseur des tranchés en général varié (de 2 à 2.5 m).

d) Parmi les méthodes d'exploitation par chambres vides il convient également de citer celles par chambres et paliers dans lesquelles les paliers séparant les chambres sont abandonnés dans un but de protection, ces méthodes sont les plus anciennes, elles permettent souvent une exploitation très économique, mais elles ont les inconvénients de perdre (30 à 60%) du gisement.

V. 5. 3- METHODE D'EXPLOITATIONS PAR CHAMBRES MAGASINS :

1- Principe:

Dans ces méthodes, l'exploitation se fait par chambre, du bas vers le haut, et le minerai abattu est temporairement employé en qualité de remblai pour maintenir les épontes.

Le minerai abattu foisonne et son volume augmente de (70%). Pour conserver du vide entre le minerai abattus et le minerai en place, il faut en soutirer 40%, quand le front atteint le niveau supérieur, l'exploitation de la chambre est terminée, le minerai qui occupe le magasin (60% du total) est récupéré par l'intermédiaire des entonnoirs à la base du bloc.

Entre les chambres, on abonde des piliers plus larges pour supporter le toit, ceux-ci peuvent être éventuellement partiellement récupéré lorsque l'exploitation du corps minéralisé est terminée.

2- Conditions d'application:

L'emploi des méthodes d'exploitation par chambres magasins est rationnel dans les conditions suivantes :

- a) Quand le minerai et les roches encaissantes sont stables et ne s'éboulent pas lorsqu'ils sont dénudés sur de grandes surface.
- b) Le pendage est supérieure à l'angle d'écoulement naturel des produits (45°).
- c) La séparation doit être nette entre le corps minéralisé et les épontes.
- d) La quantité du minerai ne doit pas être affectée par son stockage dans la chambre. Certains minerais s'oxydés et s'enflammés, sinon le soutirage sera impossible ou alors très difficile.

V. 5. 4- METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES REMBLAYEES :

1- Principe:

Ces sont celles où le vide crée par l'exploitation est comblé par un remblai qui remplace le minerai enlevé et maintient les épontes.

Le remblayage peut être effectué de deux (2) manières :

- a) En même temps que les travaux d'exploitation.
- b) Après l'enlèvement du minerai dans un secteur déterminé.

Les chambres remblayées sont employées pour l'exploitation des filons minces fortement pentes. Les gisements puissants sont exploitation par chambres remblayées lorsque les minerais sont durs et stable, et quand il est nécessaire d'éviter l'affaissement des terrains sus-jacents ou de la surface.

Lorsqu'on exploite les gîtes de moyenne et de grande puissance par chambre remblayées, les blocs sont généralement enlevés par zones.

On distingue les zones (tranches) horizontales et les zones (tranches) en diagonales, la hauteur de l'étage varié généralement de 30 à 45 m, la galerie de tête sert à l'aérage et l'amenée du remblai aux voie inclinées.

Le remblai est descendu de la galerie de tête par les voies inclinés et mise en place dans le vide de l'exploitation par gravité lorsque les zones sont inclinées ou bien au moyen d'un scraper quand les zones sont horizontales.

Lorsqu'on exploite par zones horizontales avec remblayage, les pertes sont de 2 à 5 %, et la dilution est 3 %, lorsqu'on exploite par les zones inclinées les pertes atteignent (3 à 8 %) et les dilutions est 5%.

2- Matériaux de remblayage:

Les matériaux de remblayage utilisés en général, sont les suivants :

- les roches stériles obtenus lors des travaux préparatoires au rocher.
- les stériles prélevées de l'une des épontes dans le cas des filon très minces.
- stériles des laveries.
- les remblais des carrières spécialement acheminées du jour au fond.

V. 5. 5- METHODE D'EXPLOITATION PAR CHAMBRES FONDROYEES:

1-Principe:

ce sont les méthodes de défilage dans lesquelles le minerai et les formations stériles sus-jacentes s'effondrent sous l'effet de la pesanteur, et celles dans lesquelles le minerai est abattu à l'explosif mais où le foudroyage des terrains sus-jacents fait partie intégrante de l'exploitation.

2- Variantes:

on distingue trois groupes indépendants :

1- Les tranches foudroyées :

Sont employée pour l'exploitation des gisements puissants de minerais moyennement durs et tendres reposant à faible profondeur sous des terrains s'effondrant facilement. Lorsqu'on emploie cette méthode, l'ordre d'exploitation s'effectue en rabattant.

Chaque tranche est exploitée sur toute sont ouverture (2 à 2.5 m), par enlevures successives chaque enlevure est foudroyé avant l'attaque de l'enlevure suivante.

Lorsqu'on emploi les tranches foudroyée, les pertes s'élèvent de (2 à 5%) et la dilution également de (2 à 5%).

2- Les sous étages foudroyés :

Ne sont qu'une application à plus grande échelle de la méthode des tranches foudroyées. Afin que cette méthode soit possible, le minerai doit être moyennement dur et les roches sous jactantes doivent s'effondrer facilement.

Dans cette méthode, les corps minéralisé est découpé en sous étage distants de (8 à 15 m), chaque sous étage est découpé par une série de galerie parallèle qui couvrent toute la surface du corps minéralisé.

Après le tir, le minerai abattu dans une galerie est chargé et transporté vers les cheminées le foudroyage du toit suit immédiatement l'abattage, l'abattage ce qui à cause une dilution, lors du chargement du minerai. Quand la dilution dépasse une certaine limite, le chargement est interrompu est un nouvel éventail est abattu.

La dilution peut varier entre 10 à 35 % et le minerai perdu entre 5 à 20 % (pour cette raison la méthode trouve l'application que dans le cas d'un minerai de faible valeur).

3- Les blocs foudroyés:

Méthode de dépilage d'un bloc dans un gisement de grande dimension par foudroyage, dans cette méthode le corps minéralisé est divisé en grands blocs, dont la section horizontale est généralement supérieure à 1000 m².

La coupure est réalisée sur une surface importante de la base et des côtés de chaque bloc, au fur et à mesure du foudroyage, le minerai s'écrase et peut être chargée à la base, à l'ensemble des points du soutirage.

Cette méthode est employée pour l'exploitation des gisements puissants à forte pendage, reposant sous des terrains s'effondrant facilement.

