



Université Abderrahmane Mira de Bejaia

Faculté de Technologie

Département des Mines et géologie

# *Memoire de Fin d'Etudes*

En vue de l'obtention du Diplôme de Master en Génie Minier

Option : EXPLOITATION MINIER

*Présenté par*

**Mr. BAALI ABDESAMAD**

**Mr. BEN ABDELKRIM SADDAM**

## **Thème**

***Réorganisation des travaux d'exploitation de gisement d'or AMESMESSA, wilaya de Tamanrasset filon N°9***

Soutenu le / /2019 devant le jury composé de:

Président: *Mr. Hammiche Laid* MCB U.A.M.B

Promoteur: *Mr. Guelmami Ali* MAA U.A.M.B

Examineur: *Mr. Ait Habib Zakaria* MAA U.A.M.B

***Année Universitaire: 2018-2019***

## *Dédicaces*

*Je dédie ce modeste travail :*

*A mes chère parents qui m'ont soutenu, et encourager*

*A mon cher frère et ma chère sœur*

*A toute la famille*

*A tous les amis.*

*Ben Abdelkrim Saddam*

# *Dédicaces*

Je dédie ce modeste mémoire :

A ma mère, qui m'a encouragé  
d'aller en avant, et continuer mes études

A mon père qui m'a donné son  
soutien permanent durant toutes mes  
années d'études ;

A mes frères et sœurs ;

A tous mes amis sans exception ;

Balli Abdesamad

# Tableau des matières

Remerciements	
Dédicace	
Liste des figures	
Liste des tableaux	
Liste d'abréviation	
Introduction générale .....	1

## **Chapitre I : les modes d'ouverture et systèmes d'exploitation de gisements**

I.1 Introduction .....	2
I.2. Conditions économiques d'exploitation d'un gisement à ciel ouvert .....	2
I.3. Détermination de la profondeur maximale d'exploitation à ciel ouvert .....	5
I.4. Mode d'ouverture .....	6
I.5. Le choix du mode d'ouverture .....	6
I.5.1. Les facteurs géologiques .....	6
I.5.2. Les facteurs technico-miniers .....	7
I.5.3. Les facteurs économiques .....	7
I.6. Classification des tranchées capitales .....	7
I.6.1. Tranchées d'accès ou demi-tranchée (inclinées) .....	7
I.6.1.1. Tranchées extérieurs .....	7
I.6.1.2. Tranchées intérieures .....	7
I.6.2. Tranchées de découpage .....	7
I.7. Disposition des tranchées .....	8
I.7.1. Disposition des tranchées d'accès extérieures .....	8
I.7.2. Disposition des tranchées d'accès intérieures .....	8
I.7.3. Disposition des tranchées de découpages .....	8
I.8. Critères de choix d'un schéma d'ouverture .....	8
I.8.1. Facteurs géologiques .....	8
I.8.2. Topographie de la surface .....	8
I.8.3. Facteurs technico-minières .....	9

I.9.Schémas d'ouverture .....	9
I.9.1.Ouverture par tranchées intérieurs .....	9
I.10.Conditionsd'emploi des différentes tranchées .....	12
I.11.Méthode d'exploitation à ciel ouvert .....	13
I.11.1.Classificatons des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après E.Scheschko .....	13
I.11.1.1.Systèmes d'exploitation du groupe A .....	14
I.11.1.2.Systèmes d'exploitation du groupe B .....	14
I.11.1.3. Systèmes d'exploitation du groupe C .....	14
I.11.2.Classificatons des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après V.Rjervsky .....	14
I.12. Principaux éléments du système d'exploitation .....	15
I.12.1.Le gradin .....	15
I.12.2.La hauteur de gradin .....	16
I.12.3.L'angle de talus du gradin .....	16
I.12.4.La largeur de Plate-forme de travail .....	18
I.12.5.Vitesse de déplacement de chantier .....	20
I.12.6.Approfondissemnt annuel des travaux miniers .....	20
I.13. Travaux d'extraction des roches .....	21
I.13.1. Paramètres de forage .....	21
I.13.1.1.Choix du mode de forage.....	21
I.13.2. Paramètres de tir .....	23
I.13.2.1.Exigences technologique de travaux de forage et de tir .....	23
I.13.3. Paramètres liés à l'explosif .....	24
I.13.3.1. Abattage à l'explosif .....	24
I.13.3.2. Le choix de l'explosif .....	24
I.13.3.3. Le travail à l'explosif .....	25
I.13.3.4. Conception d'un plan de tir .....	25
I.13.3.4.1. Le plan de tir .....	26
I.13.3.4.2. La consommation spécifique de l'explosif de projet .....	27
I.13.3.4.3 Les principaux paramètres de l'emplacement des trous .....	29
I.13.3.4.4. Construction de la charge explosive .....	30
I.13.3.4.5. Paramètres du bloc à abattre .....	32
I.13.3.4.6. Rayon de sécurité .....	33

Conclusion .....	33
------------------	----

## **Chapitre II : Présentation de la mine et L'or, leur origine**

II.1 Introduction .....	34
II.2. Situation géographique et topographique de la région .....	34
II.3. Situation géologique .....	35
II.3.1. Géologie régionale .....	35
II.3.2. Géologie Locale .....	36
II.4. Les filons de quartz aurifère d'Amesmessas.....	38
II.5. Les roches encaissantes .....	38
II.6. La géologie du gisement .....	38
II.7. Minerai d'or .....	39
II.8. Origine de l'or .....	40
II.8.1. L'or primaire .....	41
II.8.2. L'or secondaire .....	42
II.9. Propriétés de l'or .....	43
II.10. Production de l'or .....	43
II.11. Prix de l'or .....	44
Conclusion .....	44

## **Chapitre III: Travaux d'exploitation actuelle**

III.1. Introduction .....	45
III.2. Capacité de production .....	45
III.3. Mode d'ouverture .....	45
III.4. Systèmes d'exploitation .....	47
III.5. Paramètres de forage .....	47
III.5.1. Caractéristiques technique de la sondeuse .....	47
III.5.2. L'indice de forabilité .....	48
III.6. Les différents paramètres des travaux de forage .....	49
III.7. Les outils utilisés pour les tirs .....	50
III.7.1. Caractéristiques de l'explosif utilisé dans la mine Amesmessas .....	50
III.8. Chargement et transport .....	52
III.9. Traitement de l'or par cyanure .....	54

Conclusion .....	55
------------------	----

## **Chapitre IV: Réorganisation des travaux d'extraction**

IV.1.Introduction .....	56
IV.2.Choix du mode d'ouverture .....	56
IV.2.1. Etapes de la réouverture du filon N°9 .....	56
IV.2.2. Calcul des paramètres des tranchées .....	57
IV.2.2.1 Profondeur de la tranchée .....	57
IV.2.2.2 Angle des talus des tranchées .....	57
IV.2.2.3 Largeur de la tranchée d'accès .....	58
IV.2.2.4 Inclinaison longitudinale des tranchées .....	59
IV.2.2.5 Profondeur finale de la mine .....	59
IV.3.Choix de la méthode d'exploitation .....	61
IV.3.1. Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation .....	61
IV.3.1.1 La hauteur du gradin .....	61
IV.3.1.2 L'angle de talus du gradin .....	61
IV.3.1.3 La largeur de plate-forme de travail .....	61
IV.3.1.4 Vitesse de déplacement de chantier .....	62
IV.3.1.5 Approfondissement annuel des travaux miniers .....	62
IV.4.Calcul des réserves exploitables et volume des roches stériles .....	63
IV.4.1. Réserves exploitables et quantités du métal .....	63
IV.4.2. Volumes des roches stériles .....	65
IV.5.Capacité de production .....	67
IV.5.1. Production annuelle de la mine .....	67
IV.5.2.Durée de vie de la mine au niveau du filon N°9 .....	67
IV.5.3.Production mensuelle .....	67
IV.5.4.Production journalière.....	68
IV.5.5.Production hebdomadaire.....	68
IV.5.6.Production postière .....	68
IV.5.7.Production horaire .....	69
IV.6.Paramètres de forage et de tir .....	69
IV.7.Calcul des paramètres de tir .....	69
IV.8.Chargement et transport .....	71

IV.8.1. Chargement .....	71
IV.8.1.1. La capacité de godet de la pelle .....	71
IV.8.1.2. Le rendement de la pelle .....	71
IV.8.1.3. Nombre des pelles nécessaire .....	71
IV.8.2. Transport .....	72
IV.8.2.1. Le rendement des camions .....	72
Conclusion .....	73

## Liste des figures

### Chapitre I

<b>Figure.I.1</b> Schéma de détermination du rapport de découverte de conteur .....	4
<b>Figure.I.2</b> Schéma de détermination de la profondeur limite .....	5
<b>Figure.I.3</b> Schéma de détermination de la profondeur limite pour les gisements plateures ....	6
<b>Figure.I.4</b> Schéma de Tranchées isolé intérieur .....	9
<b>Figure.I.5</b> Schéma de Tranchées commun intérieur .....	10
<b>Figure.I.6</b> Schéma de Tranchées de groupe intérieur .....	11
<b>Figure.I.7</b> Schéma de plate-forme de travail .....	18
<b>Figure.I.8</b> Représentions de la charge explosive .....	31

### Chapitre II

<b>Figure.II.1</b> Situation géographique de la mine à ciel ouvert(Amesmessa) .....	34
<b>Figure.II.2</b> Carte de la division classique de Hoggar .....	36
<b>Figure.II.3</b> Carte géologique du gisement d'Amesmessa .....	37
<b>Figure.II.4</b> Une pépite d'or .....	40
<b>Figure.II.5</b> Or dans u filon de quartz .....	41
<b>Figure.II.6</b> Mode de formation des gisements d'or (placers).....	43

### Chapitre III

<b>Figure.III.1</b> L'état actuel du min au filon N°9 vu en haut (Surface) .....	46
<b>Figure.III.2</b> coup longitudinale de la mine au filon N°9 (Coup A-A).....	46
<b>Figure.III.3</b> L'état de travaux au filon N°9 .....	46
<b>Figure.III.4</b> La sondeuse (ATAS COPCO PowerROCT35).....	48
<b>Figure.III.5</b> Trous de min au niveau de la mine d'or Amesmessa.....	49
<b>Figure.III.6</b> La charge de colonne (ANFOMIL).....	50
<b>Figure.III.7</b> La charge de pied MARMANIT .....	51

<b>Figure.III.8</b> Pelle hydraulique LIEBHERR 954 .....	52
<b>Figure.III.9</b> Dumper articulé CATERPILLAR 735.....	53
<b>Figure.III.10</b> Schéma de la station et l'usine de traitement .....	54

### Chapitre IV

<b>Figure.IV.1</b> Paramètres d'une tranchée d'accès.....	57
<b>Figure.IV.2</b> Largeur de la piste de roulage .....	58
<b>Figure.IV.3</b> Schéma d'ouverture par du filon N°9 par tranchées commune intérieurs .....	60
<b>Figure.IV.4</b> Présentation des niveaux des gradins .....	60
<b>Figure.IV.5</b> La teneur de réserve par niveau .....	64
<b>Figure.IV.6</b> Le volume de réserve par niveau .....	64
<b>Figure.IV.7</b> Les volume des roches stériles par niveau .....	57
<b>Figure.IV.8</b> le volume des roches du minerai et stérile au filon N°9 .....	66

Liste de tableaux

CHAPITRE I

**Tableau I.1** Valeurs de l'angle d'inclinaison du talus de gradins d'après la dureté des roches ..... 17

**Tableau I.2** Inclinaison du talus des gradins et des bords inexploitable..... 17

**Tableau I.3** Coefficient de foisonnement ..... 19

**Tableau I.4** la hauteur du tas en fonction de nombre de rangée ..... 19

**Tableau I.5** Classification de la forabilité des roches (selon V.RJEVSKI). ..... 22

**Tableau I.6** Le mode e forage en fonction de diamètre des trous et l'indice de forabilité... ..... 22

**Tableau I.7** Classification de la tirabilité des roches ..... 27

**Tableau I.8** Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge en fonction de la tirabilité des roches et le diamètre de foration . ..... 28

**Tableau I.9** Coefficient  $K_{sd}$  en fonction de la surface libre. .... 29

CHAPITRE II

**Tableau II.1** Représentations des filons de Quartz majeures ..... 39

CHAPITRE III

**Tableau III.1** La production annuelle et teneur du minerai ..... 45

**Tableau III.2** Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCP PowerROCT35 ..... 48

**Tableau III.3** Caractéristiques des explosifs utilisés dans le tir ..... 51

**Tableau III.4** Caractéristiques techniques Pelle hydraulique LIEBHERR 954 C ..... 52

**Tableau III.5** Caractéristiques techniques Dumper transporte 735 ..... 53

CHAPITRE IV

**Tableau IV.1** Angles des talus des tranchées en fonction de leur dureté des roches ..... 57

**Tableau IV.2** la hauteur du tas en fonction de nombre de rangée ..... 62

**Tableau IV.3** Représentation des réserves par niveau ..... 63

## Liste de Tableaux

---

<b>Tableau IV.4</b> Les volumes des roches stérile .....	70
<b>Tableau IV.5</b> Les paramètres de plane de tir .....	64
<b>Tableau IV.6</b> Rendements des camions pour les roches stériles et du minerai .....	72
<b>Tableau IV.7</b> Nombres de camions nécessaire (Minerai +Stériles) .....	73

## Liste des abréviations

**ENOR** : Entreprise Nationale d'exploitation des mines d'**OR**

**SONAREM** : Société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minières.

**ORGM** : Office de la Recherche Géologique et Minière

**ZCEO** : Zone de Cisaillement Est Ouzzalienne

**ZIA** : Zone Intermédiaire Amesmessa

**N-S** : Nord-Sud

**TFT** : Travaux de Forage et de Tir

### Introduction générale

L'or a toujours suscité l'admiration et la convoitise en raison de sa rareté et surtout de ses propriétés rare, il est sans aucun doute puisqu'il est pratiquement toujours en proportion trop faible pour être extrait en quantité satisfaisant. Les gisements sont en effet constitués par des roches dans lesquelles le métal jaune est disséminé et on estime qu'il y a en moyenne 5 milligrammes d'or par tonne de roche à la surface de la terre. L'or est un métal noble est très résistant et quasiment inaltérable sauf en présence de mercure. [2]

L'Algérie est l'un des pays producteur d'élément natif, elle est classée à la 21<sup>ème</sup> place sur 107 du classement mondial des pays détenteur des réserves officielle en or, avec un volume de stock en or estimé à 173,6 tonne à la fin de décembre 2008. [3]

L'Algérie dispose de plusieurs gisements d'or parmi lesquels on trouve le gisement d'Amesmessas, de teneur en or de 1 à 12 g/t, situé au sud-ouest de Tamanrasset sur le territoire de la commune de Tinzaouatine qui est découvert en 1978 par SONAREM. Ce gisement est classé le plus grand dans la région du Hoggar, plutôt en Algérie. [3]

Les travaux d'exploration ont été menés par l'ORGM. Le gisement a été exploré en profondeur dont on trouve les réserves géologiques s'élèvent .

Le stage qu'on a effectué durant d'un mois à Amesmessas dans la région de Tinzaouatine, wilaya de Tamanrasset, nous a permis de réunir toutes les informations détaillées du gisement, comme les rapports géologiques, études et toutes les données essentielles pour pouvoir réaliser notre travail qui base sur « la réorganisation de travaux d'exploitation au niveau de la mine Filon N°9 ».

Pour mener à bien cette étude, notre travail s'articule autour de quatre chapitres. Le premier chapitre, généralité sur ouverture et exploitation du gisement, la présentation de l'unité de la mine d'Amesmessas, sa situation géographique, ainsi que le cadre géologique et propriété de l'or et leur origine de la zone d'étude est présenté dans le deuxième chapitre. Travaux d'exploitation actuelle dans le troisième chapitre. Et pour les travaux de réouverture et de réorganisation des travaux d'extraction telle que le forage, tir. Aussi on va calculer les réserves exploitables (Filon N°9), avec l'équipement minéral pour les travaux dans le dernier chapitre.

# Chapitre I

## Les modes d'ouverture et systèmes d'exploitation des gisements

**I.1 Introduction**

Dans ce chapitre on a un aperçu sur les travaux d'ouverture, ainsi que les critères de choix d'un mode d'ouverture, et d'une méthode d'exploitation d'un gisement lors de son exploitation à ciel ouvert, qui dépend d'un certain nombre de contraintes techniques, économiques et environnementales ; on peut dire que le but principal du mode d'ouverture est la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation du gisement.

**I.2 Conditions économiques d'exploitation d'un gisement à ciel ouvert**

Si le choix du mode d'exploitation par les gisements de surface et évidant, il n'en est pas de même pour les gisements profonds et hauts, ainsi l'adoption d'un mode d'exploitation se fait sur la base de la détermination des prix de revient d'une tonne de minerai lors de l'exploitation à ciel ouvert et en souterrain. Ce n'est donc que le critère économique qui en décidera.

Il faut cependant savoir que lors de l'exploitation à ciel ouvert :

1. Les dépenses cause créés à l'enlèvement des stérile sont ventilées sur les dépenses d'extraction du minerai :

$$D_{c-o} = D_I + D_{II} ; (Da/t) \quad (I.1)$$

Où

$D_{c-o}$  : Les dépenses totales pour l'extraction d'une tonne (ou  $1 \text{ m}^3$ ) de minerai en découvert (DA) ;

$D_I$  : Les dépenses d'extraction du minerai (DA) ;

$D_{II}$  : Les dépenses d'enlèvement des stériles permettant l'extraction d'une tonne (ou  $1 \text{ m}^3$ ) du minerai (DA).

2. Pour extraire une tonne (ou  $1 \text{ m}^3$ ) de minerai, il faut enlever une certaine quantité de stérile ; il est donc important de savoir le taux existe de découverte, c'est-à-dire la valeur "K" du rapport  $(\frac{V_s}{V_m})$

Où  $V_s$  et  $V_m$  sont respectivement les volumes de stérile et de minerai se trouvant dans le contour de la mine à ciel ouvert pour une hauteur donnée.

Connaissant le prix de revient d'extraction d'une tonne de minerai ( $P_I$ ) et celui d'enlèvement d'une tonne de stérile ( $P_{II}$ ) par découvert, la formule (I.1) peut s'écrire sous cette forme :

$$P_{c-o} = P_I + k \cdot P_{II} ; (Da/t) \quad (I.2)$$

$$P_{c-o} = P_I + \frac{V_s}{V_m} \cdot P_{II} ; (Da/t) \quad (I.3)$$

Où

$P_{c-o}$ : Prix de revient d'une tonne de minerai par mode à ciel ouvert (DA/t) ;

De même, après avoir calculé le prix de revient d'une tonne (ou  $1m^3$ ) de minerai lors d'une exploitation souterraine  $P_{sout}$ , nous pouvons alors définir le mode rationnel d'exploitation de la façon suivante :

**1<sup>er</sup> Cas.** Si  $P_{sout} < P_{c-o}$ , c'est-à-dire que le prix de revient d'une tonne de minerai par mode souterraine est inférieur à celui par découverte l'option est évidente : le gisement sera exploité par mode souterrain.

**2<sup>er</sup> Cas.** Si  $P_{sout} > P_{c-o}$ , dans ce cas aussi la chose est évidente et le mode d'exploitation à ciel ouvert s'impose.

**3<sup>er</sup> Cas.** Si  $P_{sout} = P_{c-o}$  La formule (I.2) peut s'écrire de nouveau comme suit

$$P_{sout} = P_I + K \times P_{II}; (Da/t) \tag{I.4}$$

Les valeurs de  $P_{sout}, P_I, P_{II}$  étant connues, il reste donné à définir K

$$\frac{V_s}{V_m} = K = \frac{P_{sout} - P_I}{P_{II}} \tag{I.5}$$

Où :

K : appelé alors taux limite découverte (coefficient admissible de découverte) On le définit comme étant celui au-delà duquel il est plus économique d'exploiter en souterrain.

En général, le prix de revient admissible ( $P_a$ ) en découverte doit être au moins égal au prix de revient de l'exploitation souterraine.

On peut écrire donne la relation (I.3) sous cette forme

$$K_{adm} = \frac{P_a - P_I}{P_{II}} \tag{I.6}$$

Où :

$K_{adm}$ : Le coefficient de découverte économiquement admissible

$P_a$  : Le prix de revient admissible d'une tonne de minerai dans les conditions données, (DA/t) ;

$P_I$  : Le prix de revient d'extraction d'une tonne de minerai par découverte ( $DA/m^3$ ) ;

$P_{II}$ : est le prix de revient d'enlèvement d'une tonne de stériles (DA/t)

Les valeurs du rapport  $\frac{V_s}{V_m}$  varient en fonction de la profondeur d'exploitation et du déplacement du contour de la carrière ou mine ciel ouvert.

On aura :

- a. Le coefficient de découverte moyen ( $K_m$ )

$$K_m = \frac{V_s}{V_m} / H_s \tag{I.7}$$

Où

$V_s$ : Volume de stériles compris dans le contour (t)

$V_m$ : Volume minéral compris dans le contour (t)

$H_s$  : Profondeur de la carrière ou mine à ciel ouvert.

- b. Le coefficient de découverte courant  $K_t$

Il indique la proportion entre le volume de stériles enlevés pendant une période fixée (mois, trimestre, semestre, année) et les réserves de minéral extraites au cours de cette même période les variations du rapport de découverte courant au cours des années caractérisent l'ordre de développement des travaux miniers dans la mine à ciel ouvert.

