



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

Option : Exploitation minière

Thème

**Définition et calcul de la teneur de coupure
de la mine d'or d'Amesmessas, Tamanrasset**

Présenté par :

Mr. Baaloul Bedjad

Mr. Bencherif Sadek

Soutenu le 17 / 06 /2015 devant le jury composé de:

Président: Mr Akdim Abdelghani

MAA

Encadreur: Mr Maza Mustapha

Professeur

Examineur: Mr Mazari Messaoud

MAB

Année Universitaire: 2014-2015

Remerciements

Premièrement nous remercions DIEU le tout puissant qui nous a donné la force et le courage pour mener à bien ce travail ;

Nos chaleureux remerciements à tous ceux qui ont contribué de près ou de loin à notre formation du primaire au supérieur ;

Nous tenons à remercier Pr MAZA Mustapha notre encadreur et chef du département pour son assistance, sa disponibilité, sa patience et ses précieux conseils ;

Il nous est très agréable de compter parmi, les membres du jury Mr AKDIM Abdelghani et Mr MAZARI Messaoud, nous les remercions d'avoir accepté d'examiner ce travail ;

Nous sommes reconnaissant envers tous nos enseignants qui nous ont chacun transmis un savoir ;

Nous tenons aussi à remercier les responsables et ingénieurs de l'ENOR : Mr Ziani Sofiane, Mr Bagui Mokhtar, Mr Belmadhoui Mouhamed, Mr Djarfour Djaâfar et Mr Louz Mohamed pour leur sympathie et pour nous avoir donné les moyens de réaliser la présente étude.

Dédicace :

*Je dédie ce travail à mes très chères parents **Bencherif Ahmed** et **Haroun Fatima** qui m'ont encouragés pour réaliser ce travail ainsi que pour leur soutient durant toute la période de mes études, allant du primaire au CEM passant au lycée jusqu'au supérieur ;*

*A mon unique chère et aimable frère **Lakhdar**, et mon unique chère sœur **Hanane** ainsi que son marie **Salim**, et aussi jida ;*

A Djamila, paix à son âme ;

Une spéciale dédicace pour mes amis (es): JO², Dîhia el Mazoza, Bedjad, Samia, Yasmine ;

Ainsi que ceux de la résidence : M^{ed} Rougie, Abdelhak, Oussama, Djomaily, Soufi, Youcef, Yaakoub, Nadal et toute personne qui a entrée K205 ;

A tous ceux que j'ai oublié qu'ils me pardonnent si je l'ai est pas cités.



Dédicace :

Je dédie ce travail à ma grande famille Baaloul, spécialement pour mes très chers parents Fateh et Fares Sabah, et ma grande mère Zakia.

- ♣ A mes chers Frères : Khaled, Abdeslam, Issam ;*
- ♣ A ma sœurs: Marwa ;*
- ♣ A toute ma famille (tantes et oncles) ;*
- ♣ A Mes amis : Lamine, Bassou, Sidhassan, Ninou, Mohamed et à tous mon quartier SONATIBA ; ainsi que Halima, Djamal, Yaakoub, Abdelhak, Oussama, Rouji, Sofiane, Youcef, Houssam, Nadjib et tous mes amis de l'université de Bejaia.*



Table des matières :

Liste d'abréviation

Liste des figures

Liste des tableaux

Introduction générale

Chapitre I : Présentation de la mine d'Amesmess

I.1. Introduction	3
I.2. Historique de la mine	3
I.3. Présentation de l'ENOR	4
I.4. Cadre géographique	6
I.5. Cadre géologique	8
I.5.1. Géologie régionale	8
I.5.1.1. Structure classique du Hoggar	8
I.5.1.1.1. Le Hoggar oriental	9
I.5.1.1.2. Le Hoggar central	9
I.5.1.1.3. Le Hoggar occidental.....	10
I.5.1.2. Métallogénie de l'or dans le Hoggar	11
I.5.1.3. Evènements tectono-métamorphiques.....	12
I.5.2. Géologie locale	13
I.5.2.1. Géologie du môle d'In Ouzzal.....	13
I.5.2.2. Place d'Amesmess	13
I.5.2.3. Géologie du gisement d'Amesmess	14
I.5.2.4. Formation de gisement.....	15
I.5.2.5. La minéralisation du gisement d'Amesmess	16
I.5.2.6. Morphologie du gisement	16
I.5.3. Relation minerai / roche encaissante	17
I.5.4. Relations structurales	17
I.6. Conclusion	17

Chapitre II : Production de l'or

II.1. Introduction	18
II.2. Les travaux d'exploration	18
II.2.1. La recherche et l'étude de la documentation.....	18
II.2.2. Travaux du terrain	19
II.2.2.1. L'utilisation des méthodes géophysiques et géochimiques.....	19
II.2.3. Tranchées.....	20
II.2.4. Sondage (Forage).....	21
II.2.4.1. Définition et caractères généraux.....	21
II.2.4.2. Procédures à suivre.....	21
II.2.4.3. Etapes du sondage.....	22
II.3. Analyses au laboratoire	23
II.3.1. Laboratoire d'Amesmesssa	23
II.3.2. Préparation mécanique des échantillons	23
II.3.3. L'essai de feu (Fire Assay)	25
II.3.3.1. Fusion.....	25
II.3.3.2. Coupellation	27
II.3.4. L'analyse de la teneur en or du Charbon par essai de feu.....	28
II.3.5. Digestion de l'or par Aqua-Regia	29
II.3.6. Analyse Gravimétrique de l'or	30
II.3.7. Procédure Générale SAA	31
II.3.8. Analyse du Lingot.....	32
II.4. Travaux d'exploitation.....	34
II.4.1. Paramètres généraux de la mine d'Amesmesssa	34
II.4.2. Capacité et régime de fonctionnement de la mine	34
II.4.3. Mode d'ouverture	35
II.4.4. Les travaux de forage et de tir	35
II.4.5. Chargement et transport	35
II.5. Traitement de l'or par cyanure :.....	37
II.5.1. Préparation mécanique	37
II.5.1.1. Alimentation	37

II.5.1.2. Concassage primaire	37
II.5.1.3. Criblage primaire	38
II.5.1.4. Criblage secondaire	38
II.5.1.5. Concassage tertiaire	39
II.5.2. Lixiviation en cuves.....	39
II.5.2.1. Broyage	40
II.5.2.2. Ajout du flocculant	40
II.5.2.3. Cuves de lixiviation	40
II.5.2.4. Adsorption	41
II.5.3. La lixiviation en tas	42
II.5.3.1. La mise en place du processus de lixiviation en tas à la mine	42
II.5.4. Les facteurs qui influent sur la cyanuration de l'or	44
II.5.4.1. Le cyanure	44
II.5.4.2. Le pH	44
II.5.4.3. La température et l'oxygène	44
II.5.4.4. L'agitation	45
II.5.4.5. La surface de contact	45
II.5.5. Raffinerie de l'or.....	45
II.5.5.1. Lavage du charbon	45
II.5.5.2. La désorption	45
II.5.5.3. Régénération du charbon	46
II.5.5.4. L'électrolyse	46
II.5.5.5. Calcination	46
II.5.5.6. Fusion	47
II.6. Conclusion	47

Chapitre III : Teneur de coupure

III.1. Introduction.....	48
III.2. Définitions	48
III.2.1. Teneur (en une substance donnée)	48
III.2.2. Teneur géologique	48
III.2.3. Teneur en place	48
III.2.4. Teneur de coupure (cutoff grade)	49

III.2.5. Teneur de coupure optimale	49
III.2.6. Teneur de coupure limite (Breakeven grade).....	49
III.3. Types de teneur de coupure	49
III.3.1. Teneurs de coupure de planification (étape préliminaire)	49
III.3.2. Teneurs de coupure d'opération	50
III.4. Facteurs qui affectent le choix des teneurs de coupure d'opération	51
III.5. Teneurs de coupure limite	54
III.5.1. La mine comme facteur limitatif.....	55
III.5.2. Le concentrateur comme facteur limitatif	56
III.5.3. Le marché comme facteur limitatif	57
III.6. Teneur de coupure d'équilibre	57
III.6.1. Paire mine-concentrateur.....	57
III.6.2. Paire concentrateur-marché.....	58
III.6.3. Paire mine-marché.....	58
III.7. Teneur de coupure optimale	58
III.8. Importance de la qualité de l'estimation des teneurs	59
III.9. Concepts de dilution	61
III.9.1. La dilution de nature statistique	61
III.9.2. La dilution de nature opérationnelle	61
III.10. Relations de Lasky	62
III.11. Teneur de coupure selon le type d'exploitation	63
III.11.1. Gisement de type A.....	63
III.11.2. Gisement de type B.....	64
III.11.3. Gisement de Type C	64
III.12. Remarques importantes.....	65
III.13. Conclusion	65