Le minerai doit demeurer stable au cours des travaux préparatoires et de la réalisation des coupures à la base des blocs, mais doit détacher facilement des roches encaissant et se fractionner au moment du foudroyage (par tir).

V. 6- PARAMETRES DES TRAVAUX DE FORATION ET DE TIR:

Les divers paramètres techniques des travaux de foration et de tir se déterminent par les formules empiriques ci-dessous :

1. La ligne de moindre résistance W :

W est donnée par la formule suivante :

$$W = d. [(0.785. \Delta.c_h) / (Q. m. \lambda)]^{1/2}, [m];$$

Où :

d = Diamètre de trous, [m].

Δ = La masse volumique d'explosif, [Kg/m³]

C_h = Le degré de chargement des trous, (C_h = 0,7 : 0,85)

Q = La consommation en l'explosif (Kg/m³).

m = Distance relative entre les trous que l'on détermine à partir des abaque m en fonction de diamètre des trous et la dureté des roches.

λ = Coefficient tenant compte de la diminution du volume de minerai abattu à cause de la présence des trous de contour; que l'on détermine d'après la relation suivante :

$$\lambda = S / (S + 0.5. a_{cov}. \sum l_{cov})$$

où:

1- S = Surface du front d'abattage; S = H_f * B_f

Avec:

H_f = La hauteur du front d'abattage.

B_f = La largeur du front d'abattage.

a_{conv} = La distance moyenne conventionnelle entre les trous que l'on détermine d'après des abaques, a_{conv}, en fonction de la dureté des roches.

l_{conv} = La longueur des trous de contour.

2- La quantité du minerai abattu par l'abattage d'une tranche:

$$V_c = (S - S_g) . W . \gamma, [t];$$

S = Section du front d'abattage, [m²];

S_g = Section d'ouvrage de foration, [m²];

γ = Masse volumique [t/m³];

W = La ligne de moindre résistance, [m].

3- La quantité de minerai abattu par un mètre de trous :

$$V_{a.u} = m. W^2. \gamma. \lambda, \text{ [t/m]}.$$

4- La longueur totale des trous dans une tranche :

$$\sum l_{tr} = V_c / V_{a.u}.$$

5- La capacité d'explosif pour un mètre de trous :

Q_u : est donnée par la formule suivante :

$$Q_u = \pi. d^2. C_h \Delta / 4, \text{ [Kg/m]}.$$

6- La charge totale d'explosif pour l'abattage d'une tranche :

$$Q_t = Q_u. \sum l_{tr, ch}, \text{ [Kg]};$$

$\sum l_{tr, ch}$ = la longueur totale des charges le long des trous, $\sum l_{tr, ch}$ est donnée par la formule suivante :

$$\sum l_{tr, ch} = \sum (l_{tr, i} - l_{b, i}), \text{ [m]};$$

où : l_{tr} : Longueur de trous fore.

l_b : Longueur du bourrage.

7- La distance moyenne entre les extrémités de trous : $a_{ext} = (1 : 1.4) W, \text{ [m]}.$

8- La distance minimale entre les charges : $a_{ch} = (0.4 : 0.5) W, \text{ [m]}.$

V. 7- ORGANISATION DES TRAVAUX MINIERS**V. 7. 1- GENERALITES :**

La pratique d'exécution des projets d'exploitation a montré que les résultats ne peuvent être satisfaisants, que si les différents travaux d'exploitation sont soumis à une organisation bien déterminée, et ce quelles qu'en soient les conditions de travail (naturelles, techniques, technologiques).

Pour optimiser les différents paramètres d'exploitation, c'est à dire réduire les différents coûts occasionnés par les diverses étapes d'exploitation et donc réduire le prix de revient de la tonne de minerai marchand, l'étude d'organisation pour les principaux processus exploitation s'avère primordiale et indispensable.

V. 7. 2- ORGANISATION DES TRAVAUX DE FORAGE :

Les différents travaux de la première partie d'un cycle de travail, sont distribués selon les activités suivantes:

- 1- accès au lieu de travail;
- 2- préparation de la plate-forme et, les perforatrices, retrait les équipements avant et après le forage;
- 3- forage;
- 4- préparation des trous au chargement, et leurs chargement;
- 5- tir et, la ventilation.

Lors de l'organisation cyclique du travail, le temps de forage des trous doit être égale à celui des soutirages et évaluation du minerai, autrement dit, le rendement de l'équipe de forage exprimée en (t/post) doit être égale au rendement de soutirage et évacuation du minerai.

On calcul le temps pour le forage des trous dans une tranche (un rang), par la formule suivante:

$$T_{Ltr} = (\sum_{Ltr} N_{rang}) / (R_{per} \cdot N_{per})$$

où: - \sum_{Ltr} = longueur totale des trous par rangée, [m];

- N_{rang} = nombre de rangées dans une tranche;

- R_{per} = rendement de travail de la machine de foration, [m / poste];

- N_{per} = nombre de perforateurs.

V. 7. 3- ORGANISATION DES TRAVAUX MINERS LORS DES CHARGEMENTS DES TROUS PAR L'EXPLOSIF :

La série d'opération de placement de distribution et la mise en feu de l'explosif, toujours la même, se nommée chargement. Le paramètre essentiel pour cette opération est la durée de chargement.

La durée de chargement est déterminée selon la formule suivante:

$$T_{\text{ch.tr}} = (60 \cdot Q_{\text{exp}} \cdot k_{\text{ext}}) / (R_{\text{tch}} \cdot N_{\text{ch}} \cdot k_u \cdot T_p), \text{ [min]};$$

où:

Q_{exp} = la charge totale d'explosif;

k_{exp} = coefficient tenant compte des dépenses de travail pour la livraison des explosifs (1. 5 : 3);

$R_{\text{t.ch}}$ = rendement technique d'une machine à charger, [kg / heure];

N_{ch} = nombre de machines à charger l'explosif;

k_u = le coefficient d'utilisation de chargeuse, (0. 75 : 0. 9);

T_p = durée d'un poste de travail, [h / poste].