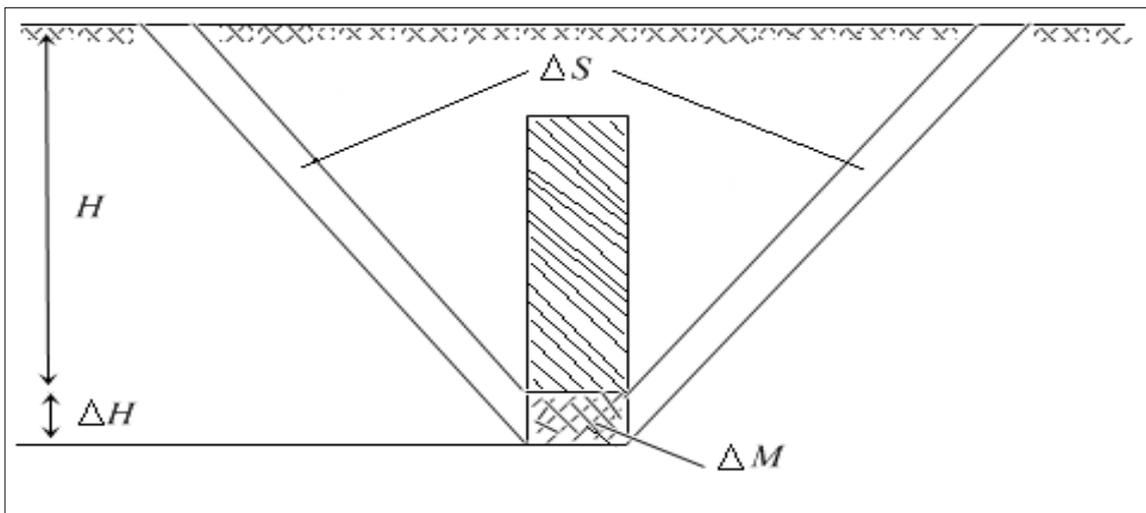
- c. Le rapport de découverte de contour  $K_c$

Il montre l'accroissement des volumes de stériles et du minéral lors de l'approfondissement de la carrière ou mine à ciel ouvert à la hauteur du gradin.

$$K_c = \frac{\Delta S}{\Delta M}$$

$\Delta S$ : Accroissement de stériles lors de l'approfondissement à la hauteur du gradin  $\Delta H$ , (t)

$\Delta M$  : Accroissement du minéral lors de l'approfondissement  $\Delta H$ , (t)

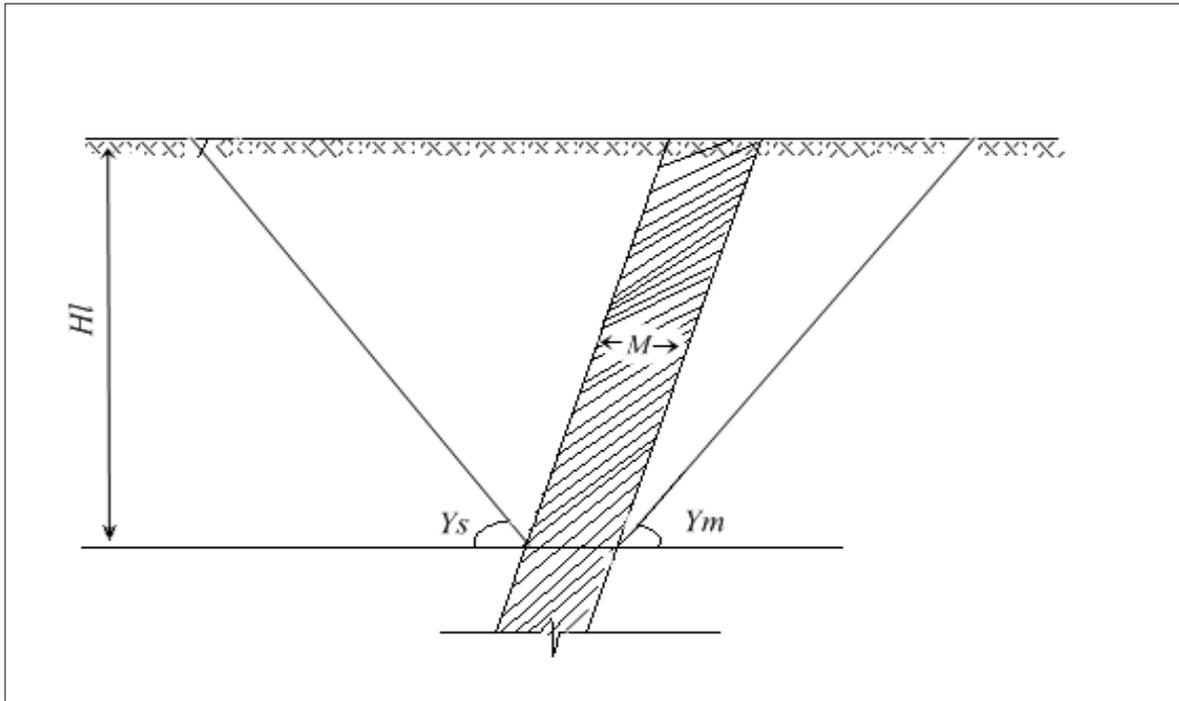


**Figure I.1.** Schéma de détermination du rapport de découverte de contour

On peut conclure que le rapport de découverte (ou coefficient de découverte) est le paramètre essentiel d'une exploitation à ciel ouvert. Il permet de fixer la profondeur limite des carrières et mines à ciel ouvert.

**I.3 Détermination de la profondeur maximale d'exploitation à ciel ouvert**

Analytiquement la profondeur maximale d'exploitation à ciel ouvert d'un gîte dressant se définit comme suit



**Figure I.2.** Schéma de détermination de la profondeur limite

$$H_l = \frac{2 \times K \times M}{\cot \gamma_t \times \cot \gamma_m} ; (m) \tag{I.8}$$

*M* : La puissance horizontale du gîte, (m)

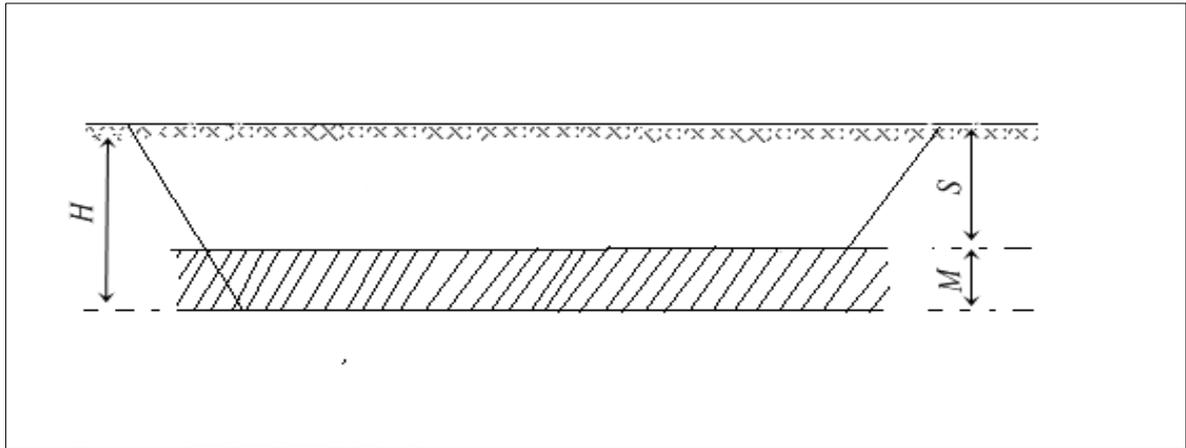
*K* : Rapport admissible de découverte

$\gamma_t, \gamma_m$  : Sont respectivement les angle d'inclinaison de talus des bords de liquidation du côté du mur et du toit dégré.

Si :

$$\gamma_t = \gamma_m = \gamma \Rightarrow H_l = \frac{K \times M}{\cot \gamma} ; (m) \tag{I.9}$$

Dans le cas de gisements plateaux ou peu inclinés, la profondeur économiquement admissible doit assurer l'exigence suivante :



**Figure I.3.** Schéma de détermination de la profondeur limite pour les gisements plateaux

$K_m < k_{adm}$ , Alors dans ce cas :

$$H = S + M$$

Dans le cas contraire Ou,  $K_m > k_{adm}$ , Alors le gisement fora l'objet d'une exploitation souterraine.

Où

$K_m$  : Rapport de découverte moyen dans les limites de la carrière ou mine à ciel ouvert.

$K_{adm}$  : Rapport de découverte admissible.

#### I.4 Mode d'ouverture

L'ouverture d'une mine exige la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation. Elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpages qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitation.

L'ouverture des gisements à ciel ouvert a pour but de réaliser l'accès au champ minier partir de la surface terrestre. En pratique minière, l'ouverture d'un gisement peut se faire par :

- ✓ Tranchées
- ✓ Demi- tranchées. [12]

#### I.5 Le choix du mode d'ouverture

Généralement, l'ouverture d'un gisement exploitable à ciel ouvert dépend des facteurs dont les principaux sont :

##### I.5.1 Les facteurs géologiques

- ✓ Relief de terrain
- ✓ Forme et dimensions du gisement

- ✓ Puissance, profondeur et pendage de gîte.

**I.5.2 Les facteurs technico-miniers**

- ✓ Productivité de la mine
- ✓ Durée de service de la mine
- ✓ Moyen de mécanisation et sécurité de travail.

**I.5.3 Les facteurs économiques**

- ✓ Dépenses capitales de la construction de la mine
- ✓ Le Rendement de la mine [13]

**I.6 Classification des tranchées capitales**

Les tranchées d'accès sont classifiées selon leur destination en :

**I.6.1 Tranchées d'accès ou demi-tranchée d'accès (inclinées)**

Ces tranchées donnent accès au gisement, permettent d'obtenir le front unilatéral de travail et assurent le transport des produits. Elles se conservent longtemps ou pendant toute la durée d'exploitation et peuvent être soit en dehors, leur pente moyenne est généralement inférieure à 12 %. Les tranchées d'accès sont des prolongements des gradins des tranchées principales. Elles peuvent être.

**I.6.1.1 Tranchées extérieures**

Elles sont creusées à partir de la surface du sol en dehors du champ de la mine jusqu'à la limite de ce dernier au niveau de la plate-forme de travail de l'horizon auquel elle donne accès.

**I.6.1.2 Tranchées intérieures**

Elles sont employées pour la découverte des champs d'exploitation plus profonds. Elles sont creusées suivant la limite de la mine à partir de la surface du sol ou à partir de l'horizon précédemment découvert jusqu'au niveau de la plateforme de travail de l'horizon auquel elle donne accès. Ces tranchées sont creusées perpendiculairement au talus ou en diagonal. [14]

**I.6.2. Tranchées de découpage**

Leur creusement se fait sur la limite du champ minier à la cote finale des tranchées d'accès, soit dans les stériles, soit dans le minerai. L'ensemble des tranchées principales et des tranchées de découpage permet d'assurer finalement la découverte et l'exploitation du gisement. Elles sont en général horizontales, et s'élargissent dans le temps pour constituer les gradins. [15]

## **I.7 Disposition des tranchées**

La disposition des tranchées d'accès et de découpage par rapport au contour du champ minier est assez importante pour influencer sur la longueur de transport des charges à l'intérieur de la mine et même sur la productivité. Elle tient compte principalement des caractéristiques du gîte (pendage, dimensions et forme) et relief du site.

### **I.7.1 Disposition des tranchées d'accès extérieures**

La disposition des tranchées d'accès extérieur peut être :

- ✓ Latérale
- ✓ Bilatérale
- ✓ Centrale unique.

### **I.7.2 Disposition des tranchées d'accès intérieures**

Les tranchées d'accès intérieures peuvent être disposées :

- ✓ Dans un seul bord de la mine
- ✓ Dans plusieurs bords.

### **I.7.3 Disposition des tranchées de découpages**

- ✓ Longitudinales
- ✓ Transversale.

## **I.8. Critères de choix d'un schéma d'ouverture**

Le choix d'un schéma d'ouverture dépend des plusieurs facteurs sont :

### **I.8.1 Facteurs géologiques**

Ils existent beaucoup des facteurs géologiques mais les principales sont les suivants :

- ✓ La forme
- ✓ La profondeur
- ✓ La puissance
- ✓ Le pendage du gisement
- ✓ Les dimensions du gisement.

### **I.8.2 Topographie de la surface**

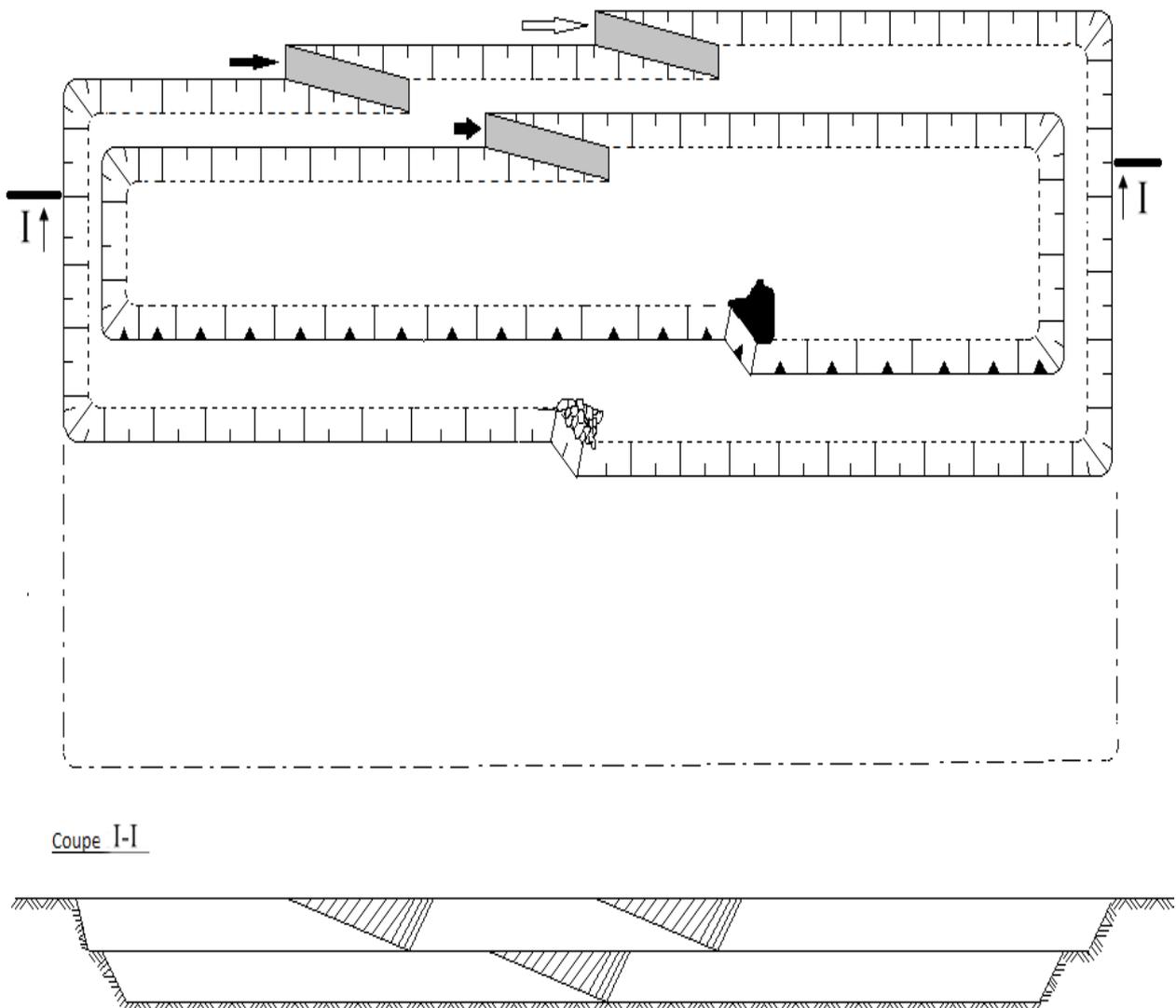
Le relief de la surface du gisement d'or Amesmessa à exploiter est situé dans un relief plateaux

**I.8.3 Facteurs technico-minières**

La production prévue par le projet, la durée de service de la mine, et les moyens de mécanisations et la sécurité du travail.

**I.9. Schémas d'ouverture**

On va ici mettre quelque exemple de schéma d'ouverture par tranchées intérieurs ou extérieurs.

**I.9.1 Ouverture par tranchées intérieurs****a. Tranchées isolé intérieure**

**Figure I.4** schéma de Tranchées isolé intérieur

b. Tranchées commune intérieure

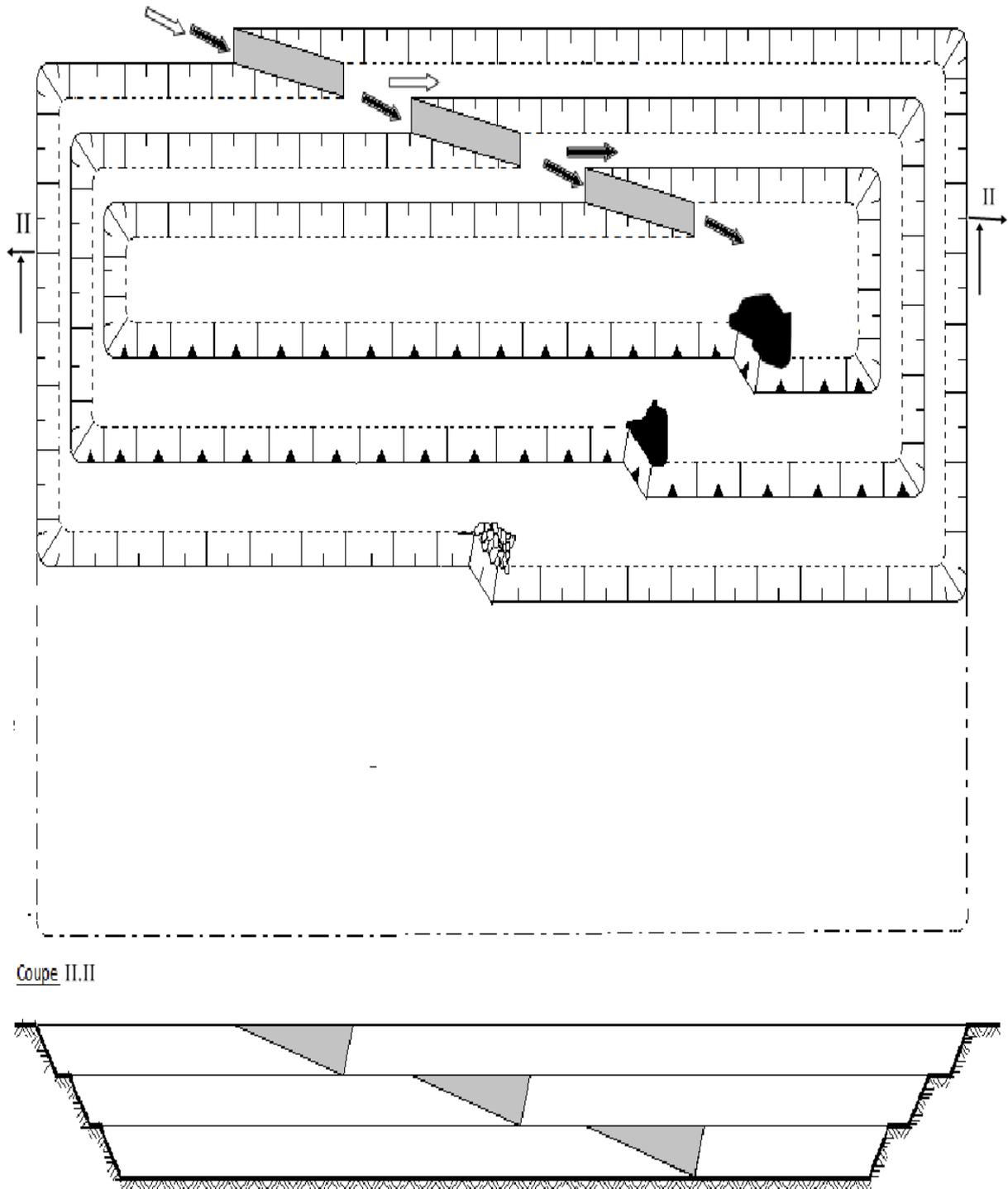


Figure I.5 schéma Tranchées commun intérieure

c. Tranchées de groupe intérieure

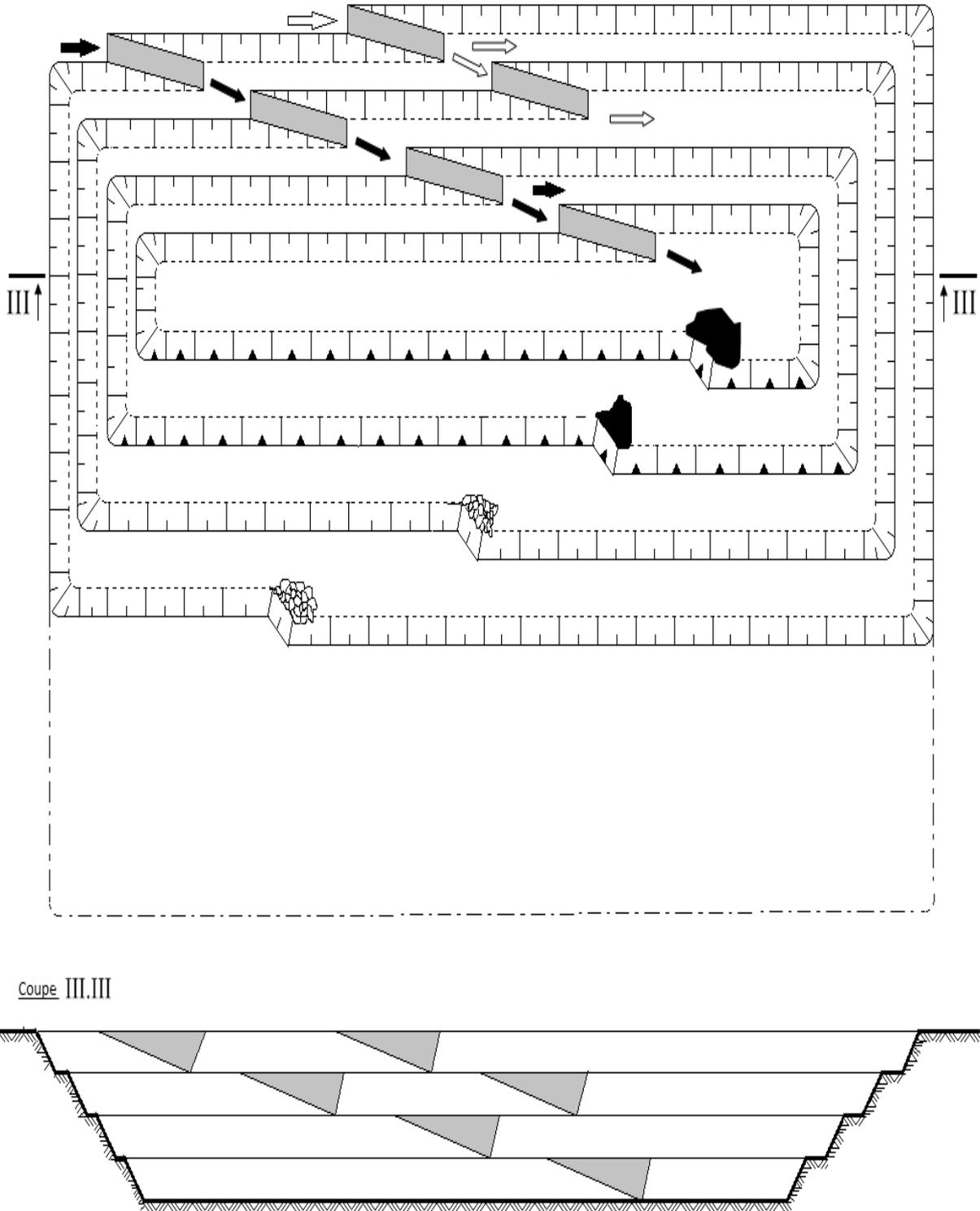


Figure I.6 schéma Tranchées de groupe intérieure

**I.10 Conditions d'emploi des différentes tranchées**

Pour choisir le mode d'ouverture, il faut déterminer d'abord la profondeur maximale de la tranchée extérieure à partir de laquelle il est plus rationnel d'utiliser les tranchées intérieures.