Chapitre IV : Calcul de la teneur de coupure de la mine d'or Amesmessa

IV.1. Introduction	66
IV.2. Détermination des variables liées au calcul de la teneur de coupure	66
IV.2.1. Détermination de h	66
IV.2.1.1. Concassage	66
IV.2.1.2. Concentration	66
IV.2.2. Détermination de p	68
IV.2.3. Détermination de y	68
IV.2.4. Détermination de k	68
IV.2.5. Détermination de f	69
IV.2.6. Détermination de H.....	69
IV.2.7. Détermination de K	70
IV.2.8. Détermination de M.....	70
IV.2.9. Détermination de m	70
IV.2.9.1. Le forage	70
IV.2.9.2. Abattage	73
IV.2.9.3. Chargement et transport	76
IV.3. Calcul numérique de la teneur de coupure.....	77
IV.3.1. Calcul de la teneur de coupure de la mine (C_1).....	77
IV.3.2. Calcul de la teneur de coupure du concentrateur (C_2).....	78
IV.3.3. Calcul de la teneur de coupure du marché (C_3).....	78
IV.4. Détermination du profit net de la mine	78
IV.5. Conclusion	79

Conclusion générale

Bibliographie

Annexe

Liste des abréviations :

Manal : Manajim Aljazaier ;

SONAREM : Société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière ;

EREM : Entreprise de la Recherche et d'Exploitation Minière ;

ORGM : Office de la Recherche Géologique et Minière ;

ENOR : Entreprise Nationale d'exploitation de l'OR ;

ZITA : Zone Intermédiaire entre Tirek et Amesmessa ;

GMA : Gold Mine of Algeria ;

Al : Aluminium ;

Fe : Fer ;

Mg : Magnésium ;

QC : Qualité Control ;

SAA : Spectrophotomètre d'Absorption Atomique ;

Ag : Argent ;

Cu : Cuivre ;

DEI : Détonateur Electrique Instantané ;

HCL : Acide chlorhydrique ;

HNO₃ : Acide nitrique ;

AgNO₃ : Nitrate d'argent ;

NaNO₃ : Nitrate sodium ;

CIL : Charbon In Leach ;

TC : Teneur de Coupure.

Liste des tableaux :

Tableau III.1 : Dépôt de cuivre à basse teneur à différentes teneurs de coupure.....	50
Tableau III.2 : Influence de la teneur de coupure d'opération	50
Tableau IV.1 : Les produits utilisés dans la concentration	66
Tableau IV.2 : Les prix des produits consommés dans un mois	67
Tableau IV.3 : Les frais fixes de la mine d'Amesmesssa.....	69
Tableau IV.4 : La production (minerai) annuelle de la mine d'Amesmesssa.....	69
Tableau IV.5 : Forage à réaliser (année 2015).....	71
Tableau IV.6 : Consommation des accessoires de forage	72
Tableau IV.7 : Les prix des accessoires de forage (mars).....	72
Tableau IV.8 : Consommation du gas-oil de la sondeuse	73
Tableau IV.9 : La quantité de masse rocheuse (année 2015).....	74
Tableau IV.10 : Consommation d'explosif (année 2015).....	75
Tableau IV.11 : Les prix de consommation d'explosif.....	75
Tableau IV.12 : Consommation du gas-oil des engins de chargement et de transport	76
Tableau IV.13 : Les prix de consommation du gas-oil des engins (mois mars)	77

Liste des figures :

Figure I.1 : Carte de la situation géographique de la mine d'Amesmesssa	7
Figure I.2 : Esquisse géologique du Hoggar	8
Figure I.3 : Carte de localisation des gisements et des zones aurifères (ORGM, 2004).....	12
Figure I.4 : Carte géologique du gisement d'Amesmesssa	15
Figure II.1 : Vue satellite de la zone d'Amesmesssa	19
Figure II.2 : Déterminé le profil dans l'anomalie par le GPS à partir des coordonnées de points	20
Figure II.3 : Tranchée.....	21
Figure II.4 : Sondeuse	22
Figure II.5 : Concasseur, Deviseur et Broyeur.....	24
Figure II.6 : Fusion.....	27
Figure II.7 : Coupellation	28
Figure II.8 : Spectrophotomètre d'absorption atomique(SAA).....	32
Figure II.9 : Pelle hydraulique-CATERPILLAR 365BL	35
Figure II.10 : Dumper articulé CATERPILLAR 735	36
Figure II.11 : Alimentation du concasseur	37
Figure II.12 : Concasseur à mâchoire.....	38
Figure II.13 : Criblage primaire	38
Figure II.14 : Concasseur secondaire	39
Figure II.15 : Concasseur tertiaire.....	39
Figure II.16 : broyeur à boulets à voie humide	40
Figure II.17 : Cuve de lixiviation	41
Figure II.18 : Lixiviation en tas.....	42
Figure II.19 : Arrosage	43
Figure II.20 : Colonnes de charbon d'adsorption.....	43
Figure II.21: Cellule d'électrolyse	46
Figure II.22 : Lingot d'or	47
Figure III.1 : Evaluation de la teneur de coupure avec le temps selon Lane et Taylor	53
Figure III.2 : Profit vs teneur de coupure	59
Figure III.3 : L'estimation des teneurs	60
Figure III.4 : Relation de Lasky ; loi log normal (m=1)	63

Introduction générale :

L'or a toujours suscité l'admiration et la convoitise en raison de sa rareté et surtout de ses propriétés. Rare, il l'est sans aucun doute puisqu'il est pratiquement toujours en proportion trop faible pour être extrait en quantité satisfaisante. 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. Ensuite le métal noble est très résistant et quasiment inaltérable sauf en présence de mercure. [15]

Avec un volume de stock en or estimé à 173,6 tonnes à la fin de décembre 2008, l'Algérie est l'un des pays producteurs d'élément natif. Le Conseil mondial l'a classé à la 21^{ème} place sur 107 du classement mondial des pays détenteurs des réserves officielles en or. [1]

L'Algérie dispose de plusieurs gisements d'or parmi lesquels on trouve le gisement d'Amesmessa, situé au Sud-Ouest de Tamanrasset sur le territoire de la commune de Tinzouat qui est découvert en 1978 par le SONAREM, Ce gisement est classé le plus grand dans la région du Hoggar, plutôt en Algérie. [1]

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 à plusieurs t/km. [4]

Actuellement ce gisement est exploité par l'ENOR qui est à 100% une filiale de Manal.

Sur le plan économique, le gisement d'Amesmessa peut avoir une grande influence, vu ses réserves importantes, ainsi que la valeur de l'or sur le marché.

Pour cela, on a effectué un stage pratique au sein de la mine d'Amesmessa dans le but de déterminer et calculer la teneur de coupure qui est la teneur minimale au-dessus de laquelle le gisement est économiquement exploitable, en fonction des coûts d'extraction spécifiques au gisement. [27]

Si cette teneur n'est pas atteinte, le gisement sera laissé en place. [27]

Notre travail est structuré comme suit

Le chapitre (I) traite la présentation de la mine d'Amesmessa dans tous ses cadres historique, géographique et géologique ;

Le chapitre (II) montre toutes les étapes pour la production de l'or, allant des travaux d'exploration, passant par les analyses au laboratoire, ensuite les travaux d'exploitation, enfin le traitement de l'or avec du cyanure jusqu'à la fabrication du lingot d'or ;

Le chapitre (III) est destiné aux définitions sur les notions de la teneur de coupure ;

Enfin, le chapitre (IV) traite essentiellement les calculs de la teneur de coupure de la mine d'or Amesmessa.