Le tir et la ventilation constituent la phase finale de la première partie du cycle des travaux. La ventilation dont le but à rendre l'air qui s'y trouve, en particulier sur le front de taille, respirable, dépourvu les gaz toxiques provenant des explosions et, des moteurs à explosion, et enfin exempt la poussière provenant du forage...

V. 7.4- ORGANISATION DES TRAVAUX MINERS LORS DES CHARGEMENTS ET TRANSPORT DU MINERAL :

Les différents types de chargement et transport peuvent, parfois rendre difficile le choix d'engins et le système les mieux appropriés. Pour faire le choix, il faut aborder les différents aspects du chargement, et de transport, en fonction des détails du projet.

En général, la première décision et, la plus importante, se réfère au type de transport. Ainsi que, le choix du système de transport se définit sur les considérations technico-économiques.

La limite d'utilisation entre le transport sur rails et celle des pneus est résulte sur le bilan des divers facteurs suivants:

- la section transversale des galeries;
- longueur des ouvrages de transport;
- accès à la sortie;
- masses devront être transportées.

Normalement, c'est le premier de ces facteurs qui est le plus décisif.

Après avoir déterminé le mode de transport, il est nécessaire de choisir le type de chargement et, à partir de sa capacité, de vérifier si le chronogramme sera satisfaisant ou quelles sont les modifications à y apporter.

Le calcul de temps total de ces opérations sera déterminé en fonction des paramètres suivants:

1. La quantité du minerai abattu, (t);
2. Nombre de machines de chargements et de transport;
3. Le rendement de chacune d'elles;
4. Il faut tenir compte des coefficients de corrections.

L'autre paramètre qui a l'influence sur le genre de l'organisation c'est le rendement de travail pour l'excavation de minerai abattus.

Conclusion :

Sur la base des calculs du temps de forage, du chargement des trous en explosif et du tir de l'évacuation du minerai etc... On élabore un cyclogramme de l'exploitation d'une tranche et, on détermine le temps d'exécution d'un cycle dans le chantier.

V. 7. 5- INDICES TECHNIQUES DE L'EXPLOITATION DES CHAMBRES:

On entend par indices techniques, les indices suivants :

1. Le nombre de cycles nécessaires pour l'extraction d'une chambre, donné par l'intermédiaire des :
 - a) réserves industrielles de la chambre (tonnes).
 - b) quantité de minerai abattu par l'abattage d'une tranche.
 - c) Le nombre de rangées d'une tranche.
 - d) temps d'exécution d'un cycle (après le cyclogramme d'exécution d'une tranche).
2. Les dépenses totales de travail de l'exploitation de la chambre.
3. La production mensuelle du bloc en période d'exploitation de chambre.
4. Le rendement de travail d'une exploitation de la chambre.
5. La durée de vie de la mine.

Conclusion

En abordant ce travail, on a essayé de présenter un modèle pratique pour délimiter les contours d'exploitabilité par la méthode des variantes.

Il est clair que le choix d'un contour est très compliqué, vu le nombre de contraintes à considérer telles que: les contraintes naturelles, techniques, technologiques et économiques.

A cet effet, une étude d'exploitabilité fait appel à la comparaison entre des variantes, qui prennent en compte les différentes opérations, telles que:

- la délimitation des zones à exploiter ;*
- la détermination des critères économiques;*
- la progression des travaux miniers;*
- la méthode d'exploitation...*

Chaque variante exige de nombreux calculs, ce qui représente une opération souvent longue et fastidieuse.

Cependant, la modélisation des données de départ et l'utilisation de l'outil informatique, permettent d'étudier rapidement une multitude de variantes possibles et de faire le choix le plus rationnel.

Le plan directeur présenté n'a pas la prétention d'être exhaustif, mais on suggère de mettre la lumière sur les principaux aspects d'une exploitation minière.

Par ailleurs le choix d'une méthode d'exploitation doit être basé sur l'expérience des travaux exécutés dans des mines étrangères présentant les même indices d'exploitation.

Enfin, il serait intéressant dans le cadre de nouveaux projets de fin d'études de comparer la méthode des variantes utilisée avec d'autres méthodes de détermination des contours d'exploitabilité.

BIBLIOGRAPHIE

COURS

- [C1]: Cours de Dr : M.A. BACHAR (Cours d'exploitation)
[C2] : Cours de Dr : A. AIT-YAHIA TENE (Cours d'économie)
[C3] : Cours de Mr : M. SALHI (Cours d'exploitation)

OUVRAGES ET THESES

- [1] SLESSE P.
Minerai et fontant; Revue les techniques d'ingénieur (série 1992)
- [2]
- [3] BARIAND
Les minéraux (le volume 3)
- [4] KOVALENKO V. AMBARTSOUMIAN N. LAHMER K. M (1986)
Exploitation des carrières, O.P.U: Alger. 300 p.
- [5] BLES R. FEUGA. J 1980
La fracturation des roches, B.R.G.M, Paris. 158p.
- [6] LEGHRIEB Y. (1993)
Réalisation d'un plan de tir dans un massif fissuré, en utilisant le logiciel " optir"
(cas de la carrière de Meftah). Mémoire de magister. 157 p
- [7] VIDAL V. (1966).
Exploitation de mines (Tome 3), Dunod, Paris.
- [8] CHIBKA N. (1980)
Exploitation des gisements métallifères, O.P.U? Alger. 240 p
- [9] BOKY B. (1968).
Exploitation de mines, Mir, Moscou. 820 p.
- [10] HERRMANN K. (1971)
Précis de forage des roches, Dunod édition, Paris. 291 p.
- [11] BRAUN G. (1973).
Prix de revient, prix de vente et contrôle d'exploitation dans l'entreprise moyenne.
Ed Entreprise moderne. Paris.
- [12] MERABET DJ. STEPANOV V. 1989.
Principe de l'élaboration du projet des mines à ciel ouvert, O.P.U. Alger. 119 p.
- [13] TEMTCHENKOV G.
Principes de l'élaboration des projets de mines. O.P.U, Alger.