- ❖ Les tranchées extérieures sont utilisées lors de :
  - ✓ L'ouverture de 2 à 3 gradins d'un gisement semi-dressant ou dressant ;
  - ✓ Particulièrement lors de l'ouverture des gisements horizontaux inclinés de faille profondeur (jusqu'à 60÷75).
- ❖ Les tranchées extérieures peuvent être disposées en direction ou lieu en travers du gîte la disposition en travers est plus avantageuse car dans ce cas une seule voie est suffisante sur chaque gradin tandis que la disposition des tranchées en direction nécessite deux voies de transport
- ❖ Les tranchées intérieures sont généralement appliquées lors des gisements semi-dressant et dressants, contrairement aux tranchées extérieures, elles peuvent atteindre de grandes profondeurs (300m et plus), Elles sont donc l'unique solution d'accès aux gisements profonds.

Il est cependant nécessaire lors de leur utilisation d'assurer une bonne stabilité des bords de la mine.

- ❖ Les tranchées isolées (ou séparées) s'utilisent d'habitude lors des gisements de petite profondeur, la mine comporte alors deux à trois gradins, ces tranchées sont généralement disposées à l'extérieur du contour du champ, mais peuvent parfois être intérieures lors des reliefs difficiles.
- ❖ Les tranchées de groupe sont appliquées lors des gisements horizontaux et peu inclinés et peuvent desservir 4 à 6 gradins, Elles permettent de séparer l'itinéraire des stériles et des minerais, par conséquent un groupe de tranchées permet l'évacuation des stériles, et l'autre groupe l'acheminement des minerais. Elles sont disposées sur les flancs de la mine en direction ou en travers du gîte.
- ❖ Les tranchées Commues quand elles sont :
  - ✓ Extérieures : on les utilise lors des gisements plateaux
  - ✓ Intérieures : elles sont appliquées lors des gisements semi-dressants et dressants.

On peut conclure que les tranchées intérieures commues constituent le mode d'ouverture particulier aux gisements profonds, alors que les tranchées isolées et de groupe (intérieures ou extérieures) sont applicables lors des gisements de surface.

Si on considère la forme du tracé des tranchées, il faut savoir que :

- ✓ Le tracé rectiligne est utilisé lors des gisements plateaux et peu inclinés à faible profondeur
- ✓ La forme en spirale est particulièrement utilisée lors des gisements profonds avec transport des charges effectuée par camions ou parfois par voie-ferrée
- ✓ Le tracé en serpentine est applicable dans tous les cas de profondeur de la carrière ou mine à ciel ouvert, mais cependant le transport est obligatoirement effectué par camions
- ✓ Le tracé en cul de sac est favorable dans les carrières (ou mines à ciel ouvert) de faible et moyenne profondeur utilisant la voie-ferrée comme moyen de transport.

### **I.11 Méthode d'exploitation à ciel ouvert**

En définissant une méthode d'exploitation comme la progression dans le temps de l'ensemble de gradins à l'intérieur de la fosse ultime, nous avons une définition de la méthode d'exploitation qui tient compte de la morphologie du gisement. D'une part, les moyens mis en œuvre pour déplacer le stérile peuvent déterminer les principaux paramètres dans la classification des méthodes d'exploitation à ciel ouvert, et d'autre part par le choix du matériel peut à lui seul caractériser la méthode d'exploitation. Nous allons distinguer deux catégories des méthodes d'exploitation à ciel ouvert :

- ✓ Classification qui tient compte de la morphologie du gisement
- ✓ Classification qui tient compte des moyens de déplacement du stérile.

En tenant compte des conditions géologiques et minières des gisements, les systèmes d'exploitation ont été classés suivant plusieurs facteurs, parmi ces classifications, on étudiera celles proposées par E. Scheschko (professeur à l'institut des mines de Moscou) et V. Rjevsky (académicien et recteur de l'institut des mines de Moscou).

#### **I.11.1 Classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après E. Scheschko**

L'indice principal utilisé dans cette classification est la direction de déplacement des stériles à l'intérieur de la carrière ou mine à ciel ouvert.

D'après cette classification, on distingue trois groupes de méthodes, à savoir

#### **Groupe A**

On y retrouve toutes les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en travers de la carrière ou mine à ciel ouvert.

**Groupe B**

Il comporte les méthodes d'exploitation avec le déplacement des stériles en direction de la mine.

**Groupe C**

Ce sont des méthodes avec le déplacement mixte des stériles

**I.11.1.1 Systèmes d'exploitation du groupe A**

Ce groupe comprend les systèmes d'exploitation très variés dont les plus utilisés sont :

- ✓ Systèmes d'exploitation dit sans transport
- ✓ Système d'exploitation sans transport avec l'exaction réitérative (avec remaniement) des roches stériles
- ✓ Système d'exploitation avec emploi d'installations spéciales de transfert des stériles du terril intérieur

**I.11.1.2 Systèmes d'exploitation du groupe B**

Ce groupe parmi les principaux systèmes d'exploitation suivant :

- ✓ Méthode d'exploitation avec l'évacuation des stériles par moyens de transport jusqu'aux terrils intérieurs
- ✓ Méthode d'exploitation avec l'évacuation des stériles par moyens de transport jusqu'au terril extérieur

**I.11.1.3 Systèmes d'exploitation du groupe C**

Les méthodes d'exploitation du groupe C utilisent les principes de celles des groupes A et B.

**I.11.2 Classifications des méthodes d'exploitation à ciel ouvert d'après V. Rjevsky**

V.Rjevsky a proposé une classification qui tient compte de plusieurs indices dont :

- ✓ La disposition des fronts de travail dans le plan
- ✓ Le nombre de bords exploitables de la carrière ou mine à ciel ouvert
- ✓ La direction de progression des travaux
- ✓ La direction des terrils par rapport au contour du champ minier
- ✓ L'angle d'inclinaison des gites.

Suivant ce dernier indice, Rjevsky a divisé tous les systèmes d'exploitation en deux groupes :

- A. Méthodes d'exploitation continues : pour les gisements horizontaux et peu inclinés.
- B. Méthode d'exploitation de fonçage : pour les gisements semi-dressants et dressants.

Tous les systèmes d'exploitation de ces deux groupes peuvent être classés de nouveau en quatre sous-groupes suivant la position des fronts de travail.

1. Longitudinale
2. Transversale
3. En éventail
4. Annulaire.

Les systèmes d'exploitation du sous-groupe 1 et 2 peuvent être nommés suivant le nombre de bord exploitable comme suit :

- a. À bord unique
- b. À deux bords

Le sous-groupe 3 comprend deux classes

- a. Avec un seul point d'inflexion du front de travail (méthode centrale)
- b. Avec deux ou plusieurs points d'inflexion (méthode dispersée)

Le sous-groupe 4 comprend lui aussi deux classes

- a. Centrale
- b. Périphérique.

## **I.12 Principaux éléments du système d'exploitation**

Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, ces éléments sont :

- Le gradin
- Le front des travaux du gradin et de la carrière
- La plate-forme de travail
- La zone de travail
- La vitesse d'avancement
- Longueur du bloc
- Les paramètres du plan de tir.

### **I.12.1 Le gradin**

Le gradin c'est la façon la plus rationnelle pour abattre la roche consiste en l'exécution de gradin approprié.

Un gradin bien dimensionné et de forme idoine présente les avantages suivants :

- Le travail se fait plus rapidement
- La production journalière est plus élevée
- Le déroulement des travaux est amélioré
- Le front d'attaque et le plan de tir se présentent mieux
- Le prix de revient se trouve diminué.

L'élément fondamental des exploitations à ciel ouvert est le gradin. Les gradins sont caractérisés par :

- Leur hauteur
- Le talus
- L'angle du talus du gradin
- Arête inférieure et supérieure
- Enlevures
- La largeur des plates-formes de travail supérieur et inférieur.

### **I.12.2 La hauteur de gradin**

Une série de facteurs intervient dans la détermination de la hauteur du gradin :

- Caractéristiques des excavateurs employés
- Stabilité des roches
- Nécessité d'exécuter des tirs d'abattage
- Règles de sécurité
- Production annuelle.

Dans les normes minières en Algérie la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

### **I.12.3 L'angle de talus du gradin**

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers.

**Tableau I.1** : Valeurs de l'angle d'inclinaison du talus de gradins d'après la dureté des roches

Dureté des roches	Coefficient de dureté D'après le Pr. Protodiakonov	Angle moyen d'inclinaison son de talus de gradins degré (°)
Extrêmement Dures	17÷20	86÷87
Très dures	13÷16	8÷5
Dures	8÷12	8÷4
Légèrement dures	5÷7	79÷82
Légèrement tendres	3÷4	60÷76
tendres	1.5÷2.0	40÷55
Très tendres	0.8÷1.0	25÷40

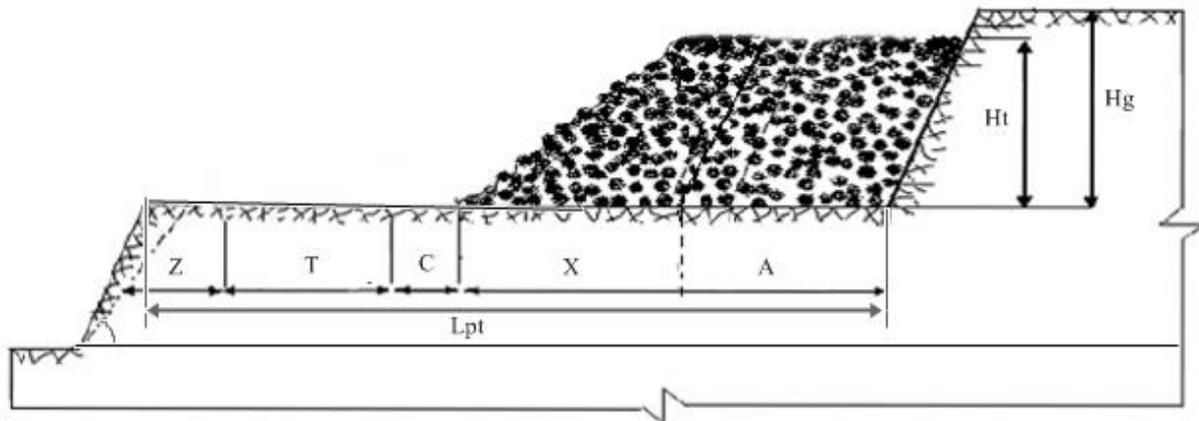
**Tableau I.2** : Inclinaison du talus des gradins et des bords inexploitable

Degré de dureté des roches	Coefficient de dureté d'après Pr. Protodiakonov (0-20)	Inclinaison des talus de gradins inexploitable degré (°)	Inclinaison du talus de bords inexploitable (ou de liquidation), degré(°)			
			Profondeur d'exploitation à C.O, m			
			90 m	180 m	240 m	300 m
Extrêmement dures	15÷20	75÷85	60÷68	57÷65	53÷60	48÷54
Dures	8÷14	65÷75	50÷60	48÷57	45÷53	42÷48
Assez dures	3÷7	55÷65	42÷50	41÷48	39 45	36÷42
Tendres	1÷2	40÷65	30÷43	28÷41	39÷45	36÷42
Meubles et végétales	0.6÷0.8	25÷40	21÷30	20÷28	–	–

#### I.12.4 La largeur de Plate-forme de travail

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement; du transport; ainsi que la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure); les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches; des paramètres de l'explosif (consommation spécifique); et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

Lorsque l'abattage se fait par explosif, la largeur minimale de la plate-forme est la suivante :



**Figure I.7** schéma de plate-forme de travail

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z ; (m) \quad (I.10)$$

Où :

- $L_{pt}$  : Largeur de la plate forme de travail, (m)
- $A$  : Longueur de l'enlevure en massif, (m)
- $X$  : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure, (m)
- $C$  : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport, (m)
- $T$  : Largeur de la voie de transport, (m)
- $Z$  : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m)

La valeur de A est déterminée par la formule suivante :

$$A = W + b(n - 1)$$

- W : ligne de moindre résistance
- b : distance entre deux rangée
- n : nombre de rangées

La largeur de X est calculée par la relation suivante :

$$X = A \left( 2K_f \times \frac{H_g}{H_t} - 1 \right); (m)$$

- $K_f$  : coefficient de foisonnement des roches

**Tableau I.3 :** Coefficient de foisonnement [17].

Type des roches	Coefficient de foisonnement $K_f$
Roches de résistance difficile	$K_f = 3 \div 3.5$
Roches de résistance moyenne	$K_f = 2.5 \div 3$
Roches d'une faible résistance	$K_f = 2 \div 2.5$

- $H_g$  : hauteur du gradin, (m) ;
- $H_t$  : hauteur du tas elle est pris selon le tableau suivant :

**Tableau I.4 :** la hauteur du tas en fonction de nombre de rangée [18].

Nombre de rangées	Hauteur du tas (m)
1	$(0.50 \div 0.60) \times H_g$
2	$(0.75 \div 0.80) \times H_g$
3	$(0.80 \div 1.15) \times H_g$

La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$C = 0.2 \times H_g ; (m)$$

La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g \times (ctg\gamma - ctg\alpha) ; (m)$$

- $\gamma$  : l'angle de talus de gradin en liquidation
- $\alpha$  : l'angle de talus de gradin en exploitation

### I.12.5 Vitesse de déplacement de chantier

La vitesse de déplacement d'un chantier est considérée comme premier indice d'une méthode d'exploitation, elle dépend de la largeur d'enlèvement et du rendement de l'engin de chargement (ou d'excavation), elle est déterminée par la formule :

$$V_{ch} = \frac{Q_{ex}}{A \times H_g} ; (m/poste); (m/jour) \quad (I.11)$$

- $Q_{ex}$  : rendement de la chargeuse par poste ou par jour,  $m^3/poste$ ,  $m^3/j$ .

On détermine le temps d'extraction " $T_{eb}$ " d'un bloc comme suit :

$$T_{eb} = \frac{L_b}{V_{ch}} ; (poste); (jour)$$

- $L_b$  : Longueur du bloc, elle est variée selon le nombre des trous dans une rangée.

### I.12.6 Approfondissement annuel des travaux miniers

C'est un indice utilisé lors de l'exploitation des gisements dressent et semi dressant.

L'approfondissement planifié d'une carrière ou mine à ciel ouvert est déterminé de la façon suivante [18] :

$$H_a^p = \frac{P_c}{T_c} ; (m/an) \quad (I.12)$$

- $T_c$  : La durée de vie de la mine, (ans)
- $P_c$  : La profondeur finale de la mine, (m).

Où :

$$P_c = N_s - N_i$$

- $N_s$  : Le niveau le plus haut de la mine
- $N_i$  : Le niveau le plus bas de la mine

### **I.13 Travaux d'extraction des roches**

#### **I.13.1 Paramètres de forage**

Dans l'exploitation d'un gisement de roches dure et mi-dures, l'utilisation de la méthode de forage et de tir est recommandée. C'est le cas de la mine d'Amesmesssa

##### **I.13.1.1 Choix du mode de forage**

Le mode de forage est choisi en fonction de l'indice de forabilité des roches et de diamètre des trous.

###### **A .Calcul de l'indice de forabilité**

Il est déterminé par la formule suivante :

$$D_f = 0.007(\sigma_c + \tau) + 0.7\gamma \quad (I.13)$$

Ou :

$\sigma_c$  : résistance à la compression

$$\sigma_c = f \cdot 100$$

f : La dureté de la roche,

$\tau$  : résistance au cisaillement

$$\tau = (0.16 \div 0.33)\sigma_c$$

Après avoir calculé l'indice de forabilité on cherche dans le tableau ci- dessous la classe, la catégorie et le type de forabilité

**Tableau I.5 :** Classification de la forabilité des roches (selon V.RJEVSKI).

Types de forabilité	Df	Classes	Catégories
Forabilité très facile	≤05	I	1, 2, 3, 4, 5
Forabilité facile	5,1 à 10	II	6, 7, 8, 9, 10
Forabilité moyenne	10,1 à 15,1	III	11, 12, 13, 14, 15
Forabilité difficile	15,1 à 20	IV	16, 17, 18, 19, 20
Forabilité très difficile	20,1 à 25	V	21, 22, 23, 24, 25

**B. Diamètre du trou**

Le diamètre du trou dépend du type de travail et du degré de fragmentation de la roche. Les trous à large diamètre donnent une meilleure économie de forage mais induit ultérieurement des coûts additionnels.

Le diamètre du trou est sensiblement celui du taillant et la détermination de ce paramètre dépend du matériel dont dispose l'exploitant. L'implication du matériel est aussi en rapport avec le type de matériau défini par sa dureté et sa fracturation interne.

Le tableau suivant présente le mode de forage adéquat pour ce type de roche :

**Tableau I.6 :** Le mode de forage en fonction de diamètre des trous et l'indice de forabilité.

Sondeuse	Diamètres des trous (mm)	Indices de forabilité
A molette	160	5 à 6
	190 à 243	7 à 12
	243 à 262	8 à 14
Avis	125 à 160	1 à 3

		1 à 6
Roto percutant	105 à 125	6 à 15
	185 à 200	10 à 25
Thermique	180 à 400	12 à 25

**I.13.2 Paramètres de tir**

**I.13.2.1 Exigences technologiques de travaux de forage et de tir**

Malgré l'accroissement des capacités des engins miniers, la qualité de la fragmentation demeure toujours un problème d'actualité.

Les travaux de forage et de tir à ciel ouvert doivent assurer :

- Le degré nécessaire et la régularité de la fragmentation des roches
- L'obtention d'une plate-forme nette aucun obstacle empêchant le bon déroulement des travaux de chargement et autres
- L'obtention du tas de roches abattues aux dimensions optimales
- Un volume suffisant de la masse minière pour garantir un meilleur rendement de chargement et transport
- La sécurité des travaux des installations et de l'environnement
- Des dépenses minimales.

Les dimensions maximales admissibles des blocs sautés se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers à savoir :

**A- la capacité du godet de l'engin de chargement (E)**

$$D_m \leq 0.8\sqrt[3]{E}; \text{ (m)} \tag{I. 14}$$

Où :

- ✓  $D_m$  : dimension maximale du morceau abattu (m)
- ✓ E : Capacité du godet de la chargeuse :

**B- la largeur de la benne du camion (V)**

$$D_m \leq 0.5\sqrt[3]{V}; \text{ (m)} \tag{I. 15}$$

Où :

V : Volume de la benne du camion, (V) m<sup>3</sup>.

**C- l'ouverture du concasseur (S)**

$$D_m \leq 0,8.S ; (m) \quad (I.16)$$

Où :

S : dimension caractérisant l'ouverture du concasseur à marteau.

**I.13.3 Paramètres liés à l'explosif****I.13.3.1 Abattage à l'explosif**

L'abattage des roches par explosif est très répandu dans les exploitations à ciel ouvert et c'est une méthode principale pour la préparation des roches dures.

L'abattage à l'explosif est pratiqué dans les milieux rocheux qui ont une densité supérieure à 2,5 et une résistance à la compression de plusieurs centaines de Kg/m<sup>2</sup> [13].

Les travaux d'abattage des roches doivent assurer :

- ✓ Degré nécessaire et régularité de la fragmentation des roches
- ✓ Etat normal du pied du gradin, c'est-à-dire la surface plate sans rebords
- ✓ Formation du tas de la masse minière explosée avec forme et dimension nécessaires
- ✓ Volume nécessaire de la masse minière explosée pour le travail régulier des engins de chargement
- ✓ Action sismique minimale pour l'installation au jour et l'environnement
- ✓ Dépense minimale et grande sécurité du travail [13].

**I.13.3.2 Le choix de l'explosif**

Le choix d'un explosif, est une tâche compliquée. L'objectif est non seulement d'optimiser le tir mais aussi toute l'opération d'extraction. De par sa délicatesse, il doit tenir compte :

- Du coût de foration
- Du coût de l'explosif
- Du diamètre de la charge explosive
- De la résistance de la roche
- Des caractéristiques de l'explosif [09].

Généralement, on choisit le type d'explosif en fonction de la nature du massif. Les roches dures peu fracturées nécessitent des explosifs ayant de forte densité et des vitesses de détonation élevées. Un explosif de forte brisance est indispensable pour créer de nouvelles surfaces pendant la fragmentation. Par contre dans les massifs fracturés, où les blocs du tas abattu sont délimités en grande partie par des discontinuités préexistantes (peu de création de nouvelles surfaces, un explosif de faible densité ayant une vitesse de détonation moins importante serait plus efficace.

Ainsi que le facteur d'humidité qui détermine une sélection forcément respectée, un explosif résistant à l'eau est choisi dans une roche humide. Mais de plus, l'explosif doit être adapté à la roche [13].

Le travail demandé à l'explosif est de fournir une bonne fragmentation et le moins de nuisance à l'environnement proche du point de tir. Il est recommandé que :

- La charge de colonne soit un explosif avec une énergie moyenne ou faible
- La charge de pied soit un explosif avec une énergie importante [09].