Nous terminons par une conclusion générale qui résume l'essentiel de notre travail.

Chapitre I : Présentation de la mine d'Amesmesssa

I.1. Introduction :

L'Algérie dispose de plusieurs indices et gisements aurifères :

Les Indices :

- El Khanga (40Km Nord-Est de la willaya de Souk Ahras) ;
- Tifraouine (07Km Nord de la ville d'Amria dans la willaya d'Ain Temouchent) ;
- Bled M'dena (160Km Sud-Est de la ville de Tindouf dans la zone Eglab) ;
- Akilet Deilel (180Km Sud-Est de Tindouf dans la zone de cisaillement) ;
- Sildrar (Nord de la feuille Tesnou à 280Km Nord-Nord-Ouest de Tamanrasset) ;
- Tin Chaffao (250Km Ouest de la ville de Tamanrasset) ;
- In Abbegui (environ 250Km Sud-Est de la ville de Tamanrasset) ;
- In Ouzzal/In Allarène (environ 500Km Sud-Ouest de Tamanrasset).

Les Gisements :

- Boudouaou (40Km Est Alger) ;
- Tekouyet (200Km Nord-Ouest de la ville de Tamanrasset) ;
- Tin Zakri (350Km Nord-est de la ville de Tamanrasset) ;
- Tiririne (450Km Est-sud-Est de la ville de Tamanrasset) ;
- Hanane (30Km du gisement de Tiririne) ;
- Tirek (420Km Sud-Ouest de la ville de Tamanrasset).

Parmi lesquels on trouve le gisement d'Amesmesssa (480Km Sud-Ouest à Tamanrasset), qui est classé le plus grand dans la région du Hoggar, plutôt en Algérie. [1]

I.2. Historique de la mine :

- 1952 : M. Lelubre a entamé des travaux géologiques dans la région ; [2]
- 1969-1971 : SONAREM a effectué des recherches sur les matières radioactives et les terres rares, à l'issue de ces travaux, elle a trouvé les premiers résultats sur les minéralisations aurifères;
 - 1974-1978: la mise en évidence de minéralisation aurifère de la région d'Amesmesssa, par Abradkhimov et al ;
 - 1979: la zone aurifère fut l'objet de travaux de prospection et évaluation et sur la base des informations recueillies, cette zone est considérée comme gîte de dimensions modestes;

- 1985-1987: à l'initiative de la direction générale de l'EREM, on a repris les opérations destinées à réévaluer les capacités du gîte d'Amesmesssa, celles-ci ont permis la mise en évidence de l'intérêt économique des potentialités aurifères;
- 1990- 1992: sous la direction de l'ORGM, Pozdiankov N. a effectué des travaux qui ont permis de définir la taille exacte du gisement (il a trouvé 50 filons dont 36 ont fait l'objet de travaux d'exploration détaillée dont 14 ont un intérêt économique significatif) ;
 - 07/2001 : Entrée en production de l'usine de Tirek ; [4]
 - 2002 : ENOR a conclu un partenariat stratégique avec la firme australienne Gold Mine of Algeria GMA; la participation de GMA dans ENOR était de l'ordre de 52%, tandis que les 48% des actions restantes sont détenues par SONATRACH;
 - 04/2006 : Lancement de plan de développement d'Amesmesssa ;
 - 01/ 2008 : l'écoulement du premier lingot, avec une production de 3 tonnes d'or par an ;
 - 16/04/2012: Un accord de cession a été signé, GMA cède et transfère au profit du Holding RCH la totalité des actions qu'elle détient ;
 - Actuellement le gisement est en exploitation à ciel ouvert.

I.3. Présentation de l'ENOR :

La découverte des gisements d'or dans la région du Hoggar remonte à la décennie 1970 quand la SONAREM avait découvert les gisements de Tirek et d'Amesmesssa en 1971 et 1978.

Dans le but d'exploiter ces gisements, il a été créé en date du 22 avril 1992 une société par action dénommée :

Entreprise d'exploitation des mines d'or (ENOR), au capital de 30 000 000 DA, celui-ci porté à 54 000 000 DA à fin de 1995. En 1996 et suite à l'ouverture du capital social de l'ENOR et l'arrivée d'autres actionnaires de grande envergure tel la SONATRACH, la banque d'Algérie, la société algérienne des assurances, le capital de l'ENOR est passé à 888 000 000 DA, ce qui rendait le projet encore plus attrayant pour les investisseurs et bailleurs de fonds. Le lancement du projet d'exploitation de la mine de Tirek en 1998 a permis à l'ENOR de réaliser la première production d'or en Algérie avec le démarrage de l'usine de traitement au mois de juillet 2001. [3]

ENOR détient actuellement un permis d'exploitation, qui date du 21 Octobre 1992 accordé par le Ministère Algérien de l'Energie et des Mines pour une période de 20 ans (à partir du 10 Février 1993), sur une superficie d'environ 1400 km² contenant la mine d'or de

Tirek, Amesmesssa et d'autres indices minéralisés au sein de la propriété connue comme ZITA.

L'objet social d'ENOR est la recherche, et l'exploitation des gisements aurifères sur le territoire national ainsi que la mise sur pied de toute entreprise et activité connexe susceptible de faciliter la réalisation et le développement de l'exploitation de tels gisements.

Mis à part son activité principale qu'est l'exploitation des mines d'or, ENOR se doit d'écouler sa production en procédant à toutes les opérations de transformation de ces produits et leur commercialisation en Algérie et à l'étranger. [3]

Dans l'esprit de l'accord de partenariat entre ENOR et GMA, et sur la base d'une approche d'exploitation des ressources minières équilibrée entre le court et le long terme, le premier souci de ENOR est d'assurer à ses actionnaires une croissance soutenue, à cet effet ENOR tiens à instaurer une stratégie de développement dont les fondements sont :

- La stratégie à court et moyen terme doit imbriquée dans celle à long terme ;
- Le rythme d'exploitation de nos réserves doit être équilibré avec le niveau de nos réserves/ressources ;
- L'extraction des réserves / ressources à ciel ouvert ne doit pas se faire au détriment des réserves/ressources souterraines ;
- Le principe de l'amélioration de nos résultats financiers sur le court terme ne doit pas se faire au détriment des résultats à long terme ;
- S'assurer en permanence d'un budget minimum pour l'exploration ;
- Développer et étendre nos capacités de production ;
- produire au moindre coût ;
- Mesurer et améliorer nos performances de manière continue ;
- Augmenter nos réserves/ressources aurifères ;
- Chercher de nouvelles opportunités et se diversifier ;
- Intégration harmonieuse de notre entreprise dans l'environnement.

Les objectifs d'ENOR :

- Augmentation de la valeur pour les actionnaires ;
- Le développement de la région de Tirek-Amesmesssa ;
- Concrétisation d'un partenariat multiculturel harmonieux et effectif ;
- Opérer la compagnie sur de saines bases financières de croissance et de profit ;

- Attirer et retenir les employés compétents et motivés, leur offrir des opportunités de carrière ;
- Formation continue de nos employés.

A travers ces objectifs l'ENOR aspire à devenir :

- Leader dans le développement de l'industrie minière aurifère en Algérie ;
- Leader dans la commercialisation de l'or algérien ;
- Entreprise prospère et engagée dans le développement de l'industrie minière en Algérie. [3]

I.4. Cadre géographique :

Le gisement aurifère d'Amesmessa est situé dans la partie Sud-ouest du Hoggar (Sahara algérien), à 2600 Km au sud d'Alger, et à 480 Km du Tamanrasset et à environ 150 Km au nord des frontières du Mali et du Niger.

Les coordonnées de son centre sont de 2°29' de longitude Est et 20°59' de latitude Nord.

Le gisement est situé à la limite des feuilles topographiques 1:200 000 de Tirek à NF31-I (partie Sud) et In Ouzal NF31-II (partie Nord).

Le relief de la région d'étude en question et de ses environs est représenté par un plateau désertique faiblement accidenté. Les altitudes maximales atteignent rarement 550-600m, les dénivelées relatives sont de 5-10m à 30 - 50m.