BIBLIOGRAPHIE

- [14] HANTZ D., ARCAMONE J., LAVERSANNE J.
L'analyse a posteriori des talus de mines à ciel ouvert dans des formations géologiques complexes. Industrie minière - les techniques; vol.69, Novembre 1987.
- [15] HANTZ D.
La conception des talus de mines à ciel ouvert. Industrie minière -Les techniques; vol.69, Decembre1987.
- [15] BENYOUNES K.(1991)
Etude géotechnique et analyse de stabilité des talus dans la carrière de calcaire de Meftah. Mémoire de magister , ENP(91) ; Alger.
- [16] HAMIDI M.
Etude géotechnique de la stabilité des talus dans le quartier de Zerga de la mine d'OUENZA. Mémoire de magister , ENP(94) ; Alger. 145 p
- [17] BRAHIMI K. MAOUCHE Z.
Etude du projet d'exploitation du gisement de gypse de RAS-Fouinis (W de Ghardaïa). Memoire de P.F.E (1994), E.N.P. Alger.
- [18] TOUDJINE A.K. (1991)
Comment optimiser les prix. ENAL pratique. Alger. 170 p.
- [19] PAUCHER P. (1993).
Mesure de la performance financière de l'entreprise.O.P.U. Alger. 150 p
- [20] ABDOULAYE M.
Détermination du coefficient de découverte des gisements des minéraux utiles, dans les conditions du gisement de gypse de Medea. P.F.E. ENP(89), Alger.
- [21] KARA R. (1993).
Plan directeur d'exploitation du gisement d'agrégats de Miliha (W. Djalfa). P.F.E. ENP (93). Alger. 80 p.
- [22] SALHI M. (1993)
Méthodologie d'exploitation des matières premières à ciment dans le sud Algerien. cas de la future cimenterie d'EL-Abiad Sidi-Cheikh (W d'El-Bayadh). Memoire de magister (1993), E.N.P.A, Alger.
- [23] STASSEN P. (1986).
Les exploitation à ciel ouvert (photocopies). Université de liege. 212 p.
- [24] STASSEN P. (1983).
Méthodes d'exploitation souterraine des gisement métallifères. photocopies Université de liege. 256 p.

BIBLIOGRAPHIE

[25] LAZOUNI A. (1994)

Choix d'une méthode optimale pour l'exploitation d'un gisement dressant; cas du gisement de fer de la mine de Boukhadra (W. Tebesse). Mémoire de magister. ENP(94). Alger.

[26] MOUHTAT M.

Contribution à l'étude du projet d'exploitation souterraine de la 2^o phase de la mine de BOUKHADRA. P.F.E.,E.N.P (93). Alger.