### **I.13.3.3 Le travail à l'explosif**

Un explosif est un corps simple, ou un mélange de corps susceptible de se décomposer en un temps très court, sous l'influence de la chaleur ou d'une action mécanique particulière en produisant une grande quantité de gaz porté à haute température [14].

Les explosifs industriels sont en général constitués par un comburant (oxydant), un combustible (réducteur) et divers autres produits pour leur conférer des propriétés particulières et qui peuvent se décomposer selon trois modes :

- ✓ Combustion simple
- ✓ Déflagration
- ✓ Détonation.

En fonction de la vitesse de transformation de la matière on distingue :

- ✓ Les explosifs déflagrants : leur vitesse de décomposition est relativement lente (quelques centaines de mètres par seconde  $< 1000$  m/s)
- ✓ Les explosifs détonants : leur décomposition est rapide ( $> 1000$  m/s) produisant ainsi une onde de choc.

Les explosifs sont classés aussi d'après leur sensibilité on trouve :

- ✓ Les explosifs primaires : très sensibles et peuvent être amorcés par une flamme ou un faible choc

Les explosifs secondaires : relativement moins sensibles. Leur détonation ne peut être amorcée facilement que par la détonation d'un autre explosif

**I.13.3.4 Conception d'un plan de tir**

La conception d'un plan de tir s'appuie sur un certain nombre de données variables et d'éléments propres à l'entreprise qu'il faut s'efforcer de connaître et de prendre en compte, avant d'entreprendre la conception, il faut :

- ✓ Définir les objectifs techniques et économiques et en particulier ceux qui concernent la granulométrie et les coûts
- ✓ Caractériser le massif (au moins la fracturation en place et la résistance de la roche...etc.
- ✓ Connaître les caractéristiques principales des explosifs disponibles : leur densité, leur énergie, leur résistance à l'eau...etc.
- ✓ Préciser les contraintes de l'environnement (distance d'installations riveraines et niveaux acceptables maximum de vibrations, bruit, projections et poussières).

Ces éléments recensés ci-dessus permettent de choisir un bon plan de tir afin d'éviter l'excès de hors gabarit et donner aux fronts une pente adéquate pour une bonne stabilité du talus en sécurisant aussi l'opération de chargement, ce qui permet de donner une meilleure cadence de l'exploitation pour assurer l'alimentation de la station primaire.

**I.13.3.4.1 Le plan de tir**

Le plan de tir sera élaboré à partir des résultats des essais préliminaires et après reconnaissance géologique du terrain. Il est certain qu'une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés. Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres tels que :

- ✓ la hauteur du gradin "  $H_g$  "
- ✓ l'inclinaison du trou par rapport à la verticale "  $\varphi$  "
- ✓ le diamètre du trou "  $D_{tr}$  "
- ✓ la sous-foration "  $L_s$  "
- ✓ la profondeur du trou "  $L_{tr}$  "
- ✓ la ligne de moindre résistance "  $W$  "
- ✓ la distance entre les trous dans une rangée "  $a$  "
- ✓ la distance entre les rangées "  $b$  "
- ✓ la maille ou le rapport banquette/écartement entre trous
- ✓ la qualité et quantité de la charge
- ✓ l'ordre de mise à feu des charges (amorçage) [14].

**I.13.3.4.2 Calcul de la consommation spécifique de l'explosif de projet**

La détermination de la consommation spécifique d'explosif théoriquement est déterminée par la formule suivante :

$$q_p = q_{et} \cdot K_{ex} \cdot K_f \cdot K_d \cdot K_c \cdot K_v \cdot K_{sd}; \quad (\text{gr/m}^3) \quad (I.17)$$

Où

$q_{et}$  : La consommation spécifique étalon

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$q_{et} = 0.02(\sigma_c + \sigma_{tr} + \tau) + 2\gamma ; \quad (\text{gr/m}^3)$$

Où :

$\sigma_{tr}$  : Résistance à la traction du la roché

En pratique minière, il existe une relation empirique entre  $\sigma_c$  et  $\sigma_{tr}$  tel que :

$$\sigma_{tr} = (0.08 \div 0.12) \cdot \sigma_c ; \quad (\text{kgf/cm}^3)$$

**Tableau I.7 : Classification de la Tirabilité des roches**

Types de Tirabilité	$q_p$	Classes	Catégories
Tirabilité facile	$\leq 10$	1	1, 2, 3, 4, 5
Tirabilité moyenne	10,1 à 20	2	6, 7, 8, 9, 10
Tirabilité difficile	20,1 à 30	3	11, 12, 13, 14, 15
Tirabilité très difficile	30,1 à 40	4	16, 17, 18, 19, 20
Tirabilité exclusivement difficile	40,1 à 50	5	21, 22, 23, 24, 25

$k_{ex}$  : coefficient de conversion, déterminé par la formule suivante :

$$k_{ex} = \frac{A_{et}}{A_{ut}}$$

Où :

- ✓  $A_{et}$  : aptitude de travail de l'explosif étalon,
- ✓  $A_{ut}$  : aptitude de travail de l'explosif utilisé,

$K_f$  : coefficient tenant compte l'influence de fissuration

$$K_f = (1.2 \times l_m) + 0.2$$

Où :

$l_m$  : dimension moyenne du bloc dans le massif.

$K_d$  : coefficient qui tient compte de la valeur maximale admissible du morceau abattu.

$$K_d = \frac{0.5}{C}$$

Où :

$C$  : La granulométrie optimale des morceaux abattus après le tir

$$C = 0.17 \times \sqrt[3]{E}; (m)$$

$K_c$ : coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge, il est déterminé d'après le tableau suivant :

**Tableau I.8** : Coefficient tenant compte de degré de concentration de la charge en fonction de la Tirabilité des roches et le diamètre de foration.

Tirabilité	$D_{tr} = 100 \text{ mm}$	$D_{tr} = 200 \text{ mm}$	$D_{tr} = 300 \text{ mm}$
Facile	0.95 à 1.0	1.0	1.05 à 1.1
Moyenne	0.85 à 0.9	1.0	1.2 à 1.25
Difficile	0.7 à 0.8	1.0	1.35 à 1.4

$K_y$ : Coefficient qui tient compte de l'influence du volume des roches à fragmenter par explosif.

Si

$$H_g > 15 \Rightarrow K_v = \sqrt{\frac{H_g}{15}}$$

Si non

$$K_v = \sqrt{\frac{15}{H_g}}$$

$K_{sd}$  : Coefficient tenant compte du nombre de surface dégagée

**Tableau I.9** : Coefficient  $K_{sd}$  en fonction de la surface libre.

Nombre de surface libre	Valeur de $k_{ds}$
1	10
2	8
3	6
4	4
5	2
6	1

**I.13.3.4.3 Calcul des principaux paramètres de l'emplacement des trous**

**a. Ligne de moindre résistance**

Pour  $\beta < 90^\circ$  on utilise la formule suivante :

$$W = \frac{\sqrt{p^2 \times 4. m. q_p. L_{tr}. p - p}}{2. m. q_p. H_g}; \quad (m) \tag{I.18}$$

Tel que:

❖ P: la capacité métrique du trou, kg / m ;

$$p = \frac{\pi D_{tr}^2}{4} \times \Delta_{moy}; \quad (kg/m)$$

Où :

$\Delta_{\text{moy}}$  : Densité moyenne de l'explosif utilisé, (kg/m)

$$\Delta_{\text{moy}} = \frac{\Delta_{\text{ANFO}} \times 70\% + \Delta_{\text{MARMANIT}} \times 30\%}{100\%}$$

Où :

- $\Delta_{\text{ANFO}}$  : La densité d'ANFO ;
- $\Delta_{\text{MARMANIT}}$  : La densité de MARMANIT ;
- 70% : Pourcentage d'ANFO ;
- 30% : Pourcentage de TEMEX.

❖  $m$  : Le coefficient de rapprochement entre deux trous.

$$m = 1.66 - (0.066 \times f)$$

❖  $L_{\text{tr}}$  : La longueur du trou ;

$$L_{\text{tr}} = \frac{H_g}{\sin\phi} + L_s ; (m)$$

Où :

- $\phi$  : est l'angle d'inclinaison du trou,
- Longueur de l'excès de forage "  $L_s$  "

$$L_s = (10 \div 15)D_{\text{tr}} ; (m)$$

**b. Distance entre deux trous**

La distance entre deux trous est déterminée par la formule suivante :

$$a = m \cdot w ; (m) \tag{I. 19}$$

**c. Distance entre deux rangées de trous**

$$b = w ; (m) \tag{I. 20}$$

**I.13.3.4.4 Construction de la charge explosive**

**a. La quantité d'explosif dans un trou**

La quantité d'explosif dans un trou est calculée par la formule suivante :

$$Q_{\text{tr}} = q_p \cdot a \cdot b \cdot H_g ; (kg/\text{trou}) \tag{I. 22}$$

**b. Longueur de la charge dans un trou**

$$L_{ch} = \frac{Q_{tr}}{P}; (m) \tag{I.23}$$

**c. Longueur de bourrage**

$$L_b = L_{tr} - L_{ch} \tag{I.24}$$

- ✓ Longueur de bourrage de bouchon " $L_{bb}$ "

$$20 . D_{tr} \leq L_{bb} \leq 24 . D_{tr} \text{ ou } 0.7 . W \leq L_{bb} \leq W$$

- ✓ Longueur de bourrage intermédiaire

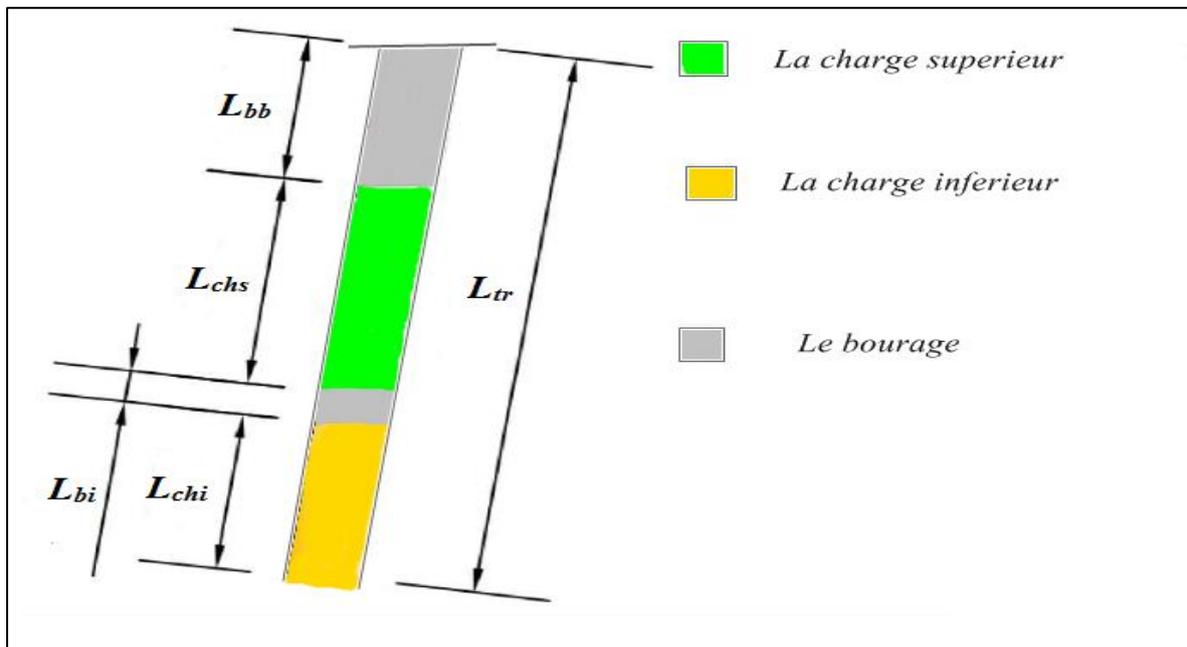
$$L_{bi} = L_b - L_{bb}$$

- ✓ La longueur de la charge supérieure

$$L_{chs} = 1,2 . W$$

- ✓ La longueur de la charge inférieure

$$L_{chi} = L_{ch} - L_{chs}$$



**Figure I.8.** Répartition de la charge explosive. (AUTOCAD)

**I.13.3.4.5 Paramètres du bloc à abattre****a. Volume du bloc à abattre**

$$V_{bl} = \frac{P_{an}}{N_{T/S} \times N_S} ; (m^3) \quad (I.25)$$

Où :

$P_{an}$  : est la production annuelle

$N_{T/S}$  : Intervalle entre deux tirs successifs

$N_S$  : Le nombre des semaines ouvrables par année

**b. La surface du bloc à abattre**

$$S_{bl} = \frac{V_{bl}}{H_g} ; (m^2) \quad (I.26)$$

**c. Longueur du bloc à abattre**

$$L_{bl} = \frac{S_{bl}}{A} ; (m) \quad (I.27)$$

Où :

$$A = W + (n - 1) \times b$$

**d. Volume à abattre par un trou**

$$V_{tr} = a \cdot b \cdot H_g ; (m^3) \quad (I.28)$$

**e. Le nombre de trou dans un bloc à abattre**

$$N_{tr} = \frac{V_{bl}}{V_{tr}} ; (trous) \quad (I.29)$$

**f. Longueur totale des trous à forer dans un bloc à abattre**

$$\sum L = L_{tr} \cdot N_{tr} ; (m) \quad (I.30)$$

**g. La quantité d'explosif dans un bloc à abattre**

$$Q_{tot} = Q_{tr} \cdot N_{tr} ; (kg) \quad (I.31)$$

**I.13.3.4.6 Rayon de sécurité**

Pour tir à retard le rayon de sécurité est calculée par la fourmille suivant :

$$L_{bl} = 29 \sqrt{\frac{Q_{tr}}{N}} ; (m) \quad (I.32)$$

*N*: nombre de détonation dans un tir.

**Conclusion**

L'ouverture d'une mine à ciel ouvert exige la réalisation des accès aux différents niveaux d'exploitation, elle consiste à creuser des tranchées qui donnent l'accès au gisement et des tranchées de découpage qui permettent de réaliser un front initial pour les travaux d'exploitation.

## Chapitre II

# Présentation de la mine et L'or, Leur origine

## II.1 Introduction

Les travaux de recherche au Hoggar ont abouti à la découverte de nombreuses minéralisations à intérêt économique. Elles sont représentées essentiellement par l'Or

Le Hoggar occidental renferme de nombreux gîtes aurifères actuellement en exploitation à Amesmessa. Ils ont été prospectés par les ingénieurs de l'ex SONAREM depuis 1969 ensuite par l'ORGM depuis 1977 et actuellement par l'ENOR.

A l'heure actuelle, la mine d'Amesmessa représente l'unique gisement aurifère en exploitation en Algérie. Son exploitation se fait par l'ENOR.

## II.2 Situation géographique et topographique de la région

La zone d'étude « Amesmessa » est située dans la partie méridionale du Sahara algérien ; à 2600 km au Sud d'Alger à 500Km au Sud-ouest de wilaya Tamanrasset et à environ 150Km au Nord de la frontière malienne. Administrativement ils sont localisés dans la commune de Tin Zaouatine wilaya de Tamanrasset.

- Amesmessa : 20°55'30''-21°03' altitude N et 2°28'-2°31'25''-longitude E.

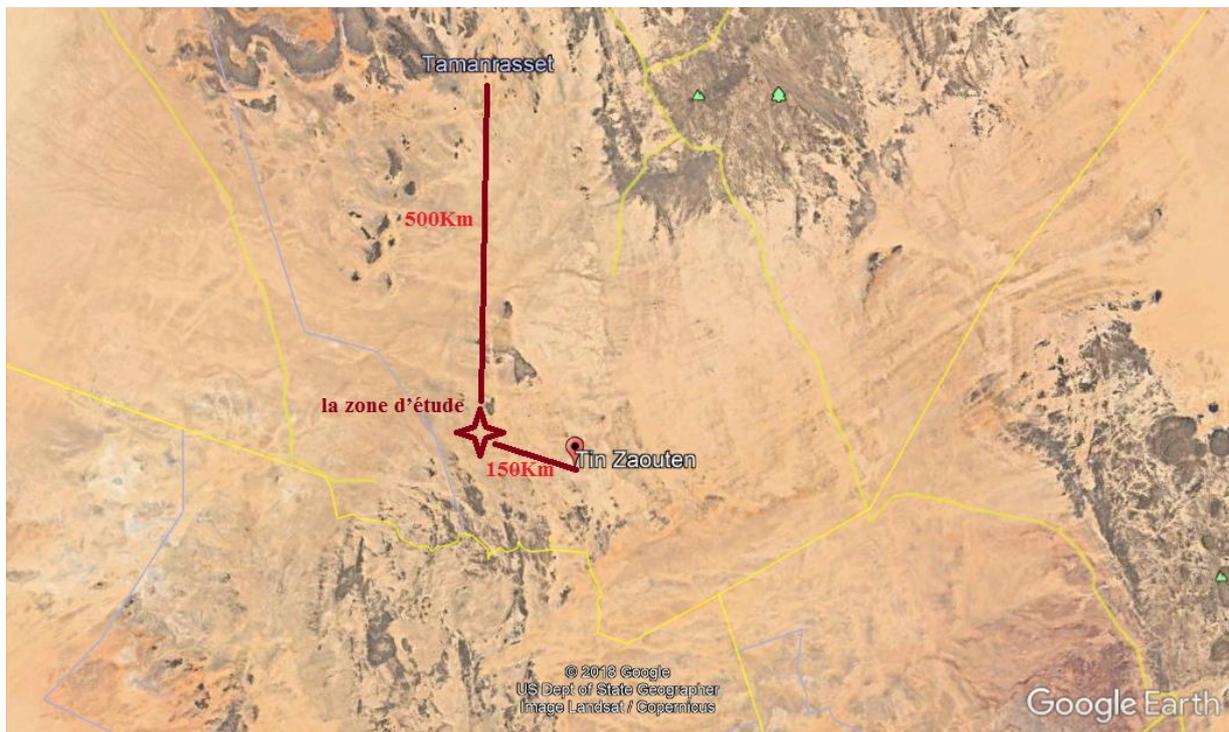


Figure II.1 : Situation géographique de la mine à ciel ouvert (Amesmessa).

Le relief de région du gisement et de ses environs est représenté par un plateau désertique faiblement accidenté. Les altitudes maximales atteignent rarement 550-600m, les dénivelés relatifs de 5-10m à 30 - 50m. [01]

### **II.3 Situation géologique**

#### **II.3.1 Géologie Régionale**

Le Hoggar est situé en Algérie. Avec ces 550 000 km<sup>2</sup> de superficie, il est le plus important constituant du bouclier touareg. Il se prolonge, au sud-ouest, au Mali, par le Massif des Iforas, et à l'Est, au Niger, par le Massif de l'Aïr.

Géologiquement, le Hoggar est composé par un socle précambrien recouvert en discordance par les formations du Tassili (formations de plate-forme à couches horizontales représentées par des conglomérats, grès, etc.). D'ouest en est, on distingue trois grands domaines limités par des zones de fractures subméridiennes et nettement différenciés des points de vue litho stratigraphique et évolution tectonique :

- Le Hoggar occidental
- Le Hoggar central
- Le Hoggar orient

Les gisements se situent dans le Hoggar occidental. La région des gisements est formée de terrains Précambriens recouverts en discordance par des formations du Protérozoïque. On y distingue deux domaines structuraux séparés par une faille majeure de direction subméridienne :

A l'Ouest se trouve le bloc d'In-Ouzzal constitué de roches de l'Archéen représentées par des granulites, des gneiss, des schistes et des marbres recoupés par des granites d'âge Panafricain.

A l'Est se disposent les roches du Protérozoïque inférieur à moyen représentées par des gneiss et des quartzites recoupés par des gabbros, des diorites et des granodiorites.

La faille limitant ces deux blocs est représentée par une zone de mylonites injectée de petits massifs de gabbros, large de 2 à 3 km et s'étendant sur 200 km. La minéralisation aurifère se localise dans les filons de quartz qui se disposent en au sein de cette zone.

La région des gisements aurifères est située dans la partie sud-ouest du bouclier Touareg (Ahaggar) d'âge Précambrien (Archéen) recouvert en discordance par les formations du Paléozoïque inférieur à moyen.