Les conditions climatiques sont caractéristiques pour les régions désertiques du Sahara central. Les précipitations moyennes sont de l'ordre de 5-10 mm/an. La température est de 10°-15°C (Décembre à Janvier) avec de rares gelées dans la nuit ; en été, elle atteint 37°-48° (en Juillet). Les tempêtes de sable sont fréquentes en Février, Mars. La période la plus favorable pour effectuer les travaux de terrain va d'octobre à mai.

L'approvisionnement en eau du gisement provient du bassin de Tanezrouft qui alimente en capacité suffisante les besoins de la mine.

Une évaluation de la quantité d'eau dans le bassin de Tanezrouft a indiqué que dans les premiers 20 m du sol, elle est de l'ordre de 345 millions m³. La qualité de l'eau est acceptable.

Les deux mines Tirek et Amesmessa vont utiliser moins de 1% de ce volume dans les 20 années à venir. [5]

L'accès au gisement se fait par route goudronnée sur 100 km, puis par piste sur 380 km Tamanrasset-abalessa-Tirek-Amesmesssa. La localité la plus proche du gisement d'Amesmesssa, TMIAOUINE, est située 120Km vers le Sud-Ouest. [4], [5]

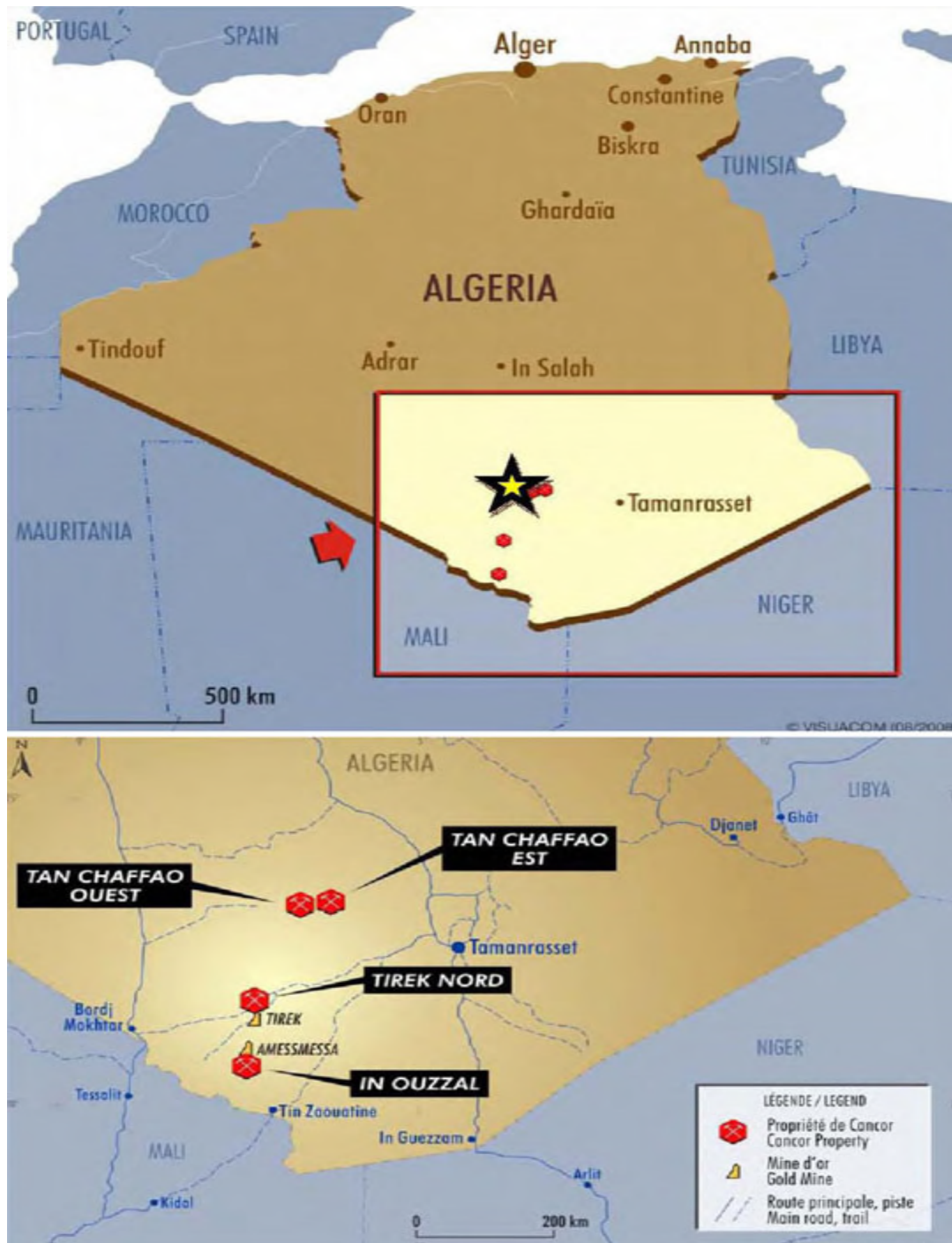


Figure I.1 : Carte de la situation géographique de la mine d'Amesmesssa [4]

I.5. Cadre géologique :

I.5.1. Géologie régionale :

Le Hoggar, partie centrale du bouclier Targui formé durant l'orogénèse panafricaine (750-525 Ma), s'étend au Sud-Ouest dans l'Adrar des Iforas (Mali) et au Sud-Est dans l'Aïr (Niger). Il est caractérisé par un large développement de formations paléo-protérozoïques (série Arechoum, socle éburnéen) et néo-protérozoïques (série à stromatolithes, série volcano-sédimentaire, série de plateforme, série verte) recouvertes en discordance par des séries molassiques et les dépôts phanérozoïques. La couverture tassilienne, constituée de grès ordoviciens, affleure seulement dans les parties Nord et Sud. Son décapage est principalement dû à un bombement lithosphérique à grand rayon de courbure formé au cours d'une phase distensive fini-Jurassique liée à l'ouverture de l'Atlantique. Ce bombement s'accompagne d'une intense activité volcanique, de type « point chaud », tholeitique à alcaline d'âge Cénozoïque à Quaternaire. [6]

I.5.1.1. Structure classique du Hoggar :

Le Hoggar est subdivisé en trois grands domaines. Qui sont séparés par des cisaillements lithosphériques majeurs dont celui du 4°50 à l'Ouest et du 8°30 à l'Est. Ce sont d'Est en Ouest: Le Hoggar oriental, le Hoggar central et le Hoggar occidental. [7], [8]