ANNEXE

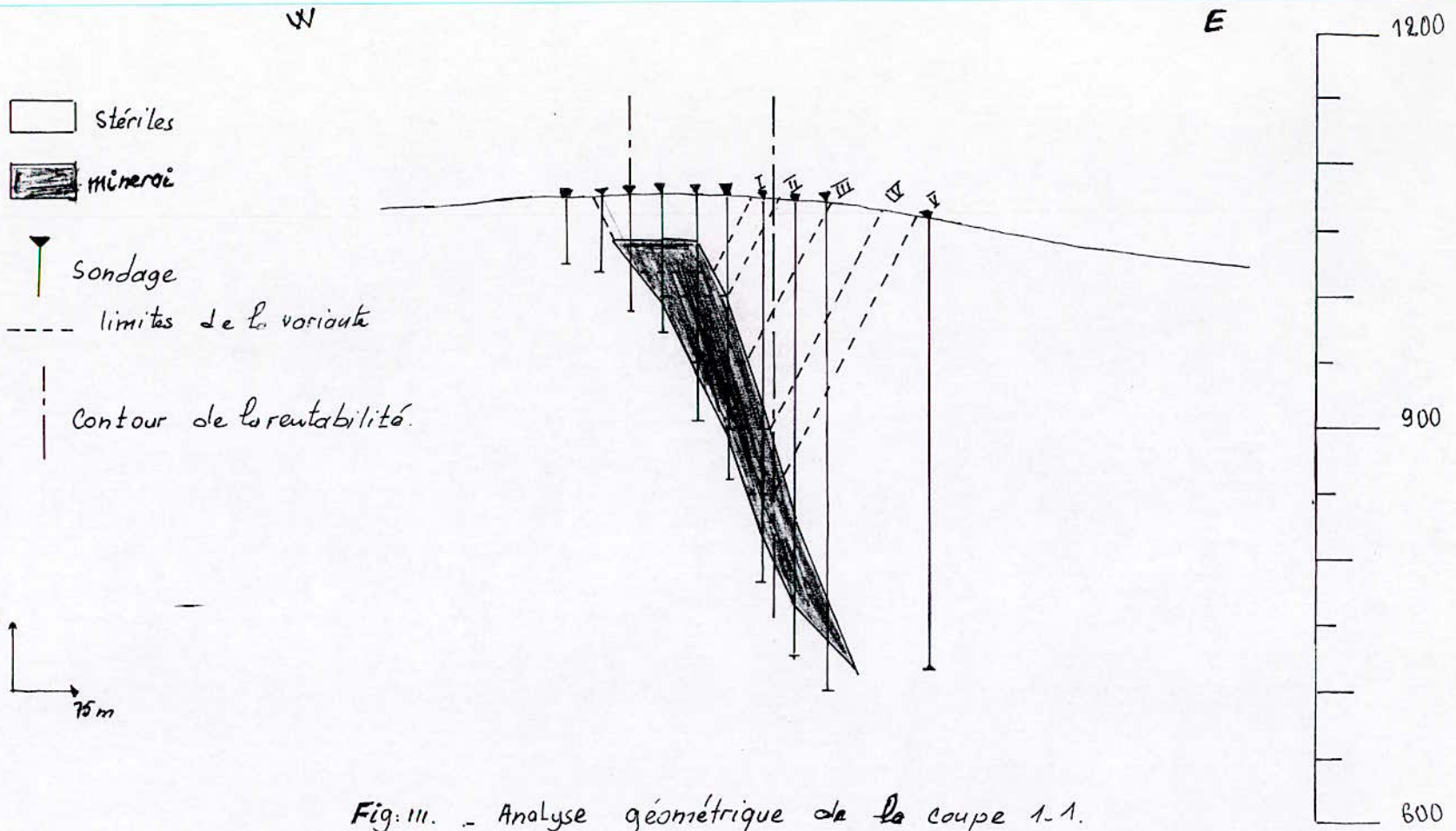
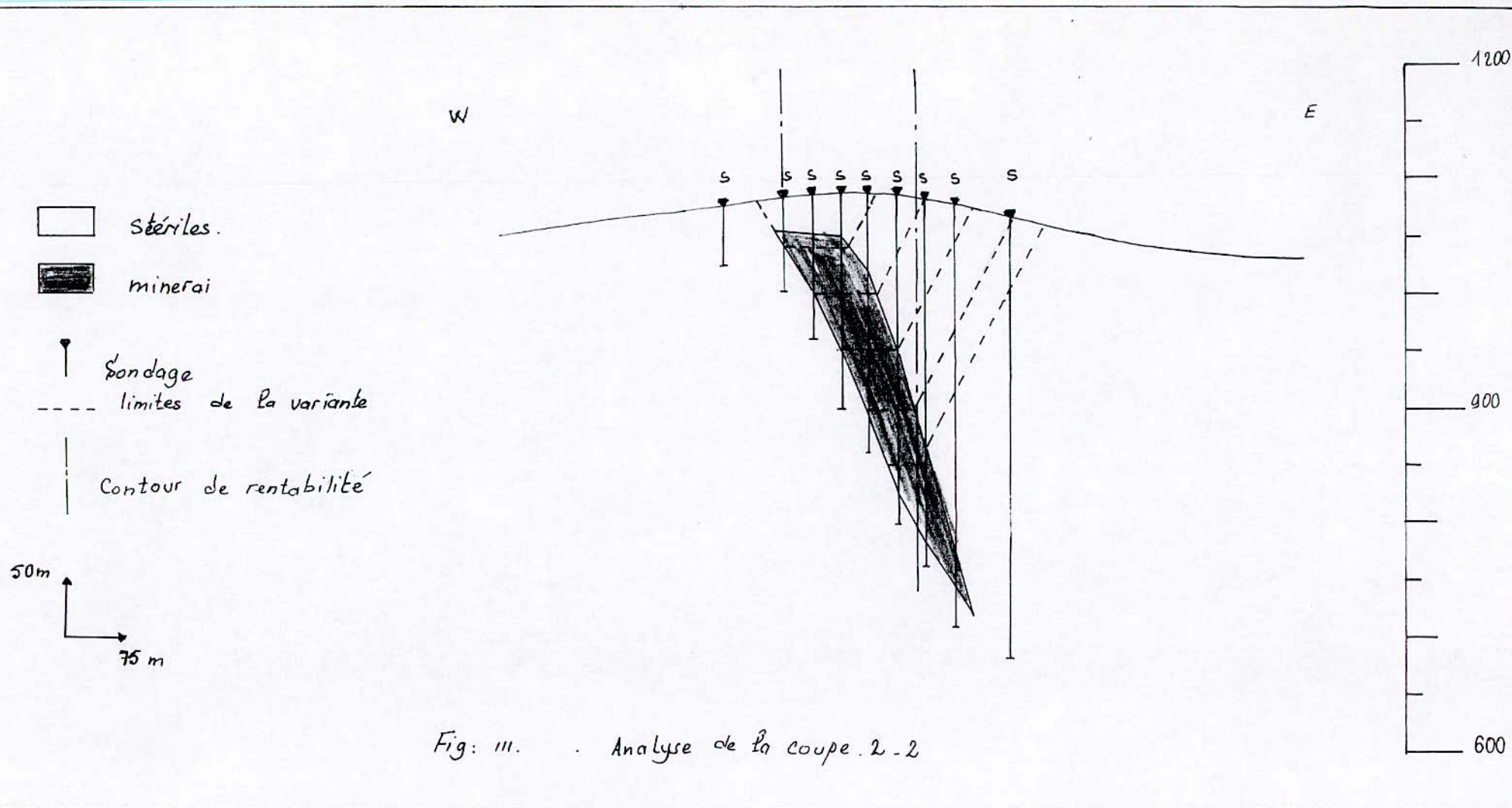


Fig. III. - Analyse géométrique de la coupe 1-1.