Cette région est constituée de deux domaines structuraux distincts. Ces deux domaines sont séparés par une faille majeure (shear zone) de direction sub-méridienne et qui est constituée par des ultra mylonites qui forment une bande large de 2 à 3 km. Ces mylonites contrôlent la mise en place de petits massifs de gabbros. Tout le long de cette zone de mylonites, un grand nombre d'indices d'or a été mis en évidence, dont plusieurs ont une importance économique : Amesmessa, In Allarène, Derreg et Timeg

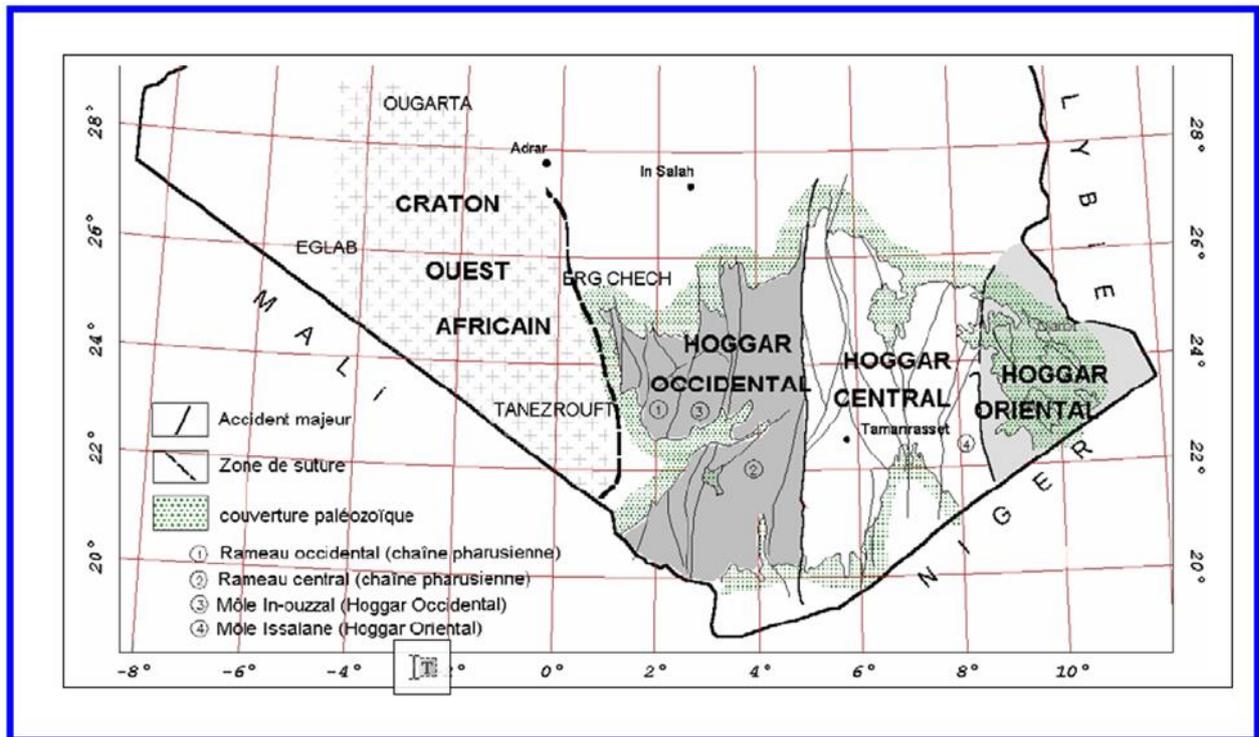


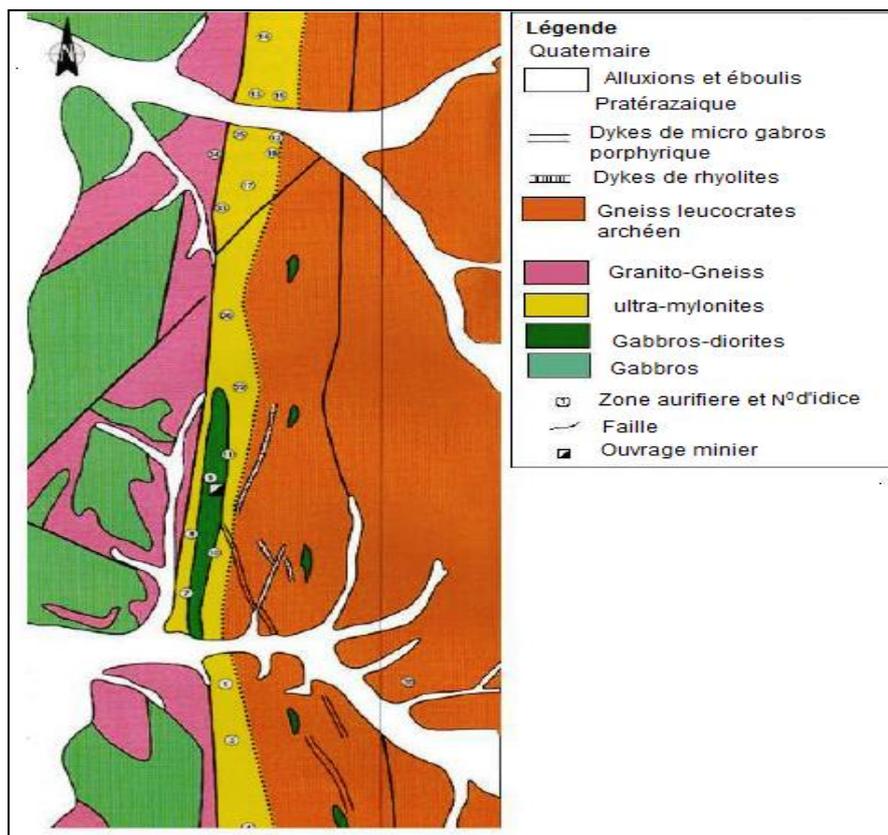
Figure II.2: Carte de la division classique de Hoggar

### II.3.2 Géologie Locale

Le Hoggar est constitué de plusieurs terrains séparés par des mégadécrochements lithosphériques subméridiens ductile (**shear zones**), d'extension hecto kilométriques dont les limites peuvent parfois être soulignées par des assemblages ophiolitiques ou des molasses (Black et al. ,1994). Ces structures tectoniques majeures sont considérées par divers auteurs comme étant synchrones de la phase tardive panafricaine (650-611 Ma : Ferkous et Leblan ,1995) de la collision entre la marge continentale passive à l'ouest du craton africain et la marge continentale active du Hoggar.

Les principaux gisements et indices aurifères du Hoggar sont localisés dans ou à proximité de ces zones de cisaillement dont le principale rôle a été de favoriser la mise en place des roches magmatique diverses qui à leur tour ont favorisé la circulation des fluides (Djamel Eddine Aissa et al. 2002).

Notre zone d'étude « Amesmessa » jalonne le couloir mylonitique de la zone de cisaillement Est Ouzzalienne (ZCEO), qui représente un cisaillement ductile dextre subvertical.



**Figure II.3 :** Carte géologique du gisement d'Amesmessa

La faille majeure (ou shear zone) limitant ces deux blocs est représentée par une zone de mylonites injectée de petits massifs de gabbros, large de 2 à 3 km et s'étendant sur 200 km. Tout le long de cette zone de mylonites, la minéralisation aurifère se localise principalement dans les filons de quartz.

Les travaux d'exploration menés par la recherche minière depuis 1971 dans la région d'In Özal ont permis la découverte de gisement d'or : Amesmessa, ainsi que plusieurs autres indices aurifères dans la zone Intermédiaire Amesmessa (ZIA), ayant une importance économique : In-Allarène, Dereg, Timeg etc..

Par sa réserve géologiques et exploitables, le gisement d'Amesmessas est classé le plus grand dans toute la région du Hoggar, plutôt en Algérie.[02]

#### **II.4 Les filons de quartz aurifère d'Amesmessas**

Il existe quatre familles de filons de quartz aurifère :

Les filons N-S de l'ultra mylonite et des granulites du bloc In Oual. Situés du côté Ouest dans les ultra mylonites comme à Amesmessas déformés ductilement et partiellement boudinés. Ils ont une longueur d'ordre décimétrique et une épaisseur moyenne inférieure à 0,5 m. Ces filons marqués par la présence des structures de déformation ductile, ductile-fragile et enfin fragile qui rappellent beaucoup celles des filons économiques d'Amesmessas. La minéralisation comprend une association de : galène, pyrite et or sont présents dans des fractures et cavités tardives du quartz.

#### **II.5 Les roches encaissantes**

On peut distinguer deux types de roches encaissantes :

- ✓ Des mylonites de granulites qui représentent un ancien matériel archéen favorable aux minéralisations aurifères.
- ✓ Des roches gabbro dioritique qui peuvent être également une source pour l'or.

#### **II.6 La géologie du gisement**

Le gisement Amesmessas est localisé dans la zone de cisaillement (shear zone) séparant les deux unités majeures de la région. Encaissé dans le couloir des mylonites à ultra mylonites qui forment une bande large de 2 à 3 km. Ces mylonites contrôlent la mise en place de petits massifs de gabbros.

Au niveau du gisement Amesmessas, 50 zones filoniennes ont été mises en évidence dont 36 ont fait l'objet de travaux d'exploration détaillée.

Le gisement est subdivisé en trois parties : Nord, Centrale et Sud. L'extension nord-sud du gisement est de 13 Km.

**Tableau II.1:** représentation des Filons de Quartz majeures (Sud, central et nord)

Zones	Filons de Quartz majeures
Du sud	1, 3 et 4,
Central	7, 8, 9, 10 et 11
Du nord	12, 13, 15, 16, 17, 18, 31, 32, 33, 34, 35 et 36,,,

La partie Centrale est la plus intéressante et la mieux étudiée. Elle contient environ 75% des réserves connus. Ses zones filoniennes particulièrement 8&9 et 7 constituent à l'heure actuelle les principales carrières de l'exploitation minière

### II.7 Minerai d'or

L'or est un élément chimique de symbole "Au" (du latin aurum) et de numéro atomique 79. Il s'agit d'un métal précieux très recherché et apprécié sous forme de parures ou de pièces de monnaie depuis l'aube des temps historiques. Ce métal au naturel se présente sous forme de pépites, qui peuvent avoir été réduites en poudre ou en paillettes, par érosion mécanique. Les diverses formes de sa répartition à l'état natif sont le filon, l'inclusion dans les roches ultrabasiques, les dépôts alluvionnaires résultant de l'érosion fluviale des roches mères. L'or pur est un métal noble, le plus malléable et ductile des métaux connus, à la fois dense et tendre. C'est un métal jaune brillant qui ne s'oxyde ni à l'air ni dans l'eau : le fait qu'il préserve son éclat, perçu comme esthétique par toutes les cultures humaines, lui confère l'essentiel de sa valeur. [03]



**Figure II.4** : Une pépite d'or.[07]

## II.8 Origine de l'or

La formation des gisements de minerais résulte de processus géologiques variés qui ont conduit à une accumulation importante de certains éléments en un lieu donné. Ces processus concernent, en général, des éléments chimiquement proches, les minerais sont des mélanges complexes de divers éléments, en général à l'état oxydé en ce qui concerne les éléments métalliques. [04]

Très souvent, les espèces minérales ne se présentent pas à l'état isolé (état natif) et s'associent les unes avec les autres (paragénèse). [05]

Un métal est dit natif s'il existe dans la croûte terrestre à l'état non combiné (par exemple, l'or). Les autres métaux sont dits composés. [06]

L'or est parmi les minéraux qui se trouvent en abondance dans les gisements hydrothermaux profonds.

Dans les gisements hydrothermaux, les éléments minéraux se sont dissous dans des eaux très chaudes, formant des solutions hydrothermales très riches en gaz dissous sous pression. La pression a eu pour effet de les expulser vers la surface du sol par tous les vides qui s'offraient à elles (grandes cassures, zones de broyage...). En s'élevant, les solutions se sont refroidies et appauvries en gaz de sorte à déposer les éléments minéraux les moins solubles en premier et les plus solubles en dernier.

Dans la nature, les gisements d'or ont deux origines et ils se rencontrent sous trois formes :

### II.8.1 L'or primaire

L'or primaire, contenu dans les roches, est issu de l'activité tectonique et volcanique. Il se présente généralement sous forme de filons ou des couches.

- a. **Filon** : Les gisements filoniens profonds, où l'or est emprisonné dans une roche-mère dure datant de l'ère primaire pouvant affleurer en surface. Les filons sont généralement de minéralogie simple, et se composent habituellement de quartz, avec peu de calcite, et quelques sulfures, tels que la pyrite et l'arsénopyrite. La distribution de l'or dans les filons de quartz est variable et les particules d'or peuvent ne pas toujours être évidentes à l'or il nu. Les filons de quartz sont souvent plus riches en or à une vingtaine de mètres de profondeur plutôt qu'en surface suggérant que l'enrichissement en or s'est fait grâce au lessivage par les eaux de pluie.
- b. **Couches** : D'autres types de dépôts primaires incluent les dépôts disséminés, dans lesquels l'or est largement dispersé dans la roche hôte et déposé en couches dans les dépôts stratiformes. On trouve également de l'or dans les skarns (roches argileuses métamorphisées par le contact de roches ignées intrusives, par exemple, de granite ou de diorite).



**Figure II.5** : Or dans un filon de quartz. [07]

### II.8.2 L'or secondaire

L'or secondaire est issu de l'érosion des roches contenant l'or primaire suite à leur exposition aux conditions climatiques tropicales sur plusieurs dizaines de millions d'années. Il se présente généralement sous forme de poudre, paillettes voire de pépites et se retrouve dans les alluvions, les terrasses fluviales et les éluvions.

- a. **Eluvion** : Les éluvions qui sont la conséquence de l'altération de la roche-mère mais sont restés en place. C'est de l'or désintégré de sa roche primaire à l'emplacement d'où il est originaire mais qui n'a pas encore été entraîné par le mouvement de l'eau. L'or est libéré de sa source de l'or par l'érosion / altération et déplacé par gravité grâce à la pente descendante. Il peut être très proche de la source d'or primaire si la source n'a pas été dispersée.
- b. **Alluvion** : Les gisements alluvionnaires, c'est-à-dire des dépôts provenant du transport des éluvions par les eaux courantes, présents essentiellement dans les lits vifs ou secs des rivières. Dans ces deux dernières catégories, l'or est dit secondaire ou libre. C'est de l'or déposé par le mouvement de l'eau. Cela n'a rien avoir avec la profondeur où on le trouve.

L'or secondaire étant aggloméré le plus souvent dans une roche meuble, les méthodes sont plus rustiques et moins coûteuses, la récupération se faisant par gravimétrie compte tenu de la densité élevée de l'or. On utilisait autrefois la pelle, la pioche et la batée. [08]

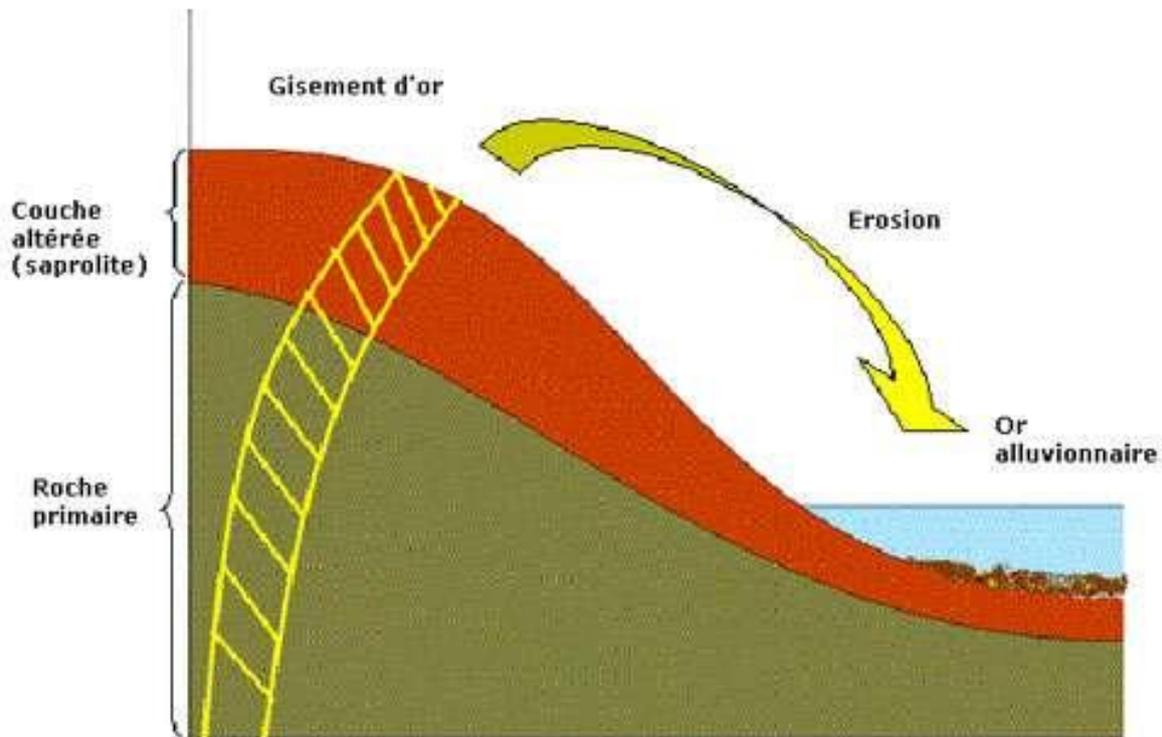
Du fait de sa densité, l'or et les minéraux lourds charriés par le courant se déposent et se concentrent sur certains endroits spécifiques appelés placers.

La formation des placers est le résultat de processus naturels mécaniques et chimiques : libération, transport, concentration, altération, dissolution et précipitation. Leur taille varie de quelques dizaines de centimètres à plusieurs centaines de kilomètres.

L'origine de l'or de placers est multiple :

- ✓ Destruction de filons de quartz à or libre,
- ✓ Erosion de roches contenant des minerais et amas aurifères ou l'or peut être visible ou invisible s'il est associé chimiquement à d'autres éléments (pyrites et mispickel aurifère) et donc inclus dans leurs molécules.
- ✓ Décomposition de roches et de terrains sédimentaires de type conglomérats argiles des terrains adjacents contenant des paléo-placers
- ✓ Ruissellement sur des placers anciens ou lits fossiles
- ✓ Remaniement de placers

La plupart des gens pensent à l'or lorsqu'ils entendent le mot « placer », mais n'importe quel minéral lourd peut devenir un placer. Par exemple, l'uranium, l'étain et le platine peuvent former d'importants placers. [09]



**Figure II.6:** Mode de formation des gisements d'or (placers).[10]

### II.9 Propriétés de l'or

Le matériau noble que l'on connaît possède, des propriétés uniques et inattendues qui en font le candidat parfait pour de nombreuses applications ; Santé, environnement, électronique, etc.

- ✓ Propriétés optiques
- ✓ Propriétés physico-chimiques
- ✓ Propriétés mécaniques

### II.10 Production de l'or

Depuis toujours les mines d'or sont pauvres en précieux métal jaune et malgré toutes les difficultés la production mondiale d'or réussit à augmenter. Cependant, depuis 2001 la production mondiale d'or dans le monde semble avoir atteint un sommet.

La production d'or a encore baissé de 50 tonnes en 2008, ceci malgré un prix de l'or record de l'once d'or à 872 dollars. En 2009, la hiérarchie des pays producteurs d'or a encore été bouleversée par la première place de la Chine et le recul de la production d'or sud-africaine. [11]

### II.11 Prix de l'or

En 10 mai 2019, le prix de l'or s'établit à 1 285.50 dollars l'once (une once d'or équivaut à 31,1035 grammes), en baisse de 1,9% sur un mois et de 9,8% sur un an.

### Conclusion

Le gisement d'Amesmessa est classé le gisement le plus grand dans la région du Hoggar, et il est exploité de nos jours par l'ENOR.

Le gisement d'Amesmessa est rapporté au type quartz aurifères peu sulfurés, ce gisement est formé dans des conditions de température haute à moyenne.

Le gisement d'Amesmessa d'une manière spécifique et la région du Hoggar d'une manière générale reste un paradis pour les géologues et les exploitants.

L'or métal le plus connu par l'homme sans doute à cause de son existence dans la nature sous forme native, de son aspect et sa valeur économique exceptionnelle.

**Chapitre III**  
**Travaux d'exploitation**  
**actuelle**

### III.1 Introduction

Les méthodes d'exploitation à ciel ouvert, peuvent être définies comme étant l'ordre d'exécution d'un ensemble des travaux d'enlèvement des stériles et du minerai, en qualité bien réglée et qualifiée dans les conditions rationnelles de l'exploitation des gisements.

Au niveau de la mine d'Amesmessas, l'abattage de la roche se fait par des travaux de forage et de tir vu a la dureté de la roche ( $f = 7$ ) [20]

### III.2 Capacité de production

De 2001 à 2016 l'unité a produit plus de 6 t d'or. Elle a enregistré un pique  $\approx 1$  t en 2009 et un minimum  $\approx 0.08$  t en 2016.

Pour l'année 2019, L'exploitation minière prévoit de concentrer les travaux sur le filon 16.

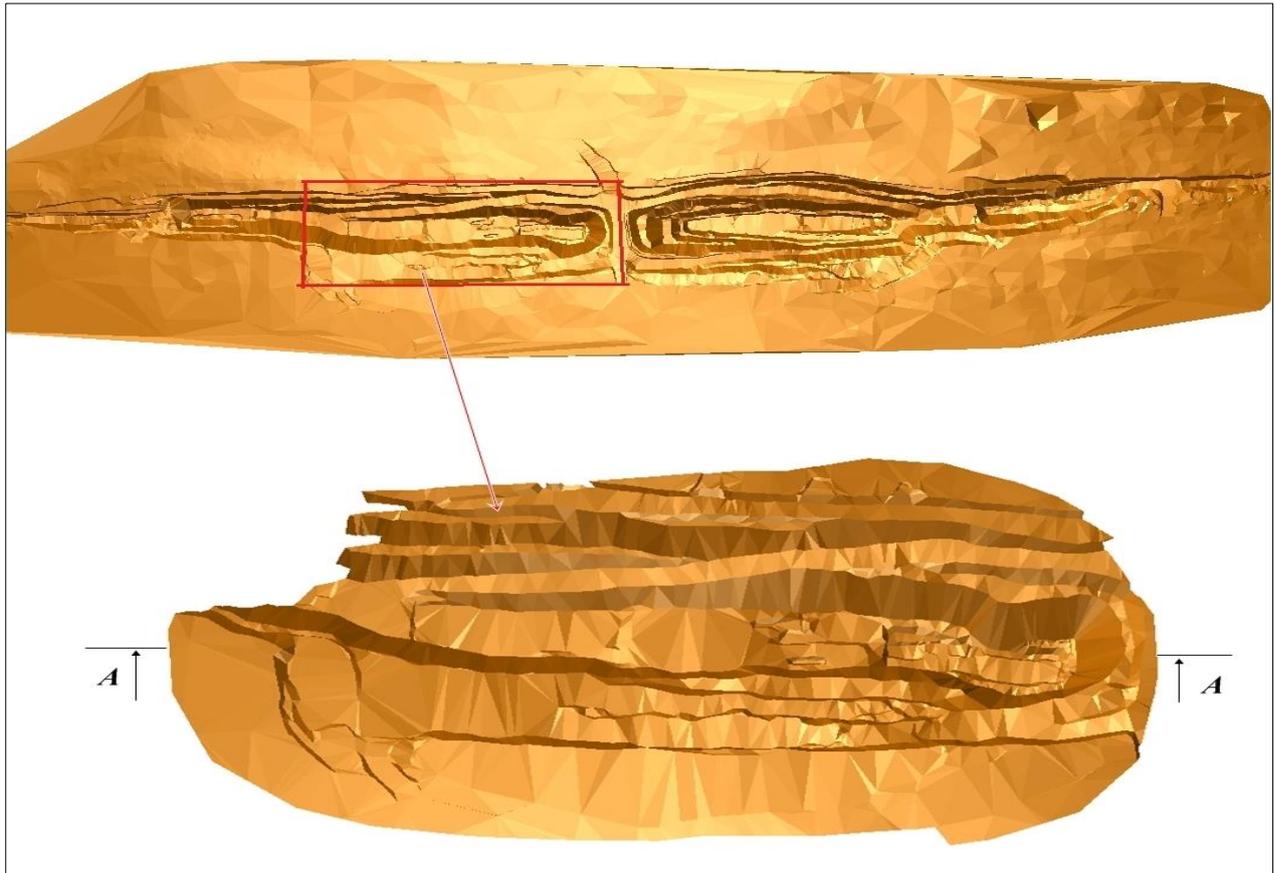
**Tableau III.1** La production annuelle et teneur du minerai