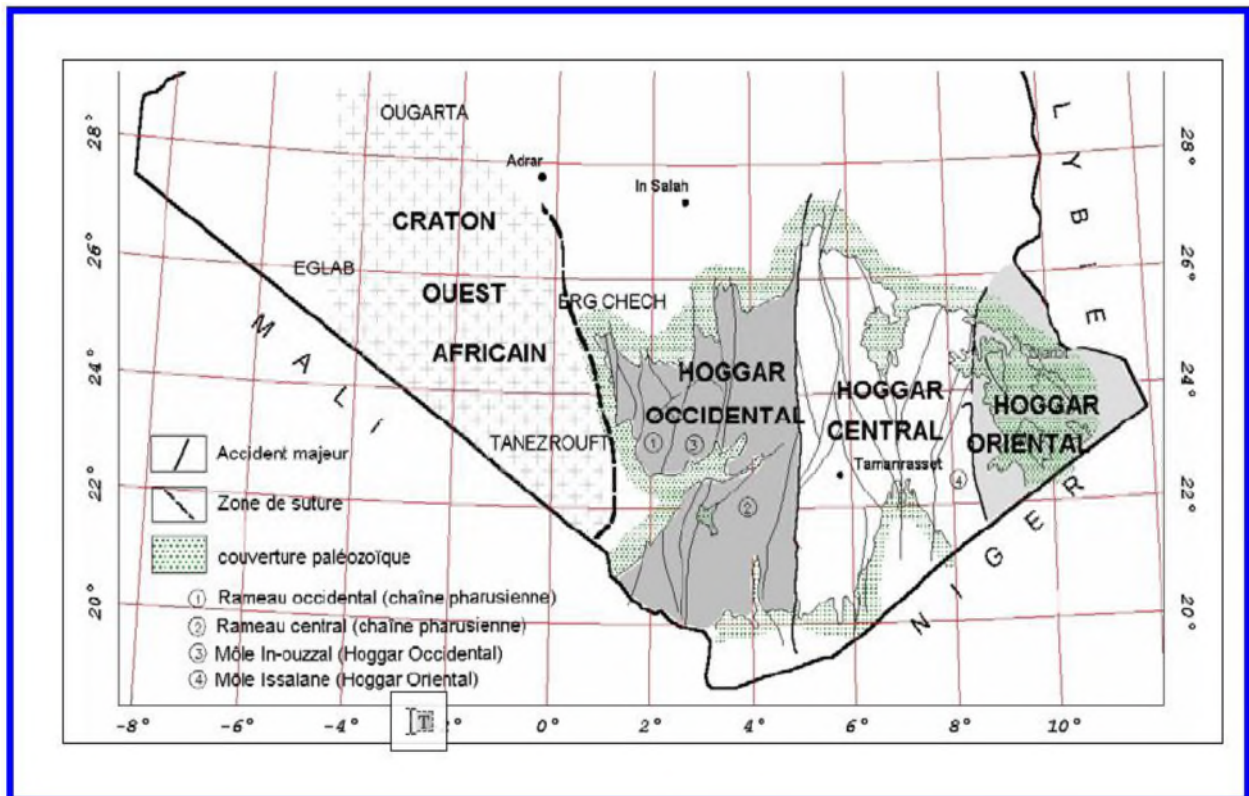


Figure I.2 : Esquisse géologique du Hoggar [7]

I.5.1.1.1. Le Hoggar oriental :

Limité à l'Ouest par l'accident 8°30'. C'est la partie la moins étudiée du Hoggar. Elle est représentée par deux portions de socle: Le môle d'Issalane et le bloc Djanet-Taffassasset qui sont séparés par la chaîne linéaire de Tiririne. Le domaine de Djanet-Tafassasset qui appartient au craton Est Saharien (à l'Est de la faille 8°30'), comprend un socle pré panafricaine faiblement métamorphisé et des métasédiments intrudés par de grands batholites de granites calco-alcalins. La formation de Tiririne, unité clastique de plus de 8000 m d'épaisseur est séparée du socle par une discontinuité majeure traduisant un dépôt sur une surface d'érosion qui montre des roches métamorphiques et magmatiques très diverses. [9]

La chaîne Tiririnienne :

Elle est constituée par des sédiments à caractère molassique et flyschoides d'âge protérozoïque supérieur discordants sur des plutonites datées à 730 Ma. Elle repose en discordance angulaire sur le socle panafricain de Djanet -Taffassasset. L'ensemble est recoupé par des granites syn à post-tectonique mis en place entre 600 et 580 Ma.

Le môle Issalane :

Il est constitué essentiellement de méta-sédiments, de gneiss et de migmatites. Le contact de ce socle d'âge inconnu avec la série de Tiririne est chevauchant.

Le bloc Djanet – Taffassasset :

Ce sont des formations volcano-sédimentaires, ayant subi un métamorphisme faible (schiste vert). Elles sont souvent corrélés avec le Pharusien du Hoggar central et elles sont intrudées par un grand batholite syn à tardi-tectonique daté à environ 725 Ma. [8], [9]

I.5.1.1.2. Le Hoggar central :

Il est limité par l'accident 4°50' à l'Ouest et par la 8°30' à l'Est. Il renferme très peu de matériel sédimentaire et volcanique d'âge Néo-protérozoïque. Le Paléo-protérozoïque est représenté par deux ensembles métamorphiques plus ou moins distincts, séparés par une discordance douteuse :

L'ensemble gneissique supérieur:

Série type Aleksod qui présente une abondance de métasédiments.

L'ensemble gneissique inférieur:

Série type Arechoum qui est essentiellement composée d'orthogneiss et de rares métasédiments intrudés par des plutonites pré à syn- tectonique.

I.5.1.1.3. Le Hoggar occidental :

Le Hoggar occidental (chaîne Pharusienne) est le domaine où l'orogénèse panafricaine est la plus complète. Depuis le stade d'ouverture océanique jusqu'au stade de fermeture et collision entre le craton Ouest Africain et le bouclier Touareg, cette fermeture océanique se fait par le jeu d'une zone de subduction à plongement Est, entraînant une collision Est-Ouest entre la marge passive Ouest Africaine et la marge active du bouclier Targui (Caby et al, 1981), c'est à dire, depuis le stade des dépôts sédimentaires jusqu'au stade de destruction de la chaîne et accumulation des dépôts molassiques. Il est constitué de deux rameaux: occidental et oriental, séparés par le môle granulitique d'In Ouzzal d'âge Archéen. Le champ filonien d'Isselfane appartient au rameau oriental. [8], [10]

Le rameau Occidental :

Il est constitué de trois grandes unités litho stratigraphiques bien distinctes:

- L'unité supérieure: C'est la série verte. Elle est constituée essentiellement de flyschs, de grauwacks, tufs et conglomérats avec des intercalations de laves andésitiques et dacitiques datées à 680 Ma.
- L'unité moyenne: Elle est constituée de quartzites alumineux surtout, recoupées par des intrusions alcalines datées 750 Ma.
- L'unité inférieure: Elle est formée de deux ensembles lithologiques plus ou moins distincts séparés généralement par des contacts anormaux, constituant le socle Eburnéen connu à travers la nappe de Tassendjanet. Sa couverture sédimentaire de type plateforme est représentée généralement par la série à tromatolites. [10]

Le rameau Oriental :

Ce rameau est constitué de deux séries tectono-métamorphique: Pharusien I et Pharusien II; séparés par une discordance.

- Dépôts de Pharusien I: Les dépôts de Pharusien I comprennent un complexe volcanosédimentaire à dominance volcanique ayant comme série type « Série de Timeslarsine», reposant en discordance stratigraphique et structurale sur un socle d'âge Eburnéen et recoupée par les batholites syn à tardi tectoniques de Tin Tekadiouit- Taklet datés respectivement à 870 Ma et 840 Ma.
- Dépôts de Pharusien II: Ils sont représentés également par un complexe volcano sédimentaire à dominance terrigène, «série Amded-Ighellouchem ». La série débute par un conglomérat de base discordant sur le Pharusien I, surmonté par un ensemble détritique puis

par un volcanisme calco- alcalin au sommet. La série Amded passerait latéralement à l'Ouest à une série principalement terrigène. [10]

1.5.1.2. Métallogénie de l'or dans le Hoggar :

La plupart des gisements et indices d'or du Hoggar s'inscrivent dans de grands couloirs mylonitiques qui traversent toute la chaîne panafricaine sur des centaines de kilomètres. Ces couloirs soulignent les zones de « coulissage » des terranes. D'après Aissa et al. (2002), ces gisements et indices sont encaissés dans des terrains ayant subis un métamorphisme (prograde ou rétrograde) du type « green schist facies ». Ils diffèrent du type « shear-zone » et archéen épisonal lode-gold dépositifs.

Les minéralisations aurifères du Hoggar se présentent essentiellement sous forme de filons lenticulaires irréguliers et de dissémination se répartissant dans les différents terranes constituant ce bouclier. La distribution de l'or est extrêmement irrégulière, néanmoins dans tous les cas, les teneurs en or diminuent vert la profondeur et l'essentiel des réserves est présent dans la partie supérieure des filons. [11]

Les gîtes aurifères ont une distribution géographique provinciale à l'échelle du bouclier Targui. Cette relation spatiale combine des lithologies spécifiques et des structures tectoniques 20 d'extension régionale correspondant aux lignes séparatrices des terranes. Il y a quatre grandes provinces métallo géniques qui sont :

- La province du Hoggar oriental : Tiririne- Hanane;
- La province du Hoggar central : In Abegui;
- La province du môle In Ouzzal : Tirek- Amesmessa;
- La province de Timgaouine-Tin-Felki-Tesnou: où se situe le champ filonien d'Isselfane.