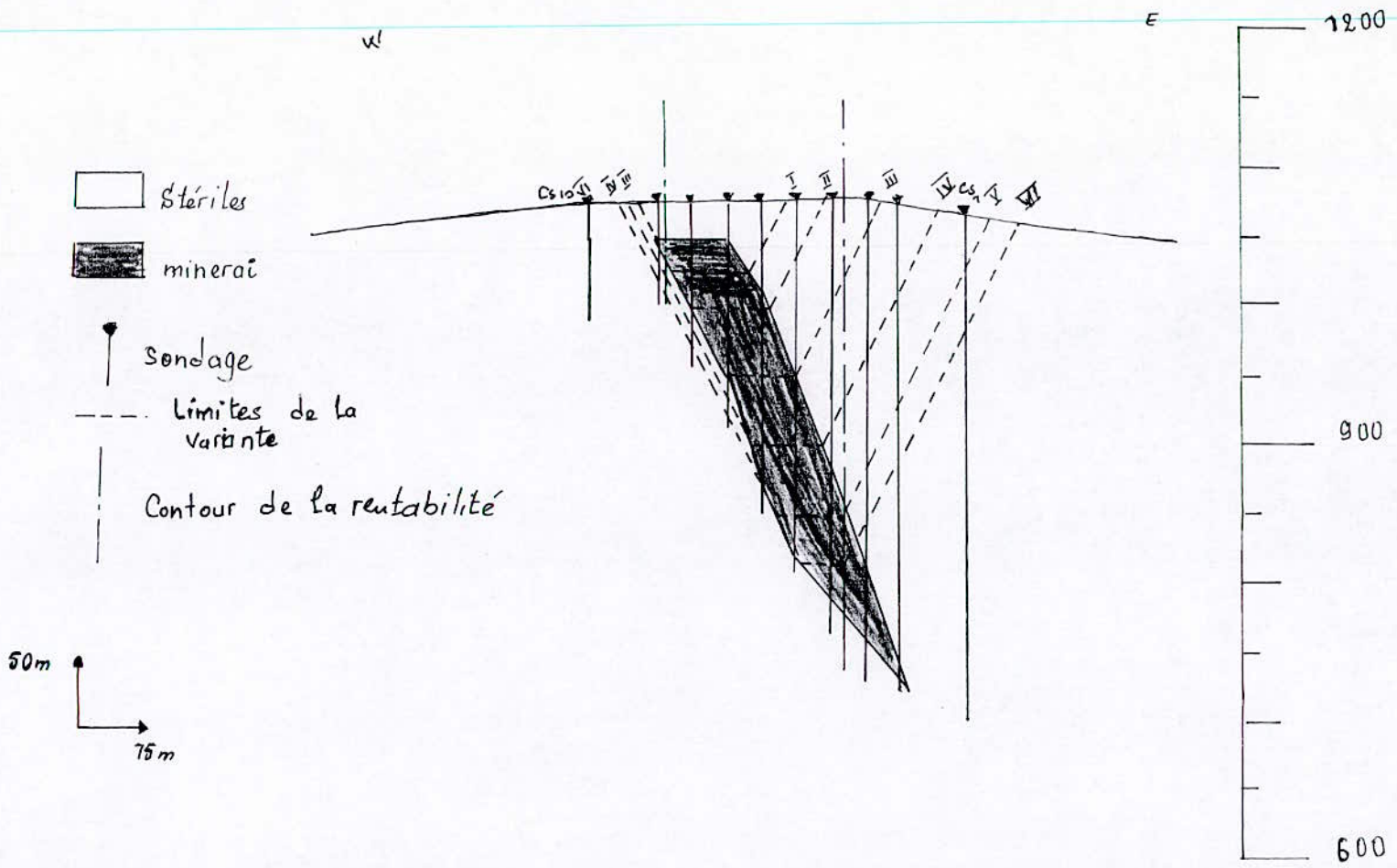


Fig: III. - Analyse géométrique de la
Coupe 3-3

Légende

□ stériles

■ minéral

⌋ sondage

- - - limites de la variante

| : - | contour de la rentabilité

50m
75m

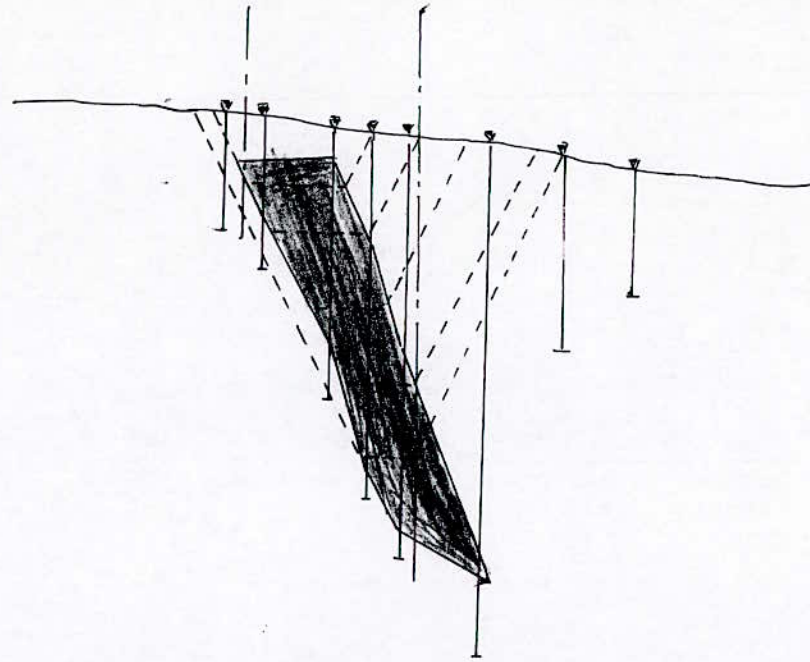
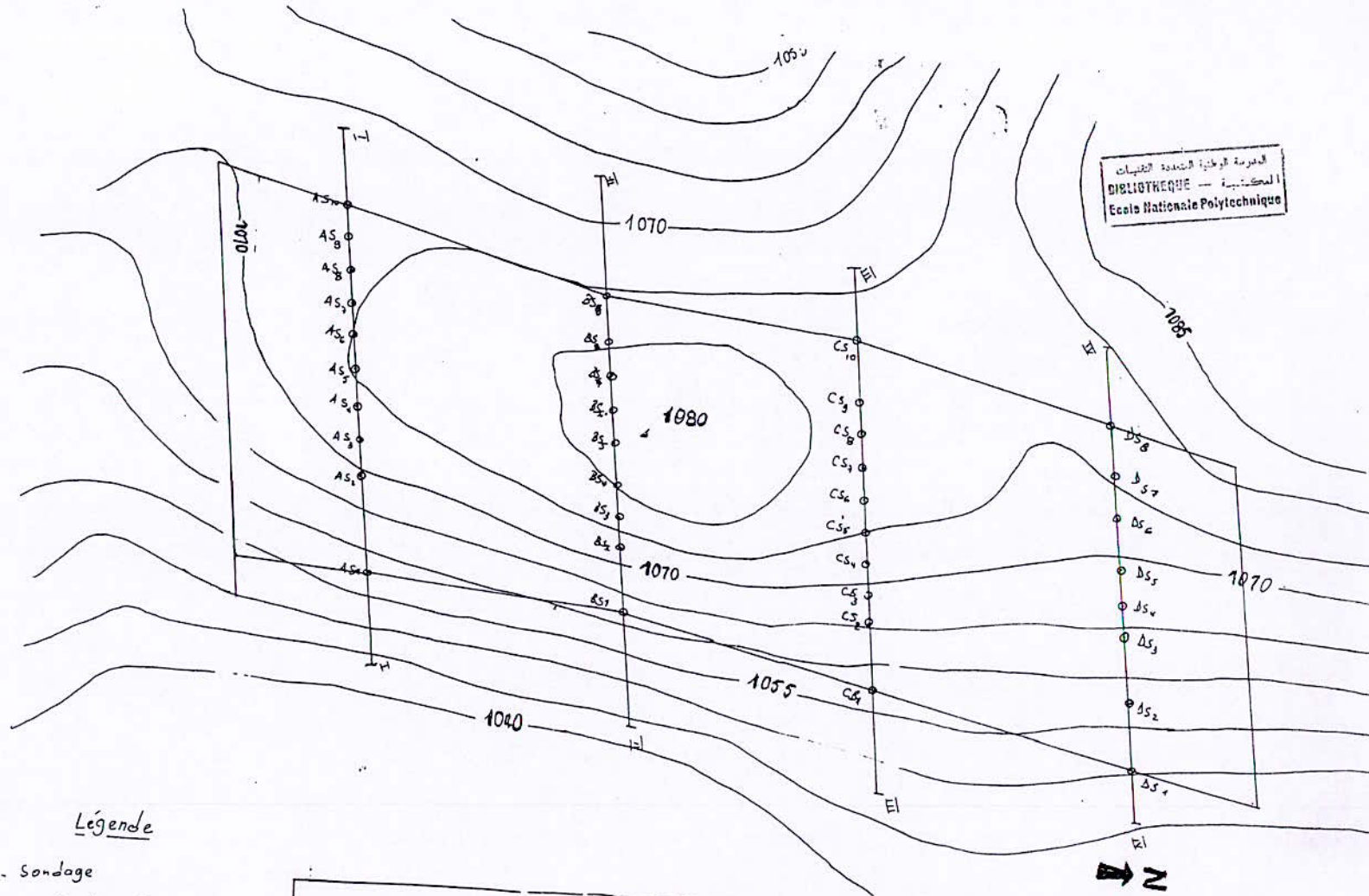