Année	2017	2018	2019	2020
Production en Or ; en kg	432	326	202	442
Production minerai ; en tons	109 766	131 115	22 230	38 367
Teneur du minerai ; en gr/t	4,05	4,38	19,72	4,65

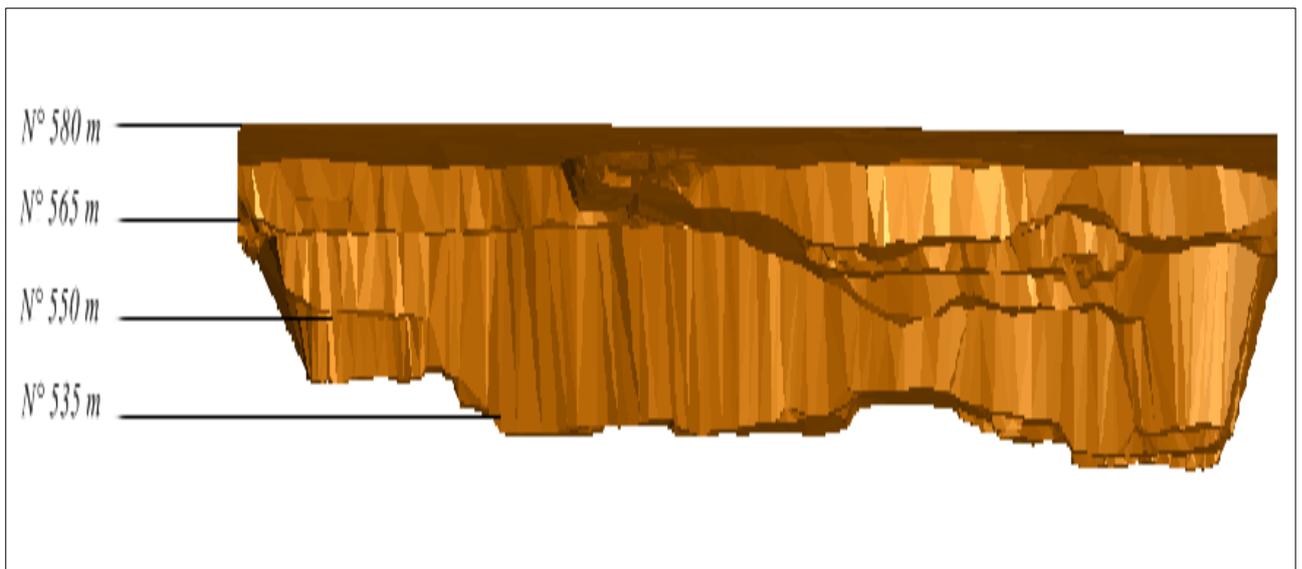
Et pour exploiter la réserve de filon 9 on va calculer plusieurs paramètres pour assurer l'objectif de l'entreprise

### III.3 Mode d'ouverture

Le gisement d'or Amesmessas est composé de plusieurs filons aurifères, de longueurs variables de 200m à 1500m. Ces filons affleurent sur un sol à relief plat, peu accidentée, ils ont une direction subméridienne et un pendage de  $60^\circ$  à  $85^\circ$  vers l'ouest. L'exploitation se fait à ciel ouvert, du haut vers le bas, avec transport par camion ; avec des tranchées d'accès internes et externes. La méthode d'exploitation est dite excavation globale en fosse emboîtée avec transport. Le coefficient de découverte est de 15%.



**Figure III.1** : l'état actuel du min au filon N° 9 vu en haut **surpac**



**Figure III.2** : coup longitudinale de la mine au filon N° 9 (coup A-A)

- La hauteur des gradins est de 10÷15 m
- La berme de sécurité est de 5 m
- La plateforme de travail est  $\geq 12$  m
- L'angle du talus du gradin est de  $\alpha=60^\circ \div 75^\circ$ .



**Figure III.3** : l'état de travaux au filon 9 (photo prise le 4/03/2019)

### III.4 Systèmes d'exploitation

Les travaux sont arrêtés dans le filon 9 ; pour le moment les travaux se font au filon 16.

### III.5 Paramètres de forage

#### III.5.1. Caractéristiques techniques de la sondeuse

A la mine d'Amesmessia, les trous de mine sont réalisés par des foreuses **ATLAS COPCO PowerROC T35** (forage roto-percutant). La maille adaptée est de 2,8m × 2,5m. Les trous sont généralement verticaux et rarement inclinés. De profondeur moyenne de **5,8 m** (dans 0,8m comme excès de forage).

Dans la mine d'Amesmessia ils utilisent un diamètre du trou ( $D_t = 10.2$  cm).



**Figure III.4 : la sondeuse ATLAS COPCO PowerROCT35**

**Tableau III.4 : Caractéristiques techniques de la sondeuse ATLAS COPCO PowerROCT35**

Marque	ATLAS COPCO
Domaine d'application principal	Extraction en carrier ; Génie civil
Méthode de forage	Top hammer
Diamètre de trou	64 mm à 115 mm
Gamme de produits	PowerROC
Cabine	Oui
Perceuse à roche/taille de marteau DTH	COP 1840+
Profondeur de trou maximum	25 m
Moteur	142kw
Capacité aérienne	130 l/s
Hauteur	3 300 mm
Longueur	9 100 mm
Largeur	2 360 mm
Poids	13 500 kg

### III.5.2. L'indice de forabilité

Il est déterminé par la formule suivante :

$$D_f = 0.007(\sigma_c + \tau) + 0.7\gamma ; \quad (III.1)$$

Où :

$\sigma_c$  : Résistance à la compression

$$\sigma_c = 700 \text{ kgf/m}^2$$

$\tau$  : Résistance au cisaillement

$$\tau = (0.16 \div 0.33)\sigma_c = 0.245 \times 700 = 171.5 \text{ kgf/m}^2$$

$\gamma$  : La densité in situ :  $\gamma = 2,62 \text{ kg/dm}^3$

Donc :

$$D_f = 0.007(700 + 171.5) + 0.7 \times 2.62$$

$$D_f = 7.93$$

La type de forabilité des roches de minerai est facile, (classe II, catégorie N : 8)

### III.6 Les différents paramètres des travaux de forage

- La profondeur du trou : 6.20 m
- Ligne de moindre résistance : 3.5 m
- Distance entre les trous : 2.5 m



**Figure III.5** : trous de min au niveau de la mine d'or Amesmessa (photo prise le 4/3/2019)

### III.7 Les outils utilisés pour les tires

Dans la mine d'Amesmessa, et d'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'ONEX (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, ils utilisent les deux types d'explosifs suivant :

- ✓ ANFOMIL : en vrac Comme une charge de colonne
- ✓ MARMANIT : en cartouche comme une charge de pied

La consommation spécifique adaptée est de 500 à 600 gr/m<sup>3</sup>, et l'amorçage est mixte, soit électrique et pyrotechnique.

Dans la partie électrique on trouve :

- L'exploseur,
- Le fil électrique
- Le détonateur électrique instantané « D.E.I. ».

Et la partie pyrotechnique composée :

- De cordeau détonant
- Les relais détonants. [19]

### III.7.1. Caractéristiques de l'explosif utilisé dans la mine Amesmessa

- ❖ **ANFO** : est un explosif nitraté de couleur blanche, d'aspect fluide contenant comme combustible du fuel oil domestique. Il est amorcé au moyen de cordeaux détonant ou un autre explosif brisant.



**Figure III.6** : La charge de colonne (ANFOMIL).

- ❖ **MARMANIT** : est un explosif pulvérulent de couleur gris, constituée de nitrate d'ammonium et d'un explosif brisant comme le TNT

Ce type d'explosif utilisé :

- Dans les terrains secs ou faiblement humides ;
- Elle est adaptée aux terrains à roches tendres mi-dures, travaux de carrière et souterrains

Les avantages de l'utilisation de MARMANIT sont :

- Explosif de sûreté, du fait de l'insensibilité du nitrate d'ammonium aux actions mécanique
- Sensible à l'eau



**Figure III.7** : La charge de pied MARMANIT I (prise le 9/03/2019)

Le tableau suivant résume les caractéristiques de l'explosif utilisé à Amesmessa

**Tableau III.3** : Caractéristiques des explosifs utilisés dans le tir.

Paramètres	ANFOMIL	MARMANIT
Densité normale t/m <sup>3</sup>	0,9	0,96
Diamètre d'une cartouche (m)	En vrac	65 et 80
Vitesse de détonation (m/s)	2500	4 400
Poids de l'explosif (kg)	25	25
Longueur de la cartouche (cm)	En vrac	75 et 50

Résistance à l'eau	Faible	Moyenne
Aptitude de travail (cm <sup>3</sup> /10g)	320	405

### III.8 Chargement et transport

Au niveau de la mine d'Amesmessa, le chargement s'effectue par une seule pelle hydraulique rétro (LIEBHERR 954 C).



**Figure III.8 :** Pelle hydraulique LIEBHERR 954 C (photo prise le 4/03/2019)

**Tableau.III.4 :** Caractéristiques techniques Pelle hydraulique LIEBHERR 954 C

Longueur (m)	12,2
Largeur (m)	3,71
Hauteur (m)	3,9
Capacité de godet (m <sup>3</sup> )	3
Energie	Gasoil
Poids (kg)	51 400

Le transport s'effectue par Dumper articulé, de marque CATERPILLAR et de type 735. Le nombre des camions utilisé dans la mine est 2 camions ; avec une capacité de charge de 30 tonnes.



**Figure III.9** : Dumper articulé CATERPILLAR 735 (photo prise le 4/03/2019)

**Tableau.III.5** : Caractéristiques techniques Dumper transporte 735

Longueur(m)	10,89
largeur (m)	3,35
Hauteur	3,7
Hauteur de déchargement (m)	6,95
Volume de benne (m3)	14,7
Volume entassé (m3)	19,7
Energie	Gasoil
Poids	30 250

### III.9 Traitement de l'or par cyanure

Le processus employé par la mine d'Amesmesssa est la lixiviation.

Le traitement du minerai du gisement d'Amesmessa se fait suivant deux procédés en fonction de la teneur économique du minerai qui sont :

- Lixiviation en tas.
- Lixiviation en cuve.

Le schéma suivant résume l'opération de traitement au niveau de la station

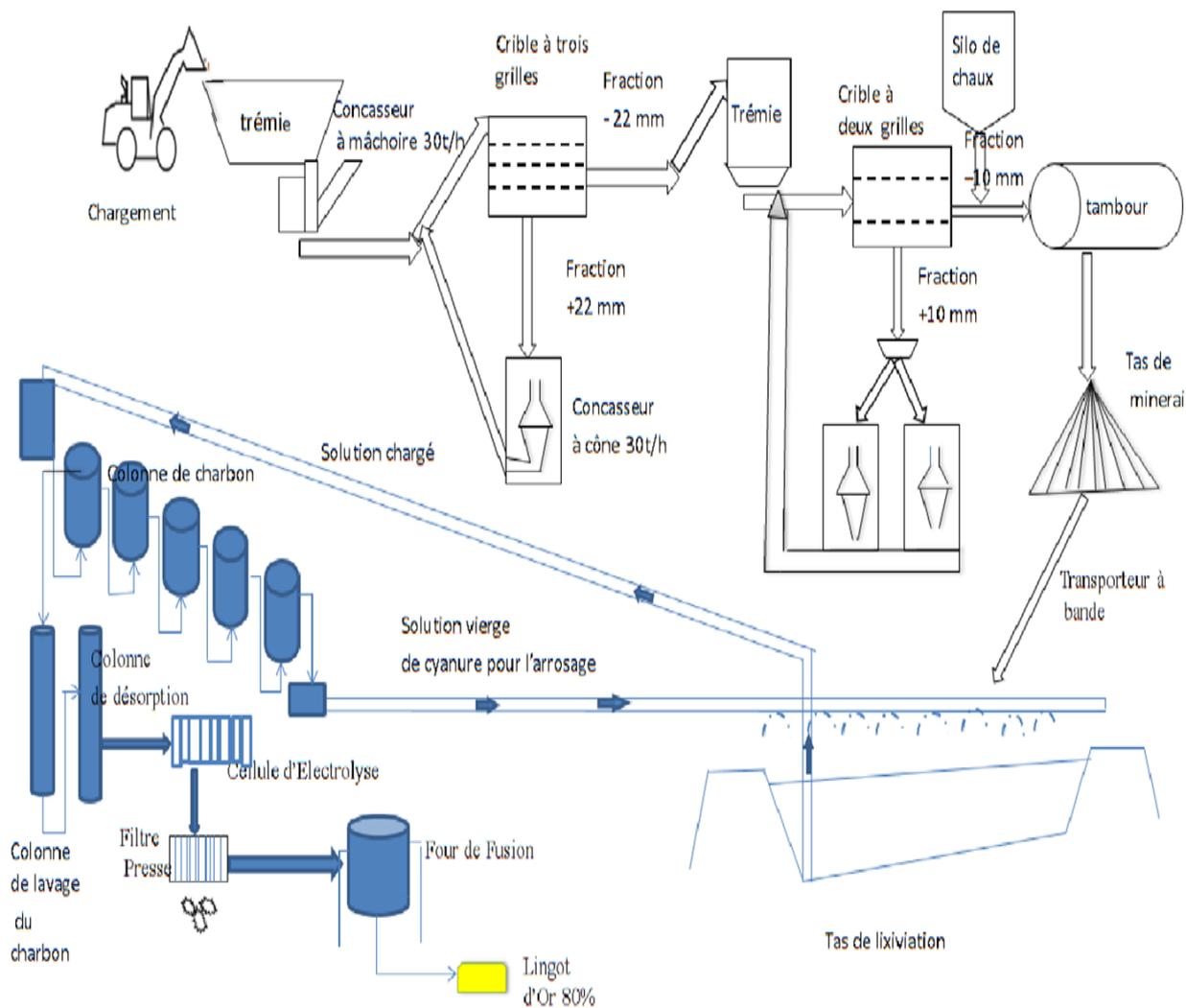


Figure III.10 : Schéma de la station et l'usine de traitement

**Conclusion**

L'analyse des travaux de la mine Amesmessa durant le stage pratique de fin d'études montre que Le gisement d'or Amesmessa est composé de plusieurs filons aurifères, de longueurs variables de 200m à 1500m. L'exploitation se fait à ciel ouvert, du haut vers le bas, l'abattage des roches ce fait à l'explosif, le transport par camion ; l'ouverture par des tranchés d'accès internes et externes. La méthode d'exploitation est dite excavation globale en fosse emboîtée avec transport.

Une mauvaise utilisation de l'équipement minier et en particulier la pelle-hydraulique utilisée, et le nombre de camions en attentes.

**Chapitre IV**  
**Réorganisation des travaux**  
**d'extraction**

### IV.1 Introduction

L'arrêt des travaux d'extraction au niveau du filon 9 à cause de la mauvaise organisation des travaux d'ouverture, c'est pourquoi qu'on a proposé cette variante pour les travaux de réouverture et de réorganisation des travaux d'extraction tel que le forage, tir, chargement et transport. Aussi on va calculer les réserves exploitables et les différentes productions suivant le régime de travail de l'entreprise. Suivant des études qui ont été faites par l'ORGM, le mode d'exploitation du filon N° : 9 est combiné (Mode à ciel ouvert jusqu'au niveau 470 m et en souterrain à partir de ce niveau jusqu'au dernier niveau)

### IV.2 Choix du mode d'ouverture

Le choix d'un schéma d'accès à ciel ouvert, dépend des facteurs qui y influant sur le type d'ouvrage donnant l'accès au gisement, qui on a définie dans le première chapitre, (factures géologiques, Topographie de la surface et les Facteurs technico-minières).

Le relief de la surface du gisement d'or Amesmessa à exploiter est plateaux ; notre gisement est dressant avec un angle de pendage de 60° à 85° vers l'ouest, sa profondeur finale varie 40 à 170 m ; la production de la mine est de 22 230 t et le transport du minerai se fait par camion.

Donc on choisir le mode d'ouverture par tranchées commune intérieures. On a utilisé le logiciel Surpac pour le traçage du schéma d'ouverture, avec une forme du tracé des tranchées d'accès en spirale.

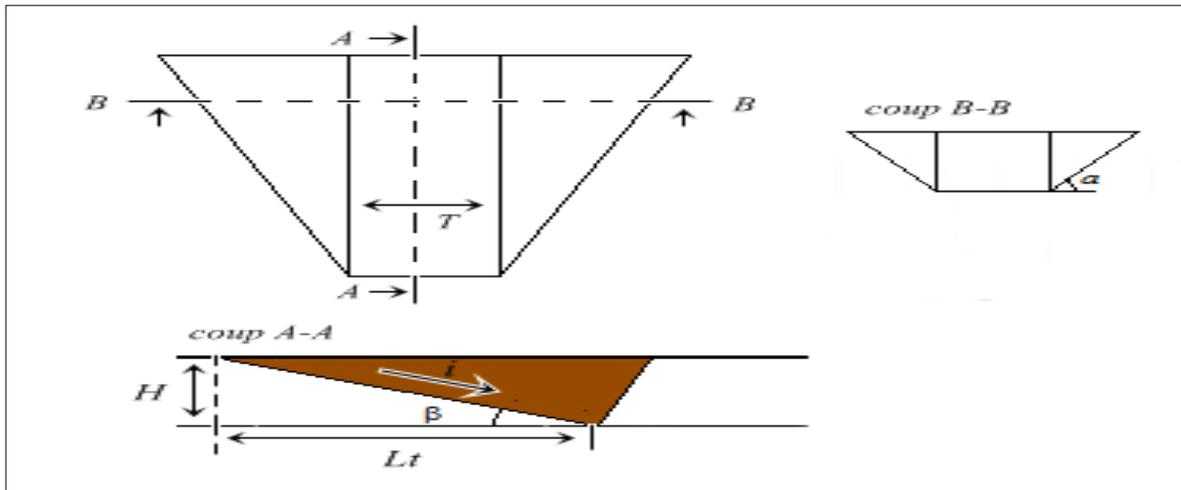
#### IV.2.1 Etapes de la réouverture du filon N°9

La réorganisation des travaux de la mine d'Amesmessa, consiste à creuser les demi-tranchées d'accès et de découpages, ces dernières doivent être réalisé suivant un ordre bien déterminé, de plus, il faut aussi choisir l'emplacement des demi-tranchées d'accès et celles de découpages.

Les étapes d'organisation de cette mine de filon N° : 9 sont les suivants :

1. Creusement de la tranchée d'accès intérieure du premier gradin (niveau 580m).
2. Elargissement du premier gradin (N 580 m – N 565 m)
3. Creusement de la tranchée d'accès intérieure du deuxième gradin
4. Elargissement du deuxième gradin (N 565 m – N 550 m)
5. Elargissement des deux premiers niveaux.
6. Creusement de la tranchée d'accès intérieure du troisième gradin
7. Les mêmes opérations pour les autres niveaux

### IV.2.2 Calcul des paramètres des tranchées



**Figure IV.1** : Paramètres d'une tranchée d'accès

Une tranchée est caractérisée par les paramètres suivants :

#### IV.2.2.1. Profondeur de la tranchée

$$H = H_g = 15\text{m}$$

#### IV.2.2.2. Angle des talus des tranchées

L'angle des talus des tranchées ( $\beta$ ) dépend des propriétés mécano-physiques des roches et de la profondeur de celles-ci.

Les valeurs approximatives sont données dans le tableau ci-dessous

**Tableau IV.1** Angles des talus des tranchées en fonction de leur dureté des roches [19]

Types de tranchées	Angles des talus des tranchées			
	Dureté des roches			
	2 – 4	5 – 9	14 – 15	15 – 20
Accès	60	65	70	80
Découpage	60	70	75	80 – 85

La dureté du notre cas **7**, alors on prend l'angle des talus de tranchées d'accès est de **65°** et de découpage **70°**.

### IV.2.2.3. Largeur de la tranchée d'accès

Suivant le schéma d'ouverture on a une circulation à double voie

$$T = 2 \times (a + c) + x + r ; (m) \quad (IV.7)$$

Où :

T : Largeur de tranchée d'accès

a : Largeur de benne

c : Berme de sécurité C = 0.6 m

r : Largeur de la rigole d'évacuation d'eau, r = 0.5 m

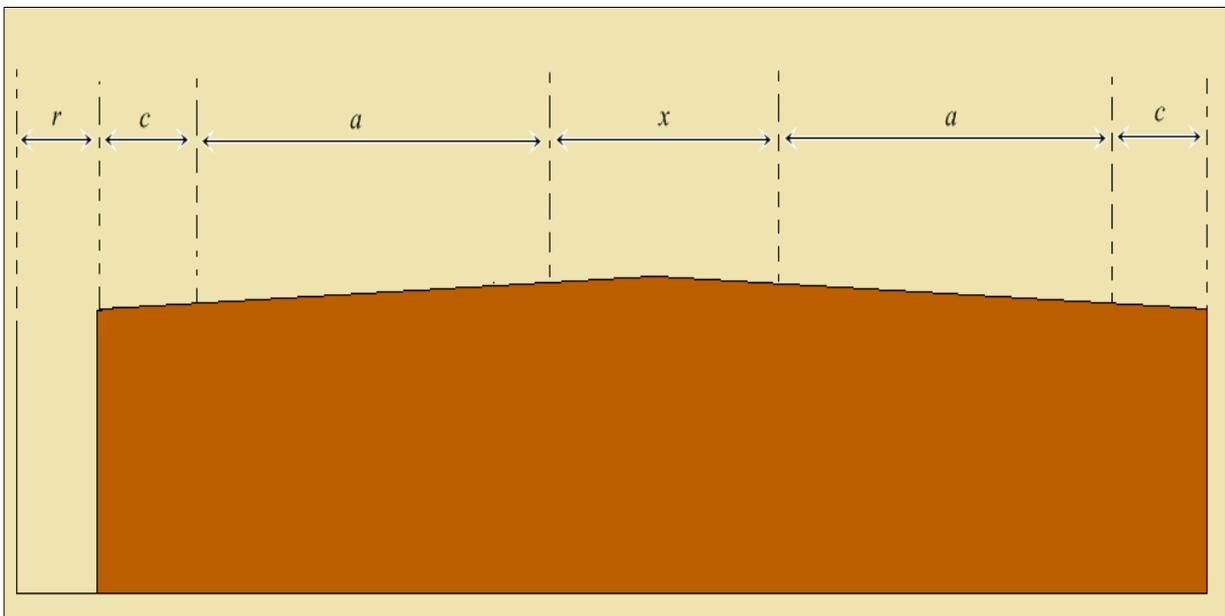
x : Distance entre les bennes des camions, X = 2×c ; (m).

$$X = 1.2 \text{ m.}$$

Alors,

$$T = 2 \times (3.35 + 0.6) + 1.2 + 0.5$$

$$T = 9.6 \quad ; m$$



**Figure VI.2** Largeur de la piste de roulage.

**IV.2.2.4. Inclinaison longitudinale des tranchées**

L'inclinaison de la tranchée d'accès dépend essentiellement du moyen de transport utilisé. Elle ne doit pas dépasser 12 %, On prend l'inclinaison longitudinale des tranchées  $i = 10\%$ .