L'ORGM (2005) considère que les districts les plus importants sont:

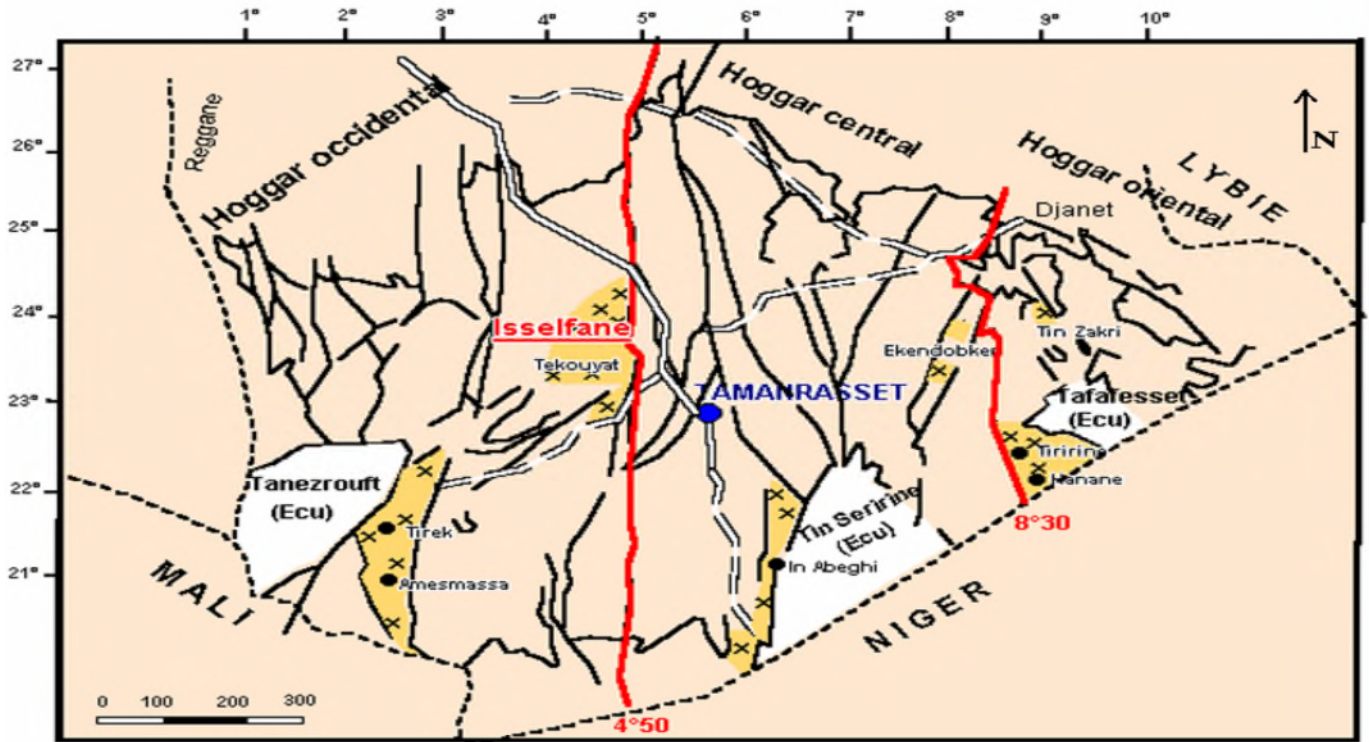
- Le district de Tan Chaffao (province du Hoggar occidental) ;
- Le district de Tiririne - Timolitine (province du Hoggar oriental) ;
- Le district In Ouzzal (province du môle In Ouzzal).

Cette zone est définie comme une shear zone aurifère caractérisée par la présence de:

- Deux gisements filoniens (Tirek et Amesmessa) distants de 60 km ;
- De nombreux indices (filons et zones d'altérations hydrothermales) que ce soit dans la zone intermédiaire entre les deux gisements et à l'Ouest dans la zone In Allarene – In

Ouzzal. Celle - ci est aussi caractérisée par des filons de quartz ayant des épaisseurs de plus de 2m et des teneurs dépassant les 5g/t en profondeur. [11]

L'ORGM (2004) a annoncé que les réserves de l'or (métal) identifiées sont de l'ordre de 110t et les ressources sont de l'ordre de 200 t.



Legende

- Gisement d'or.
- ✕✕ Zone aurifère.
- Failles.
- Piste.

Figure I.3 : Carte de localisation des gisements et des zones aurifères (ORGM, 2004)

1.5.1.3. Evènements tectono-métamorphiques

Les principaux évènements tectono-métamorphiques définis dans le Hoggar sont :

- l'évènement éburnéen (2000 ± 200 Ma) bien défini dans le môle d'In-Ouzzal ;
- l'évènement Kibarien (1000 ± 100 Ma) défini avec incertitude dans l'Aleksod ;
- l'évènement panafricain précoce « chaîne Pharusienne » (650 - 600 Ma) défini dans le Hoggar occidental ;
- l'évènement panafricain tardif « chaîne Tiririnienne » (650 - 600 Ma) défini dans le Hoggar oriental.

I.5.2. Géologie locale :

I.5.2.1. Géologie du môle d'In Ouzzal :

Le môle In Ouzzal est situé au centre du Hoggar occidental, le terrain de l'In Ouzzal est un bloc allongé de direction Nord-Sud s'étendant sur une longueur de plus de 400 Km, large de 80 Km au Nord et s'amincissant au Sud dans la région d'Amesmessa jusqu'à disparaître pour être relayé par l'Adrar des Iforas au Mali.

Il est limité à l'Est et à l'Ouest par des zones de cisaillement dont les derniers mouvements respectivement dextre et senestre, ont été acquis vers la fin de l'évènement tectono-métamorphique panafricain. Ces mouvements sont compatibles avec la remontée du môle In Ouzzal vers le Nord au cours de cette période. [12], [13]

I.5.2.2. Place d'Amesmessa dans la géologie d'In Ouzzal :

La région d'étude Amesmessa, se situe à environ 480 km au Sud-Ouest de Tamanrasset, près de la frontière algéro-malienne, à environ une centaine de kilomètres au Nord-Est de Timiaouine (Latitude : 21° 03' N et Longitude : 2° 29' E). Elle longe la bordure de la zone de cisaillement Est ouzzalienne. La découverte d'un gisement aurifère d'une potentialité mondiale, a fait d'Amesmessa, l'objet de grands travaux miniers. Des différences lithologiques par rapport à l'In Ouzzal Nord sont à noter :

- (1) une rareté des granulites Al-Mg et Al-Fe;
- (2) une absence de carbonatites mais présence de syénites;
- (3) les formations basiques et ultrabasiques se présentent sous forme de complexes lités boudinés.

Au niveau de la mine d'or d'Amesmessa, les alentours occidentaux immédiats sont constitués par un matériel para dérivé constitué de marbres à olivine-spinelle où des textures réactionnelles sont visibles à l'oeil nu, de granulites Al-Mg à grenat–quartz–sillimanite–orthopyroxène–saphirine–cordiérite, de granulites Al-Fe à grenat–sillimanite–quartz gédrite–orthopyroxène–cordiérite, de formations ferrifères litées, dans lesquelles on peut observer, par exemple, de la pigeonite inversée dans un assemblage à grenat, quartz, orthopyroxène, clinopyroxène, magnétite, ilménite ou de la magnétite exsolvant de l'ilménite, du spinelle et du corindon. Ce matériel paradérivé est intimement associé à des formations orthodérivées basiques et ultrabasiques correspondant à un complexe tholéïitique lité. Toutes ces lithologies renferment des minéralogies témoins d'un métamorphisme de très haute température; elles occupent des synformes au sein de grands espaces d'orthogneiss souvent migmatitiques ou foliés, qui peuvent constituer des reliefs importants. [13]

Ainsi, cette région du Hoggar occidental correspond à du matériel essentiellement archéen ayant subi un événement tectono-métamorphique d'une très grande amplitude au Paléoprotérozoïque (2 Ga) qui l'a complètement remobilisé. Au niveau des grands accidents subméridiens qui limitent le terrane de l'In Ouzzal des terranes limitrophes, le Panafricain induit une rétro-morphose des granulites en schistes verts avec l'apparition de trémolite, chlorite et épidote. C'est au cours de cet événement panafricain et le long de l'accident Est Ouzzalien et du réseau de failles conjuguées qui lui est associé que s'est mise en place la minéralisation aurifère actuellement en exploitation à Tirek et à Amesmesssa. [14], [12], [11]

I.5.2.3. Géologie du gisement d'Amesmesssa :

Le territoire du gisement est formé de roches métamorphiques et ultra-métamorphiques de la série In-Ouzzal et du protérozoïque de la série d'Arechoum recoupé par des dykes et des petites intrusions d'âges et de compositions différentes.