Fig. III. : Analyse géométrique de la coupe
4-4.

600

1200

900



الجامعة الوطنية المتعددة التخصصات
 المكتبة العامة
 BIBLIOTHEQUE
 المكتبة العامة
 Ecole Nationale Polytechnique

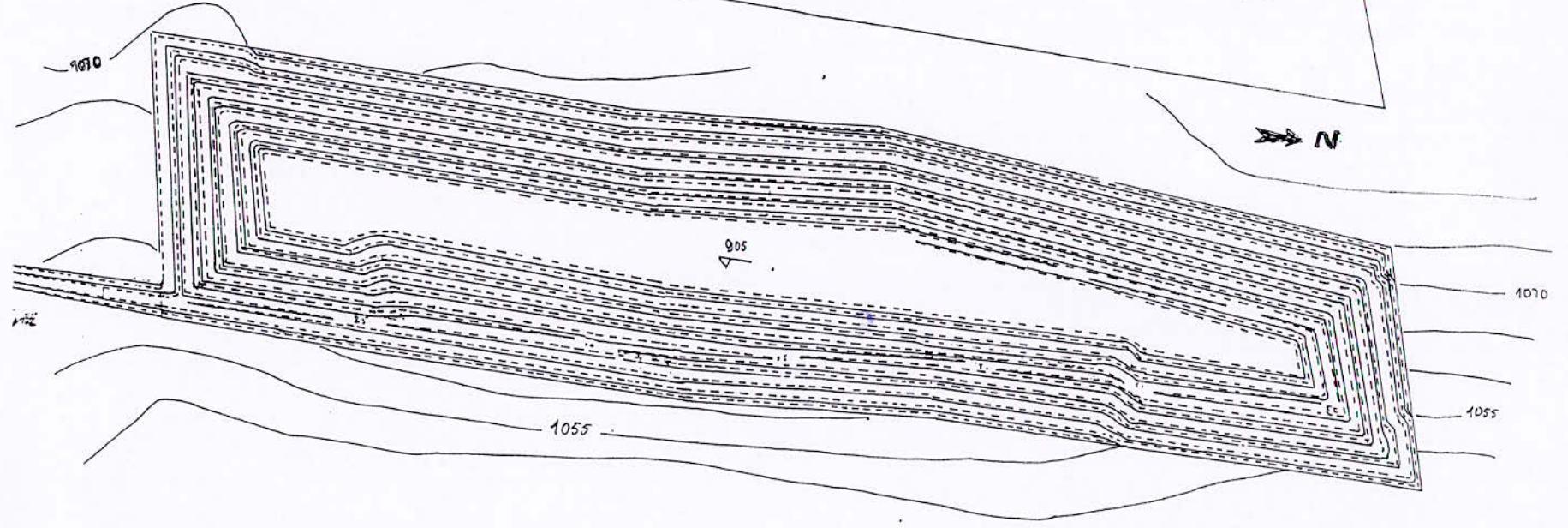
Légende

- Sondage
- Contour du calcul des réserves.
- ~ Courbe de niveau.