**IV.2.2.5. Profondeur finale de la mine**

$$P_F = H_S - H_i ; (m) \quad (IV.8)$$

$H_S$ : Niveau supérieur de la mine (m).

$H_i$ : Niveau inférieure de la mine (m).

Alors :  $P_F = 580 - 470$

$$P_F = 110 \text{ m}$$

A

**Figure IV.3** : Schéma d'ouverture par du filon N° 9 par tranchées commune intérieures (Surpac)

**Figure IV.4** Présentation des niveaux des gradins

**IV.3 Choix de la méthode d'exploitation**

Selon la classification de Mr. V. Rjervsky, et suivant les conditions géologiques et topographiques et minières de notre gisement (filon 9), la méthode d'exploitation la plus favorable pour ces conditions, surtout pour commencer et assurer notre production est celle de fonçage, longitudinale avec deux bords exploitables.

**IV.3.1 Détermination des paramètres de la méthode d'exploitation****IV.3.1.1. La hauteur du gradin**

$$H_g \leq 1.5 \times H_{cmax}$$

$H_{cmax}$  : la hauteur de creusement maximal de l'engin d'extraction est égale à 10 m.

$$H_g = 15 \text{ m}$$

**IV.3.1.2. L'angle de talus du gradin**

Pour les roches stériles, la dureté varie entre (4-6) et selon le **tableau I.1** l'angle  $\gamma$  varie entre [55 ÷ 65° ]

Et concernant la dureté de minerai  $f = 7$  l'angle d'inclinaison  $\alpha = 82^\circ$ .

**IV.3.1.3. La largeur de Plate-forme de travail**

On calcule la largeur de la plate-forme de travail par la formulé **(I.1)**, donc :

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z ; (m) \quad (IV.1)$$

$$A = W + b(n - 1)$$

La largeur de X est calculée par la relation suivante :

$$X = A \left( 2K_f \times \frac{H_g}{H_t} - 1 \right) ; (m)$$

- $K_f = 3$
- $H_g = 15 \text{ m}$  ;
- $H_t$  : hauteur du tas elle est pris selon le tableau suivant :

**Tableau IV.2 :** la hauteur du tas en fonction de nombre de rangée [18].

Nombre de rangées	Hauteur du tas (m)
1	$(0.5 \div 0.6) \times H_g$
2	$(0.75 \div 0.8) \times H_g$
3	$(0.8 \div 1.15) \times H_g$

La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$C = 0.2 \times H_g ; (m)$$

La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g \times (ctg\gamma - ctg\alpha) ; (m)$$

- $\gamma$  : l'angle de talus de gradin en liquidation,  $\gamma = 65^\circ$
- $\alpha$  : l'angle de talus de gradin en exploitation,  $82^\circ$

$$L_{pt} = 9.6 + 27.25 + 2.75 + 3 + 4.88$$

$$L_{pt} = 47.48 \text{ m}$$

#### IV.3.1.4. Vitesse de déplacement de chantier (I.11)

$$V_{dp} = \frac{1421.53}{9.6 \times 15}$$

$$V_{dp} = 9.87 \text{ m/post}$$

#### IV.3.1.5. Approfondissement annuel des travaux miniers (I.12)

$$V_{dp} = \frac{110}{5}$$

$$V_{dp} = 22 \text{ m/an}$$

### IV.4 Calcul des réserves exploitable et volumes des roches stérile

Le calcul du volume des roches stériles à enlever et des réserves exploitables, ainsi la quantité du métal, sont faites par niveau à l'aide du logiciel Surpac. D'après le schéma d'ouverture les travaux sont délimités entre le niveau 580 m, et 470 m

#### IV.4.1 Réserves exploitables et quantités du métal

**Tableau IV.3.** Représentation des réserves par niveau

Niveau	Niveau	Volume(m <sup>3</sup> )	Tonnage (t)	Teneur(%)	Métal Kg
530.0	535.0	1 160	3 039	4,23	12,842814
525.0	530.0	3 240	8 489	6,91	58,68447
520.0	525.0	3 820	10 008	9,20	92,083608
515.0	520.0	3 610	9 458	8,25	78,056874
510.0	515.0	3 255	8 528	8,17	69,665232
505.0	510.0	2 765	7 244	8,22	59,552924
500.0	505.0	2 645	6 930	7,92	54,89946
495.0	500.0	2 795	7 323	7,92	58,012806
490.0	495.0	2 815	7 375	12,33	90,941125
485.0	490.0	2 970	7 781	12,50	97,223595
480.0	485.0	3 205	8 397	12,57	105,5167
475.0	480.0	3 270	8 567	14,93	127,93958
470.0	475.0	3 390	8 882	15,02	133,43429
Total		38 940	102 021	10,17	1039,253

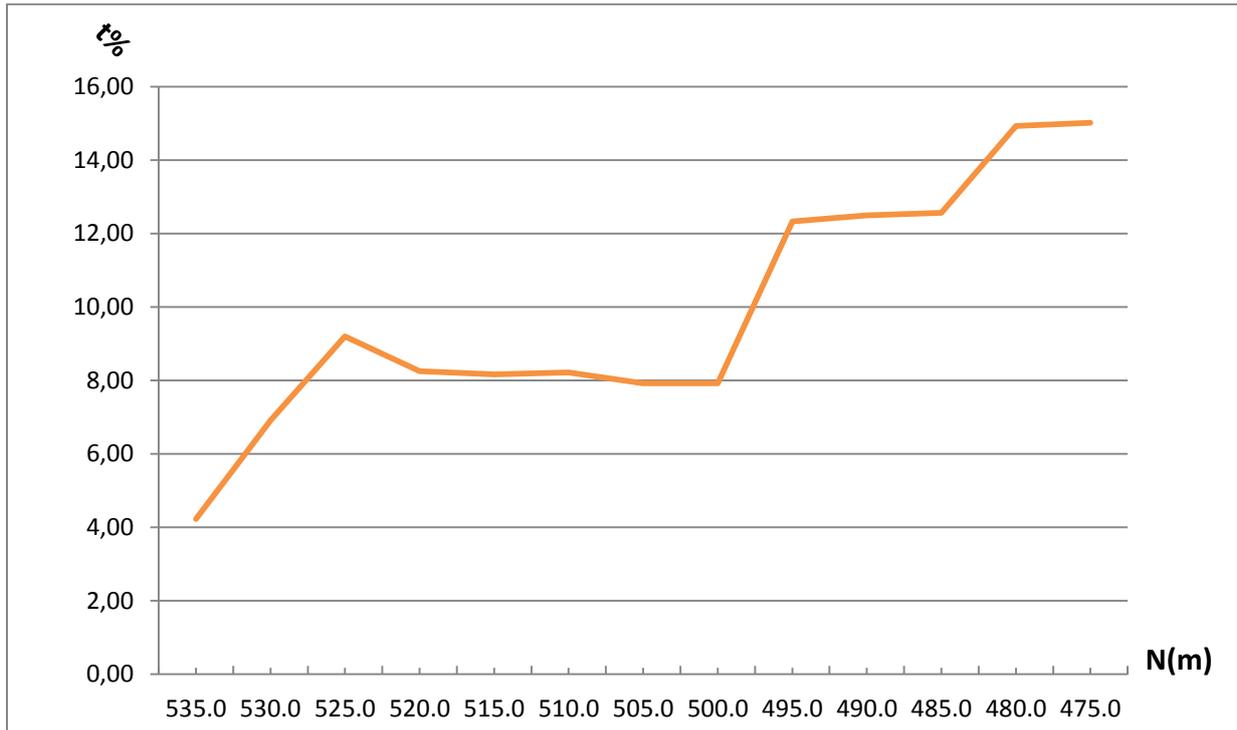


Figure IV.5 : La teneur de réserve par niveau

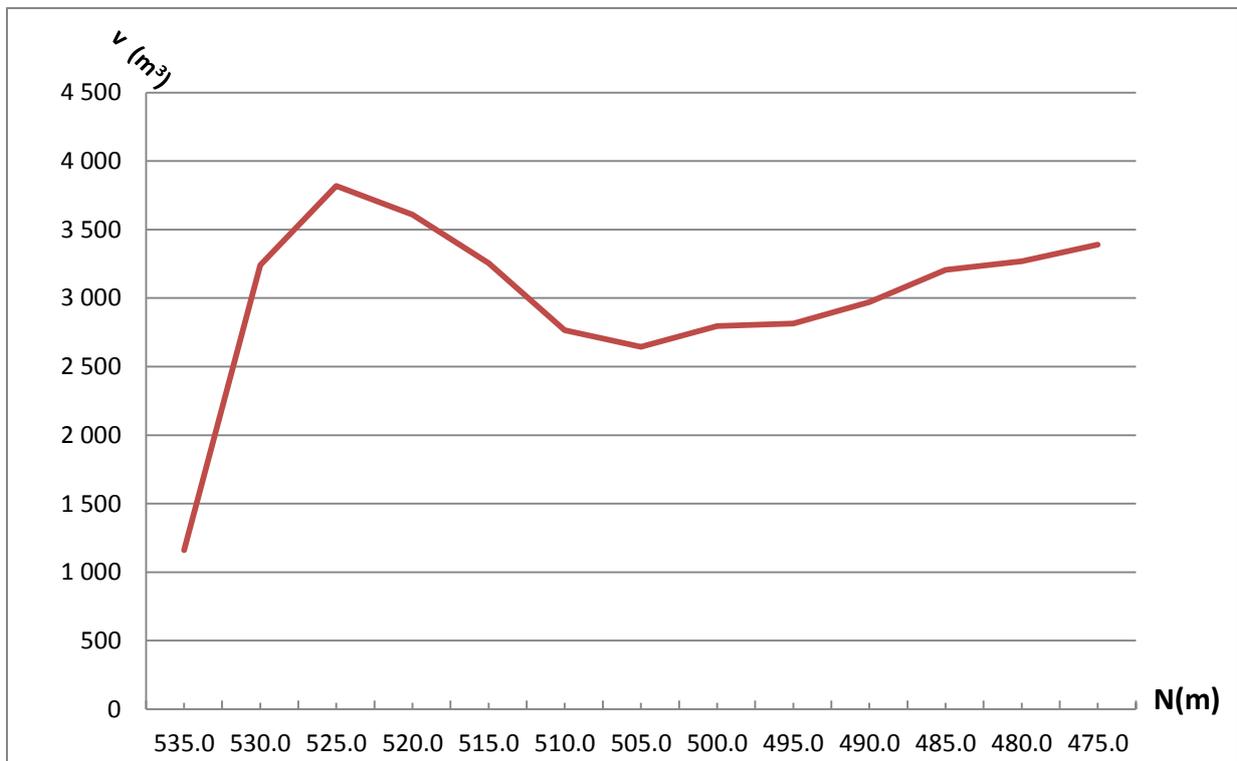


Figure IV.6 : Le volume de réserve par niveau

### IV.4.2 volumes des roches stériles

**Tableau IV.4 : Les volumes des roches stérile**

Niveaux	Volume	Tonnage
580.0	12 200	32 940
575.0	114 129	308 149
570.0	179 167	483 750
565.0	211 798	571 855
560.0	246 085	664 430
555.0	242 952	655 970
550.0	258 428	697 755
545.0	262 352	708 350
540.0	246 207	664 765
535.0	268 159	724 157
530.0	283 710	766 435
525.0	248 975	672 787
520.0	232 067	627 082
515.0	215 222	581 550
510.0	176 955	478 162
505.0	161 204	435 612
500.0	145 871	394 231
495.0	112 198	303 405
490.0	99 345	268 732
485.0	88 166	238 592
480.0	60 579	164 171
475.0	50 036	135 726
470.0	40 455	122 865
Total	3 956 260	10 701 471

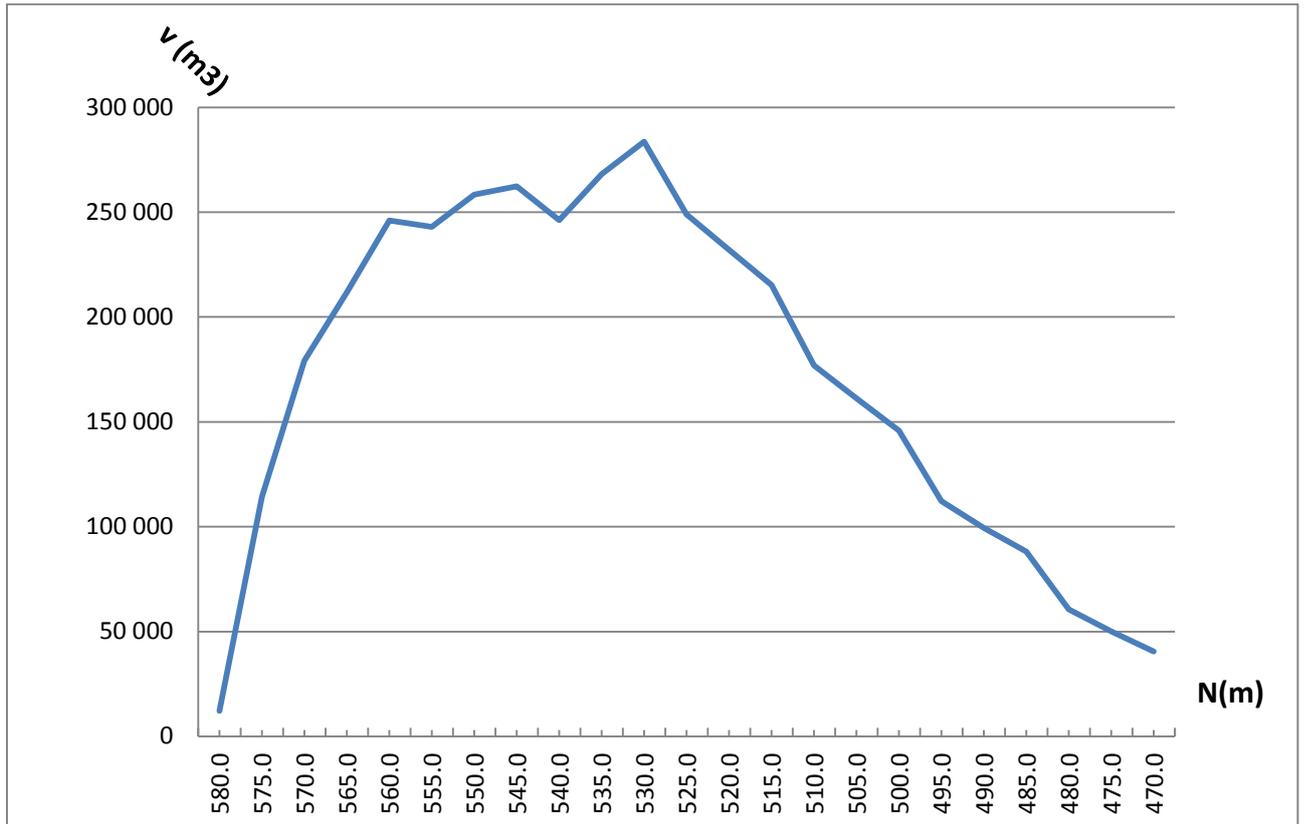


Figure IV.7 : Les volumes des roches stériles par niveau

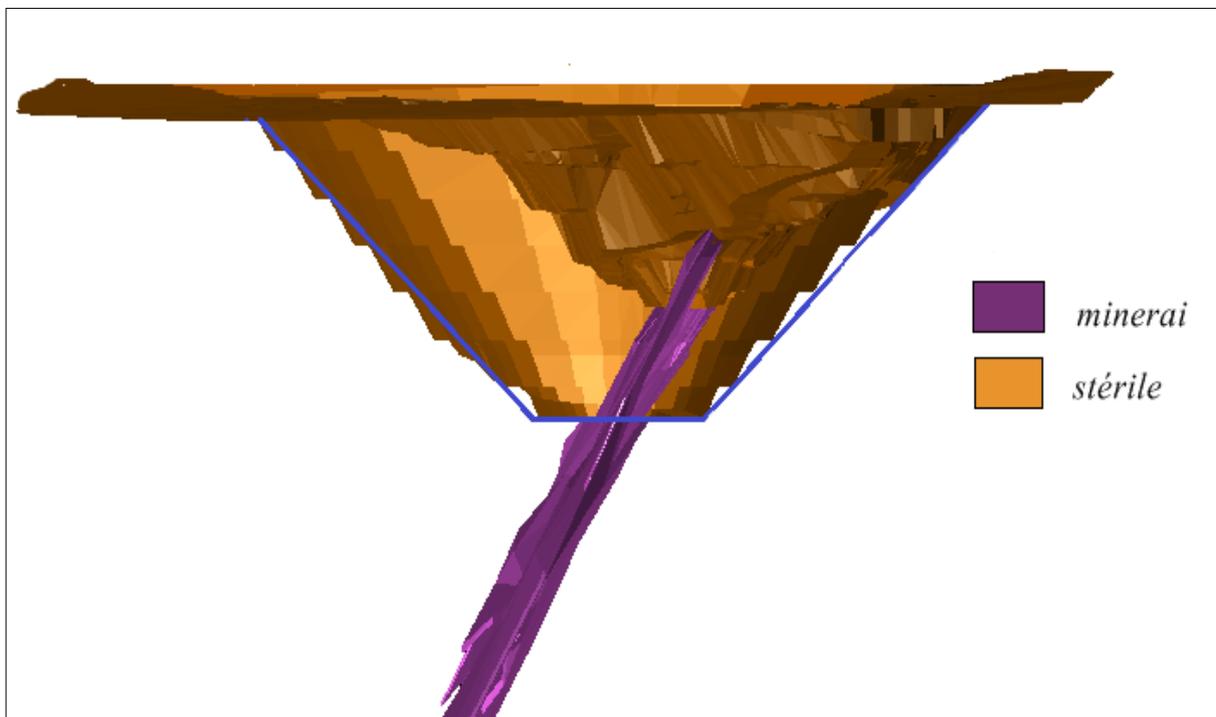


Figure IV.8 : Le volume des roches du minéral et stérile au filon 9

**IV.5 Capacité de production****IV.5.1. Production annuelle de la mine**

Selon les besoins du marché l'objectif de l'unité d'Amesmessas est d'assurer une production annuelle :

$$P_a = 22\,230 \text{ tan/ans}$$

**IV.5.2. Durée de vie des travaux d'extraction du filon N° : 9**

La durée de vie est déterminée par la formule suivante :

$$T_v = \frac{R_{exp}}{P_{an} \times k_{irr}} ; (an) \quad (IV.1)$$

D'où :

$T_v$ : Durée de vie de la carrière.

$R_{exp}$ : Réserves exploitables. 102 204 t

$P_{an}$ : Production annuelle. 22 230 t

$k_{irr}$ : Coefficient d'irrégularité de travail est égal à 0.9.

AN :

$$T_v = 5 \text{ ans}$$

**IV.5.3. Production mensuelle :**

La production mensuelle ( $P_m$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$P_m = \frac{P_a}{N_{m/an}} ; (t/ans) \quad (IV.2)$$

$N_{m/an}$  : Nombre de mois ouvrable par an, (12 Mois).

AN :

$$P_m = 1852.5 \text{ t /s}$$

**IV.5.4. Production journalière**

La production journalière ( $P_j$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$P_j = \frac{P_a}{N_{j/an}} ; (t/j) \quad (IV.3)$$

$N_{j/an}$ : l'entreprise travail 365/365 jours.

AN :

$$P_j=60.90 \text{ tan/j}$$

**IV.5.5. Production hebdomadaire**

La production hebdomadaire ( $P_H$ ) est déterminée par la Formule suivante :

$$P_H = P_j \times N_{j/s} ; (t/jour) \quad (IV.4)$$

$N_{j/s}$ : Nombre de jours ouvrable par semaine, (7 jours).

AN :

$$P_H= 426.328 \text{ t/jour}$$

**IV.5.6. Production postière**

La production postière ( $P_p$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$P_p = \frac{P_j}{N_{p/j}} ; (t/post) \quad (IV.5)$$

$N_{p/j}$  : Nombre du poste par jours, 2 (p/j).

AN :

$$P_p=30.45 \text{ t/post}$$

### IV.5.7. Production horaire

La production horaire ( $P_h$ ) est déterminée par la formule suivante :

$$P_h = \frac{P_j}{N_{h/j}} ; (\text{t/h}) \quad (\text{IV. 6})$$

$P_h$ : Nombre d'heures par jour est de 12 heures.

AN :

$$P_h = 5.07 \text{ t/h}$$

### IV.6 Paramètres de forage et de tir

Dans ce qui suit, on va déterminer les paramètres de TFT que pour les roches de minerai

#### a. L'indice de forabilité $D_f$

D'après le calcul de l'indice de forabilité par la formule (III. 1) et le **Tableau I.3**, les roches sont caractérisées par une forabilité facile. (Classe I, catégorie N° 8).

#### b. Diamètre du trou $D_{tr}$

$$D_{tr} = 102 \text{ mm}$$

D'après le **Tableau I.4**, nous pouvons dire que le mode de forage adéquat pour ce type de roche est **Roto percutant**.

### IV.7 Calcule des paramètres de tir

Tous les paramètres des travaux de forage et de tir sont calculés par les formules du chapitre (I)

On autre, lors de la détermination de la distance entre l'arête supérieur et le linge des trous, on est limite par la puissance du filon qui est entre (0.5÷1.5)

Dance il faut qu'on calcul la distance minimale C et on prend  $C = W$

$$C = \frac{\delta_t \times H_g}{2 \times \tau}$$

$H_g$  : La hauteur de gradin

$\delta_t$  : La charge rupture a la traction

$\tau$  : La charge rupture de cisaillement.