Les roches métamorphiques archéennes :

Ces roches forment la partie Ouest du gisement. Elles sont représentées par des métagabbros-amphibolites et des pyroxénites. Ces roches sont granitisées à différent degré passant parfois à des méso et leuco-gneiss.

Les formations protérozoïques inférieures :

Sont représentées par la série d'Arechoum qui affleure à l'Est du gisement. Dans les limites du gisement, elle est essentiellement constituée par des gneiss leucocrate et des granito-gneiss au milieu desquelles apparaissent rarement de minces inters lits d'amphibolites.

La faille In Ouzzal :

Elle passe dans la partie centrale du gisement ou elle est matérialisée sur le terrain par une bande mylonitique de 0,2 à 2km de large, elle est constituée par différents mylonites.

La tectonique cassante a joué un rôle très important dans la mise en place de la minéralisation aurifère le long de la faille d'In Ouzzal Est dont la partie centrale est marquée par des dykes ainsi que des zones de broyage, de chlorotisation ; de feldspatisation, d'épidotisation de silicification.

A Amesmesssa, la minéralisation est localisée dans les fractures de cisaillements, parallèles à la faille principale (2°30'). Les fractures de ce type localisent les filons de quartz et les zones quartzeuses. Les fractures les moins favorables à l'ouverture sont représentées par les zones mylonitisées, broyées et schistifiées.

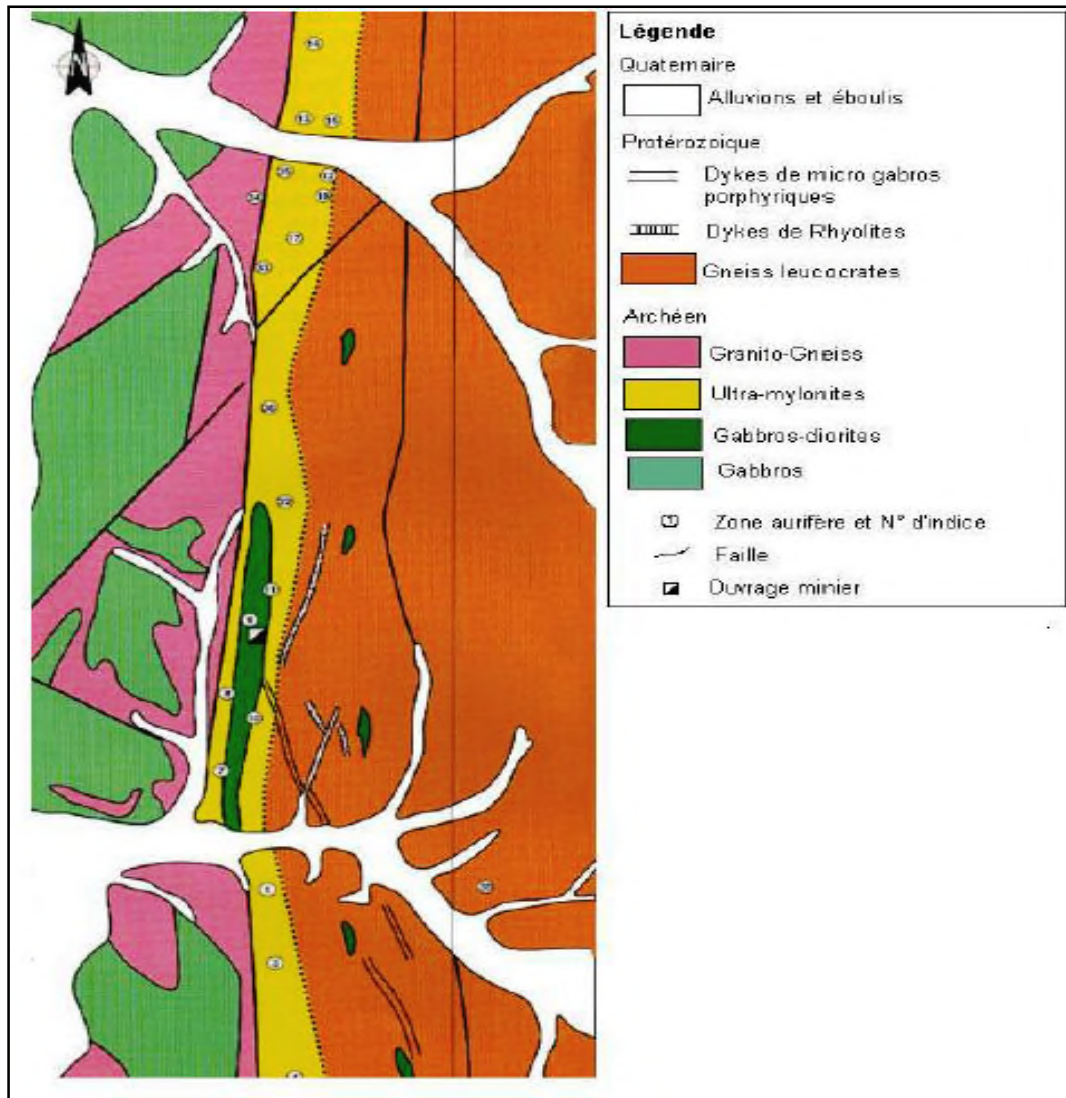


Figure I.4 : Carte géologique du gisement d'Amesmessa [1]

I.5.2.4. Formation de gisement :

La formation des minéralisations aurifères le long de la faille d'In-Ouzzal Est associée à un processus hydrothermal à température relativement haute. Ce processus fut très avancé dans les zones de mylonitisation et de broyage sur la bordure orientale de mole archéenne d'In-Ouzzal.

L'étude de la composition de la minéralisation, de la paragone de ses associations minérales permis d'établir la succession et les stades de la formation des différents minéraux.

Ces processus sont divisés en étape hydrothermale et supergène dont le résultat fut la mise en place des différentes paragenèses.

De par sa composition minéralogique le gisement d'Amesmessa est rapporté au type quartz aurifères peu sulfurés, les sulfures ne dépassent pas 5%. Ce gisement est formé dans des conditions de température haute à moyenne.

Les faits plaidant pour cette hypothèse sont les suivants : Or fin, altération hydrothermale de moyenne température des roches encaissantes (séritisation, feldspathisation), associations paragenétiques des différents minéraux métalliques (pyrite, chalcopyrite, galène...).

D'autre part, ce gisement s'est mis en place à des profondeurs moyennes, pour ce type de gisement l'extension verticale de la minéralisation atteint 2-4 km.

Enfin, on observe un lien spatial entre les gisements de Tirek et d'Amesmesssa ainsi que d'autres indices situés le long de la faille In Ouzzal Est avec des corps de gabbros qui ont certainement servi de source aux solutions hydrothermale. [11]

I.5.2.5. La minéralisation du gisement d'Amesmesssa :

La minéralisation de gisement d'Amesmesssa est constituée par :

- Quartz à Or natif, avec pyrite, chalcopyrite et galène ;
- Quartz à Or natif, avec tourmaline ;
- Quartz à Or natif, avec pyrite et (molybdénite, tétraédrite), éventuellement à hématite ;
- Sulfures plus ou moins aurifères.

I.5.2.6. Morphologie du gisement :

La morphologie des corps minéralisés est complexe, ces derniers sont représentés par :

- Filon seul (où il est bien délimité) ;
- Filons avec des salbandes aurifères ;
- Séries de filons disposés en échelon (zones filoniennes) ;
- Systèmes de petits filonnets (2-3cm) ;
- Roches altérées (bérusites provient par l'altération hydrothermale sous l'effet des fluides chauds) avec de minces veinules de quartz qui porte la minéralisation aurifère.

La complexité du corps minéralisé s'observe aussi bien en direction qu'en pendage, avec des biseautements très fréquents et des passages progressifs des zones silicifiées.