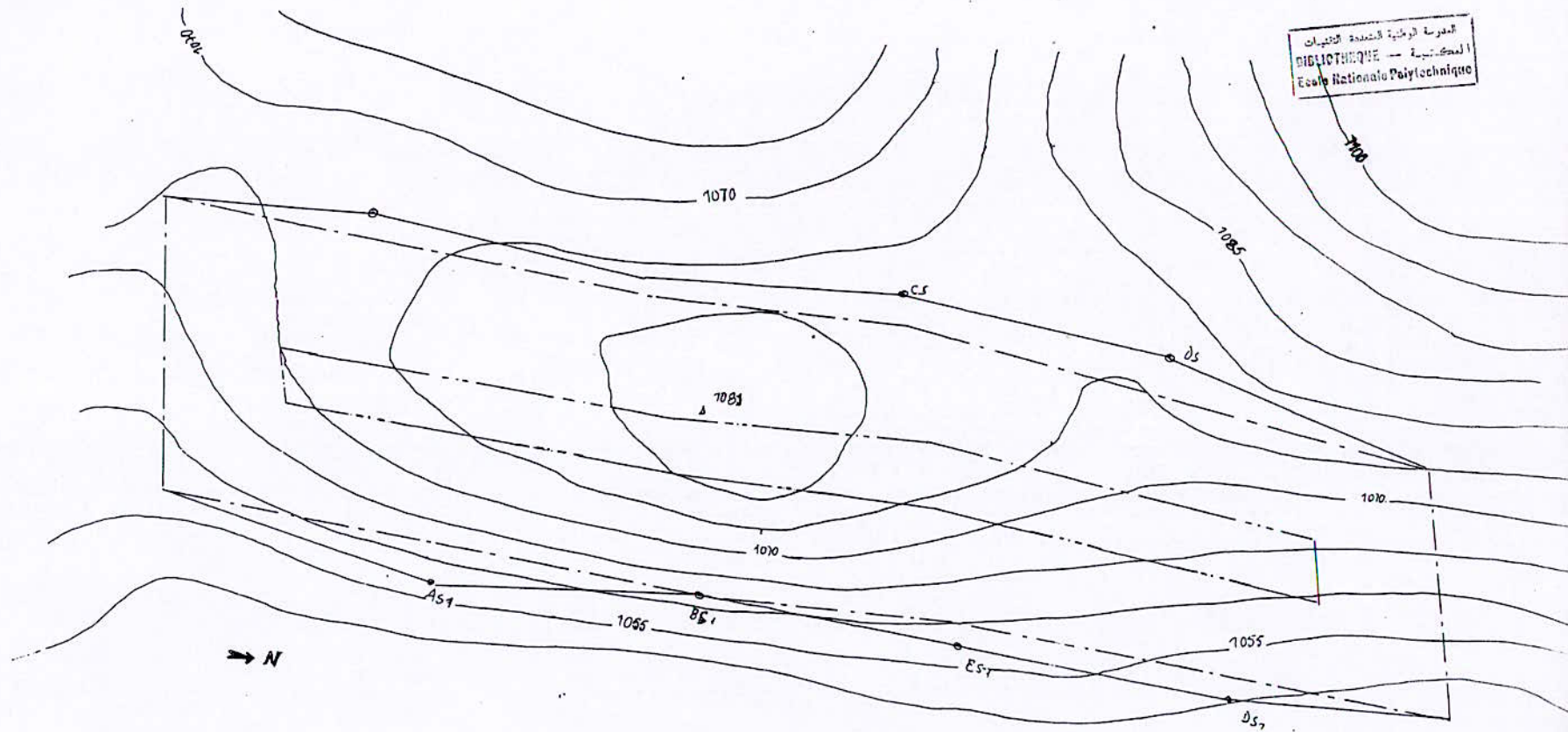
Plan I. Plan de calcul des réserves et implantation des sondages, Echelle: 1/4600

الجمهورية العربية السورية
مديرية الجغرافيا والخرائط
مدرسة الجغرافيا والخرائط
D.I.C. National Geographic Institute

Plan IV-2. Liquidation de Lamine à ciel ouvert
Echelle: 1/4500



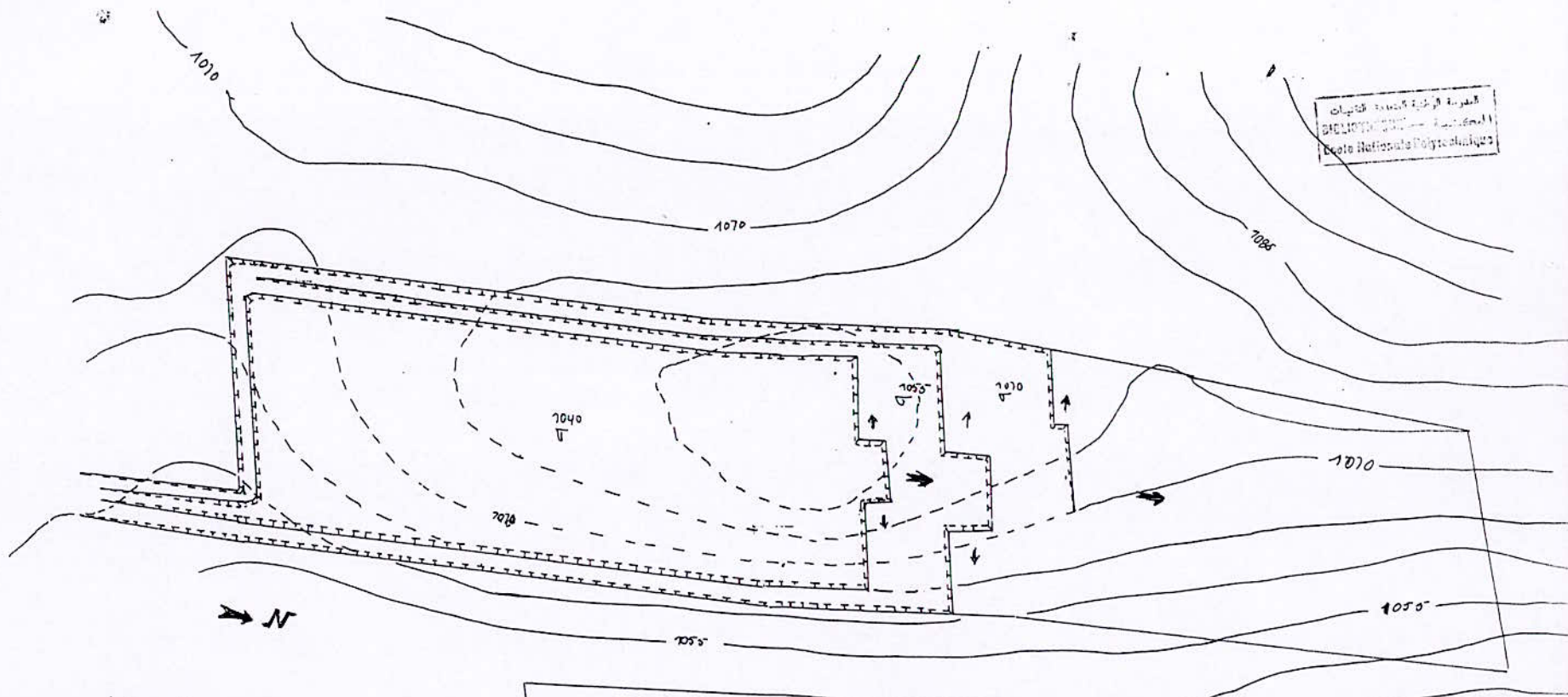
المدرسة الوطنية المتعددة التخصصات
 المغربية
 École Nationale Polytechnique



Légende

- Contour extérieur d'exploitabilité.
- - - - - le fond de la mine
- Contour du gisement.

Plan II. Contours d'exploitabilité.
 Echelle: 1/4600



Légende
— gradin
→ Front de taille
→ Front d'abattage.

Plan IV. 1. Développement d'exploitation
Des niveaux (1070, 1055, 1040).
Echell. : 1/4600