**Tableau IV.5** Les paramètres de plane de tir

Paramètres	Symboles	Valeurs calculées	Unités
Linge de moindre résistance	$W$	2.75	M
Distance entre deux trous	$a$	4.5	M
Distance entre deux rangées de trous	$b$	3.9	M
Volume de roches abattues par un trou	$V_{tr}$	56.51	m <sup>3</sup> /tr
Consommation spécifique d'explosif	$q_p$	540	g/m <sup>3</sup>
Capacité métrique du trou	$P$	7.5	Kg/m
Longueur du trou	$L_{tr}$	17.8	M
Longueur d'excès de forage	$L_s$	1.3	M
Longueur de la charge d'explosif	$L_{ch}$	4.1	M
Longueur de bourrage	$L_b$	13.7	M
Quantité d'explosif dans un trou	$Q_{tr}$	30.52	Kg/trou
Largeur d'enlevure	$A$	9.6	M
Nombre de trou dans un bloc	$N_{tr}$	22	Trous
Quantité d'explosif dans un bloc	$Q_{tot}$	671.44	Kg/bloc
Volume du bloc	$V_{bl}$	1213.2	m <sup>3</sup>
Surface du bloc	$S_{bl}$	80.89	m <sup>2</sup>
Longueur du bloc	$L_{bl}$	29.41	M
Longueur totale à forer dans un bloc	$\sum L$	391.6	M

### IV.8 Chargement et transport

#### IV.8.1. Chargement

Le chargement se fait avec un Pelle hydraulique

##### IV.8.1.1. La capacité de godet de la pelle

$$E_g = 3 \text{ m}^3;$$

##### IV.8.1.2. Le rendement de la pelle

$$R_p = \frac{3600 \times E_g \times K_r \times \gamma \times K_u}{T_c \times K_f} ; (t/poste) \quad (IV.1)$$

$E_g$  : La capacité du godet de la chargeuse,  $E_g = 3 \text{ m}^3$

$K_r$  : Coefficient de remplissage du godet de la pelle,  $K_r = 0.85$

$T$  : Durée d'un poste de travail,  $T = 12$  heures avec une heure de poste

$\gamma$  : Masse volumique ;  $\gamma = 2.7 \text{ t/m}^3$

$K_u$  : Coefficient d'utilisation d'un poste de travail,  $K_u = 0.85$

$T_c$  : Durée d'un cycle de pelle  $T_c = 41.33 \text{ s}$

$K_f$  : Coefficient de foisonnement 1.5

Donc Le rendement de la pelle est :

$$R_p = 3838.14 \text{ t/p}$$

##### IV.8.1.3. Nombre des pelles nécessaire

$$N_{pelle} = \frac{V_{an} \times K_{res}}{R_p \times N_{j/ans} \times N_p} ; (pieces) \quad (IV.2)$$

$N_{pelle}$  : Nombre de pelle nécessaire

$V_{an}$  : Production annule de la mine 3995572 ( $\text{m}^3$ )

$K_{res}$  : Coefficient de réserve  $K_r = 1.1$  à  $1.2$

$N_{j/an}$  : Nombre de journée de travail par année  $N_{j/an} = 365$  jours

$N_p$  : Nombre de poste de travail ; 2 poste

Donc :

$$N_{pelle} = 1.5 \approx 2 \text{ pelles}$$

### IV.8.2. Transport

Dans la mine, on applique largement le transport par camion. Il est répandu lors de l'exploitation des gisements compliqués.

#### IV.8.2.1 Rendement des camions

$$R_c = \frac{36000 \times V_b \times T_p \times K_b \times K_u}{t_c \times K_f} ; (t/post) \quad (IV.3)$$

$V_b$ : Capacité de la benne du camion 14.4 (m<sup>3</sup>)

$T_p$  : La durée d'un poste de travail  $T_p = 12$ heures avec une heure de post

$K_b$  : Coefficient d'utilisation de la capacité de charge du camion  $K_b = 0.9$

$K_u$  : Coefficient d'utilisation du camion durant un poste de travail  $K_u = 0.85$

$t_c$  : Tempe de cycle

$$t_c = T_r + T_{mc} + T_{dé} + T_{my} + T_m$$

$T_r$ : Temps remplissage du camion

$T_{mc}$  : Temps de marche à charge trajet

$T_{dé}$ : Temps de déchargement du camion

$T_{my}$  : Temps de marche à vide

$T_m$  : Temps de manœuvre

**Tableau IV.6** Rendements des camions pour les roches stériles et du minerai suivant tc

	Minerai	Stérile
Tempe de cycle	$t_c = 25min$	$t_c = 11min$
Le Rendement de camion	$R_c = 211.5m^3 = 370.13t$	$R_c = 480.69 m^3 = 841.2t$

#### IV.8.2.2 Nombre des camions nécessaires

Le nombre nécessaire des camions pour assure la production souhaitée par l'entreprise

$$N_c = \frac{P \times K_i \times K_r}{R_c \times N_j \times N_{p/j}} ; (pieces) \quad (IV.4)$$

Où :

$P$  : Production annuel de la mine

$K_i$  : Coefficient d'irrégularité de travail de la mine  $K_i = 1$

$N_{p/j}$  : Nombre des postes par jour  $N_{p/j} = 2$

$K_r$  : Coefficient de réserves  $K_r = 1.1$

$R_c$  : Rendement d'un camion  $R_c = 370.13t$

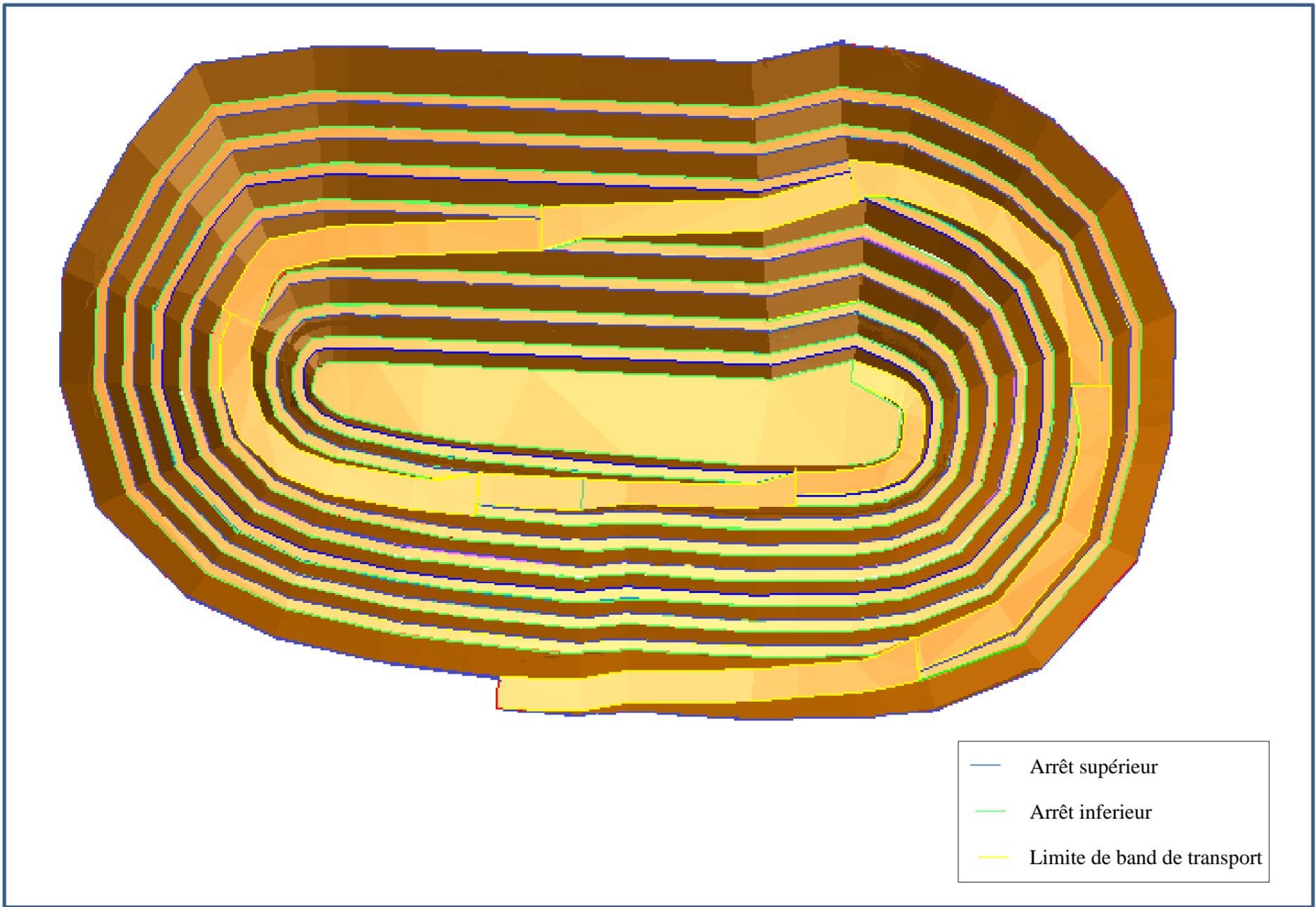
**Tableau IV.7** : Nombres de camions nécessaire (Minerai + Stériles)

	Minerai	Stérile
Quantité total (t)	102204 t	10622718 t
Le nombre nécessaire des camions	$N_c = 0.4 \approx 1$	$N_c = 13.85 \approx 14$

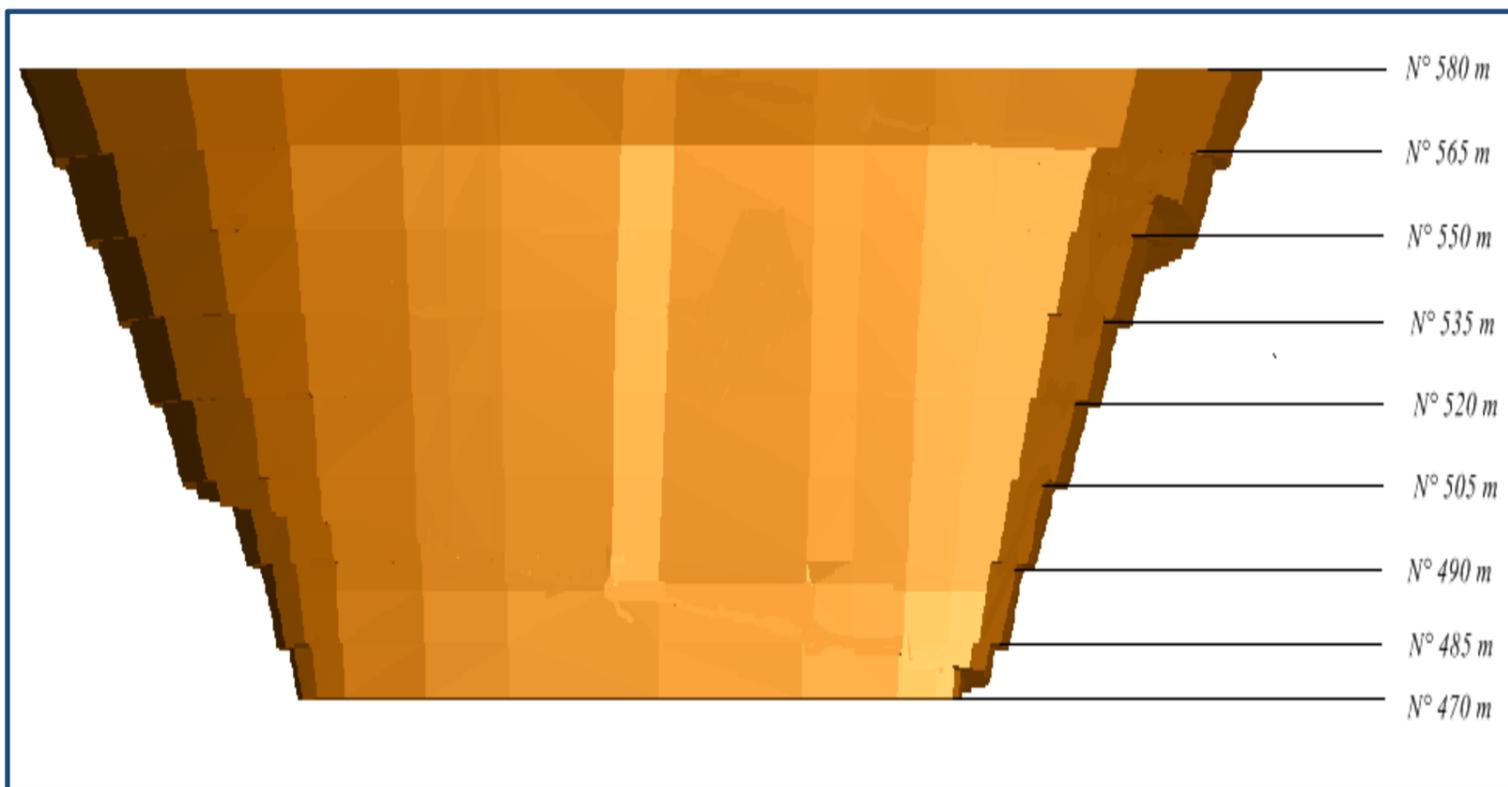
Dont le nombre total des camions est de 15.

### Conclusion

Après la détermination des paramètres des travaux d'exploitation ; la réorganisation de ces travaux pour extraire les réserves du gisement (Filon N°9) par le mode ciel ouvert, des niveaux (580 – 470m), ce filon alimente la station de traitement par une quantité de 22 230 tonnes en minerai par an durant 5ans.



**Figure IV.1** : Schéma d'ouverture par du filon N° 9 par tranchées commune intérieures (Surpac)



**Figure IV.2** Présentation des niveaux des gradins

### Conclusion générale

Au terme de notre projet de fin d'études : " La réorganisation des travaux d'exploitation de gisement d'or d'Amesmessas filon N°9", Wilaya de Tamanrasset, nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

- ✓ D'après les observations faites sur le terrain d'Amesmessas, il semblera que les minéralisations aurifères les plus concentrées soient contrôlées par des filons de quartz, de direction N70 à N90, ayant un plongement de 70 à 90° vers l'Ouest, et étant encaissés dans des gabbros. L'or aurait tendance à se déposer préférentiellement au niveau des épontes des filons.
- ✓ Les conditions géologiques, minières et techniques du gisement sont favorables pour son exploitation.
- ✓ L'utilisation du mode d'ouverture du filon N° 9 par des tranchées communes intérieure facilite l'organisation des autres processus d'exploitation et la fluidité de la circulation des engins miniers ainsi la production prévue.
- ✓ Pour commencer tôt que possible l'extraction du minerai on propose un système d'exploitation longitudinal avec deux bords exploitables, avec 8 gradins de 15 m (3 pour la première partie et 5 pour le minerai).
- ✓ L'étude géologique et topographique du gisement d'Amesmessas (filon N°9) permis l'évaluation des réserves exploitables de **102 204** tonnes (Niveaux 535 – Niveaux 470). Avec une production annuelle de 22 230 tonnes en minerai, pour assurer 207,85 Kg/an, l'entreprise pourra alimenter le marché pendant 5 ans.
- ✓ L'extraction de minerai du filon 9 besoin d'un plan tir adéquat précis et bien déterminé afin de garantir la production annuelle, la bonne fragmentation des roches et le bon fonctionnement des engins de chargement, transport et de concassage. En fin, l'entreprise a besoin de deux belles mécaniques avec un volume de 3m<sup>3</sup> du godet, 15 camions pour transporter les deux types de roche (minerai, stériles).

## Références bibliographiques

- [1] **GRD Minproc and ENOR spa**, Amesmessa gold project bankable feasibility study.
- [2] **Ait Hamou et Dautria J.M**, le magmatisme cénozoïque du Hoggar, une synthèse des données disponibles.
- [03] : **Blazy.P** : Métallurgie de l'or–Techniques de l'ingénieur (juin 2006)
- [04J : **R. Duncan** : Description de la filière de l'or, (Mars 2005)
- [05] : **F. Poulard et V. Martinet** : Inventaire et principales caractéristiques des gisements pentes est filoniens en France) - Rapport d'étude (29/07/2005)
- [06] : **Despaux L** : Les métaux au temps de la préhistoire, (2001)
- [07] : **Musée des beaux-arts de la Nouvelle-Écosse** : L'Or un trésor de la Nouvelle-Écosse (<http://www.novascotiagold.ca>)
- [08] : **Moussa S** : Sécurité et optimisation des techniques d'exploitation et de traitement sur les sites d'orpillage de Komabangou et M'Banga"- Rapport final, (Mai 2009)
- [09] : **Tanelli, Giuseppe** : La géologie du gisement aurifère, (Octobre 1992)
- [11] : **C. Taubira-Delannon** : L'or en Guyane- La Documentation Française, (2000)
- [12] : **KAMULETE MUDIANGA** ,Cours d'exploitation des Mines à ciel ouvert, université de Lubumbashi.
- [13] : **HADJI Abdelhakim., BENBOUKHACHOU Mohammed**; Juin 2013. Amélioration des paramètres des travaux de forage et tir et traitement des résultats par l'analyse bolométrique, mémoire de master spécialité exploitation des mines, UNIVERSITE BADJI MOKHTAR DE ANNABA.
- [14] : **KAMULETE MUDIANGA**, Cours d'exploitation des Mines à ciel ouvert, université de Lubumbashi.
- [15] : **CHIBKA.N** ,1980. Exploitation des gisements métallifères. Edition Office des publications universitaires.
- [16] : **Farid Laouafa et Mehdi Ghoreychi** : Caractérisation du gisement de l'unité (SOCAR) Héliopolis de Guelma, (2012)

**[17] : HADJI Abdelhakim., BENBOUKHACHOU Mohammed;** Juin 2013. Amélioration des paramètres des travaux de forage et tir et traitement des résultats par l'analyse bolométrique, mémoire de master spécialité exploitation des mines, UNIVERSITE BADJI

MOKHTAR DE ANNABA .

**[18] : ANISTRATON ,** 970. Principes de l'exploitation à ciel ouvert , édition universitaire Annaba.

**[19] :CHAIN R, BOUHEDJA A. ;** « Guide pour l'élaboration d'un projet de cours : l'exploitation à ciel ouvert ». Université Badji Mokhtar Annaba.

## Références bibliographiques

- [1] **GRD Minproc and ENOR spa**, Amesmessa gold project bankable feasibility study.
- [2] **Ait Hamou et Dautria J.M**, le magmatisme cénozoïque du Hoggar, une synthèse des données disponibles.
- [03] : **Blazy.P** : Métallurgie de l'or–Techniques de l'ingénieur (juin 2006)
- [04] : **R. Duncan** : Description de la filière de l'or, (Mars 2005)
- [05] : **F. Poulard et V. Martinet** : Inventaire et principales caractéristiques des gisements pentes est filoniens en France) - Rapport d'étude (29/07/2005)
- [06] : **Despaux L** : Les métaux au temps de la préhistoire, (2001)
- [07] : **Musée des beaux-arts de la Nouvelle-Écosse** : L'Or un trésor de la Nouvelle-Écosse (<http://www.novascotiagold.ca>)
- [08] : **Moussa S** : Sécurité et optimisation des techniques d'exploitation et de traitement sur les sites d'orpillage de Komabangou et M'Banga"- Rapport final, (Mai 2009)
- [09] : **Tanelli, Giuseppe** : La géologie du gisement aurifère, (Octobre 1992)
- [11] : **C. Taubira-Delannon** : L'or en Guyane- La Documentation Française, (2000)
- [12] : **KAMULETE MUDIANGA** ,Cours d'exploitation des Mines à ciel ouvert, université de Lubumbashi.
- [13] : **HADJI Abdelhakim., BENBOUKHACHOU Mohammed**; Juin 2013. Amélioration des paramètres des travaux de forage et tir et traitement des résultats par l'analyse bolométrique, mémoire de master spécialité exploitation des mines, UNIVERSITE BADJI MOKHTAR DE ANNABA.
- [14] : **KAMULETE MUDIANGA**, Cours d'exploitation des Mines à ciel ouvert, université de Lubumbashi.
- [15] : **CHIBKA.N** ,1980. Exploitation des gisements métallifères. Edition Office des publications universitaires.
- [16] : **Farid Laouafa et Mehdi Ghoreychi** : Caractérisation du gisement de l'unité (SOCAR) Héliopolis de Guelma, (2012)

**[17] : HADJI Abdelhakim., BENBOUKHACHOU Mohammed;** Juin 2013. Amélioration des paramètres des travaux de forage et tir et traitement des résultats par l'analyse bolométrique, mémoire de master spécialité exploitation des mines, UNIVERSITE BADJI

MOKHTAR DE ANNABA .

**[18] : ANISTRATON ,** 970. Principes de l'exploitation à ciel ouvert , édition universitaire Annaba.

**[19] :CHAIN R, BOUHEDJA A. ;** « Guide pour l'élaboration d'un projet de cours : l'exploitation à ciel ouvert ». Université Badji Mokhtar Annaba.

## **Résumé**

*Le but essentielle de ce travail est une étude minière afin de trouve la bon méthode et la solution favorable pour la continuité de travail et l'exploitation de réserve à ciel ouvert au niveau de la mine d'or Amesmessa filon n°9 wilaya de Tamanrasset.*

**Mots-clés :** *étude minière, exploitation de réserve, à ciel ouvert, mine d'or, filon.*

## **ملخص**

الغرض من هذا العمل هو دراسة منجمية قصد الوصول الى طريقة مناسبة، والتوصل للحلول العملية من أجل مواصلة العمل و استغلال المخزون بالتعدين السطحي على مستوى منجم الذهب أمسمسة، العرق المعدني رقم 9 ولاية تمنراست.

**الكلمات المفتاحية :** *دراسة منجمية، استغلال المخزون، التعدين السطحي، منجم الذهب، العرق المعدني.*

## **Abstract**

*The goal of this work is a mining study in purpose to find a new method, and to find suitable solutions in order to keep working and the exploitation of the reserve by an open cast mining at the level of Amesmessa gold mine vein n°9 wilaya de Tamanrasset.*

**Key words:** *a mining study, exploitation of the reserve, open cast mining, gold mine, vein,*