I.5.3. Relation minéral / roche encaissante :

La plupart des filons sont encaissés dans des roches métamorphiques du protérozoïque supérieur, ayant subi un métamorphisme du degré (schistes verts). Il n'est pas rare de constater au voisinage le développement de dykes basiques ou acides, ou l'existence de petits épandements intrusifs basiques et granitoïdes. Quelques indices se manifestent dans les épandements des roches volcaniques acides ou basiques.

I.5.4. Relations structurales :

La plupart des indices se rassemblent à proximité des grandes failles approximativement Nord-Sud et des accidents qui leur sont liés et des cassures plus ou moins Est-Ouest et dans quelques cas les filons cimentent des failles ou s'insèrent dans une bande de mylonites.

I.6. Conclusion :

La région d'étude Amesmessa, se situe à environ 480 km au Sud-Ouest de Tamanrasset, près de la frontière algéro-malienne. Elle longe la bordure de la zone de cisaillement Est Ouzzalienne. [1]

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 territoire du gisement est formé de roches métamorphiques et ultra-métamorphiques de recoupé par des dykes et des petites intrusions d'âges et de compositions différentes. [12]

A Amesmessa, la minéralisation est localisée dans les fractures de cisaillements, parallèles à la faille principale (2°30').

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

D'autre part, ce gisement s'est mis en place à des profondeurs moyennes, son extension verticale de minéralisation atteint 2-4 km. [11]

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.

Chapitre II : Production de l'or

II.1. Introduction :

L'or du gisement d'Amesmessas est représenté par 2 types : hydrothermal et supergène. [4]

Il est un métal malléable présentant une grande conductivité thermique et électrique ; Il est le premier métal le plus conducteur devant le cuivre et l'argent. [17]

Il est un métal précieux (noble) dont le numéro atomique est 79. Son symbole chimique est "Au". L'or a une structure dite cubique. [17]

Dans la mine Amesmessas la production de l'or se fait par les étapes suivantes :

- Travaux d'exploration ;
- Analyse au laboratoire ;
- Travaux d'exploitation ;
- Traitement de l'or par cyanure.

II.2. Les travaux d'exploration :

C'est l'étude et le développement des anomalies obtenues à partir des images satellites et des photos aériennes pour confirmer l'existence ou non d'un gisement (un gisement est une concentration anormale du minerai que l'on peut exploiter avec un bénéfice, c'est-à-dire une concentration rentable).

Les travaux d'exploration de l'or a débuté bien avant par l'ORGM. Cette exploration menée par la prospection qui a permis la circonscription des anomalies aurifères dont le contrôle géologique, par cartographie à différentes échelles et litho-géochimie, a abouti à la mise en évidence de plusieurs indices dont certains d'entre eux ont fait l'objet de travaux de recherche ou travaux miniers (géochimie; tranchées; sondage...) par l'ENOR. Ainsi, des estimations de ressources en Or. Actuellement, seul le gisement d'Amesmessas est en cours d'exploitation. Les travaux de d'évaluation de ressources continue afin de mettre en évidence d'autres gîtes similaires. [18]

II.2.1. La recherche et l'étude de la documentation :

C'est à partir de l'étude et l'interprétation des cartes géologiques, topographiques, les images satellitaires et photos aériennes, ainsi que les anciennes études réalisées sur cette région, pour délimiter et préciser le maximum possible la zone de recherche (d'exploration).

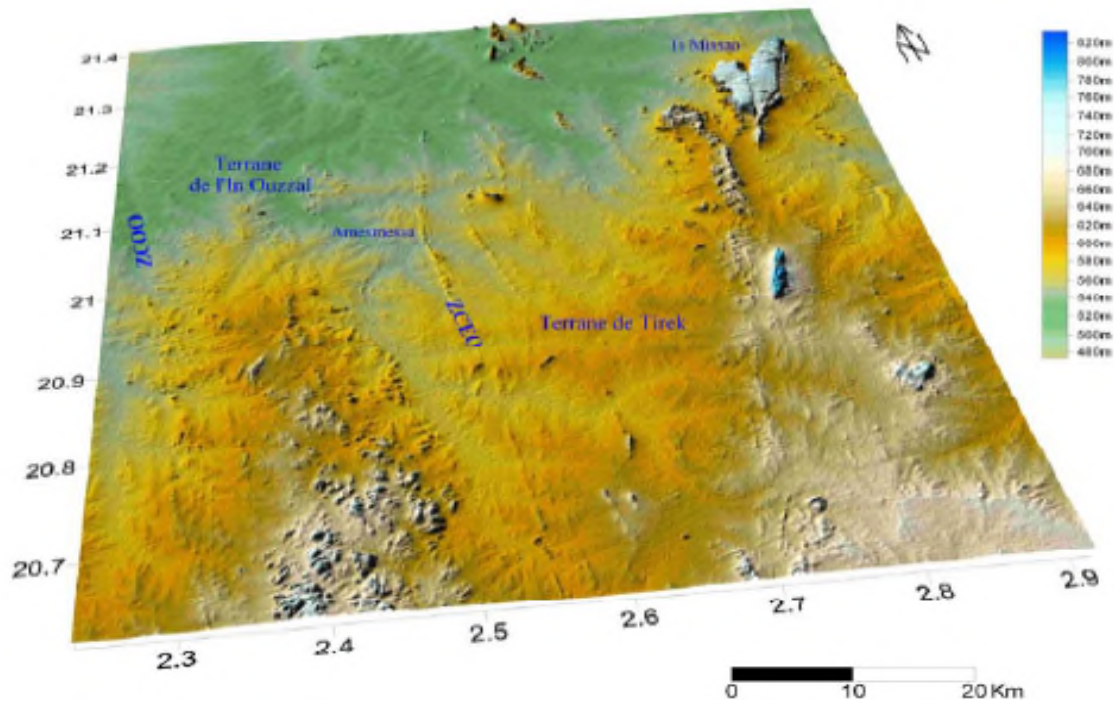


Figure II.1 : Vue satellite de la zone d'Amesmesa

II.2.2.Travaux du terrain :

Ces travaux consiste à :

II.2.2.1. L'utilisation des méthodes géophysiques et géochimiques :

Ces méthodes sont utilisées en première place parce qu'elles sont moins coûteuses et donnent des anomalies géochimiques ou géophysiques qui puissent orienter la suite de l'exploration, (si ces anomalies sont positives, l'exploration continue, si, au contraire, elles sont négatives, l'exploration s'arrête avec le minimum de pertes de temps et d'argent). [18]

- Méthodes géophysiques: la méthode géophysique utilisée est choisie selon les informations recherchées; la diagraphie, la gravimétrie, les méthodes électriques et magnétiques, et d'autres. Ces méthodes sont utilisées dans le but de connaître et préciser la disposition et la forme du corps en profondeur.
- Méthodes géochimiques : (Échantillonnage géochimique du sol): Après avoir localisé les anomalies, la zone d'exploration sera divisée selon une maille d'échantillonnage de 200m de distance entre les profils et de 25m entre les points de prélèvement des échantillons. Cette opération a pour but de déterminer la concentration (teneur) de la minéralisation ainsi que la recherche de leur source.

Lors de l'échantillonnage il y a quelques procédures à suivre :

- L'échantillon doit être pris à une profondeur de 25 – 30 cm ;
- En cas de Bad rock (roche mère) l'échantillonnage ne sera pas effectué ;
- Les échantillons pris sont d'une granulométrie $\leq 70 \mu$ (après tamisage) ;
- Après chaque opération de tamisage, le tamis doit être nettoyé ;
- Le poids de l'échantillon destiné à l'analyse est de 50g (en réalité le poids du sachet est entre 70 – 80g car en cas de perte il ne sera jamais $\leq 50g$) ;
- Le sac de l'échantillon doit être bien fermé pour éviter toutes sortes de contamination.



Figure II.2 : Déterminé le profil dans l'anomalie par le GPS à partir des coordonnées de points

II.2.3. Tranchées :

Les tranchées sont toujours réalisées perpendiculairement à la direction du filon à l'aide d'une pelle mécanique, la distance moyenne entre deux tranchées successives est de 20m. Le but de creusement des tranchées est de déterminer la morphologie, l'azimut de pentages et de direction, le plongement du filon et sa puissance (ces données sont obtenues après la documentation de la tranchée). [18]

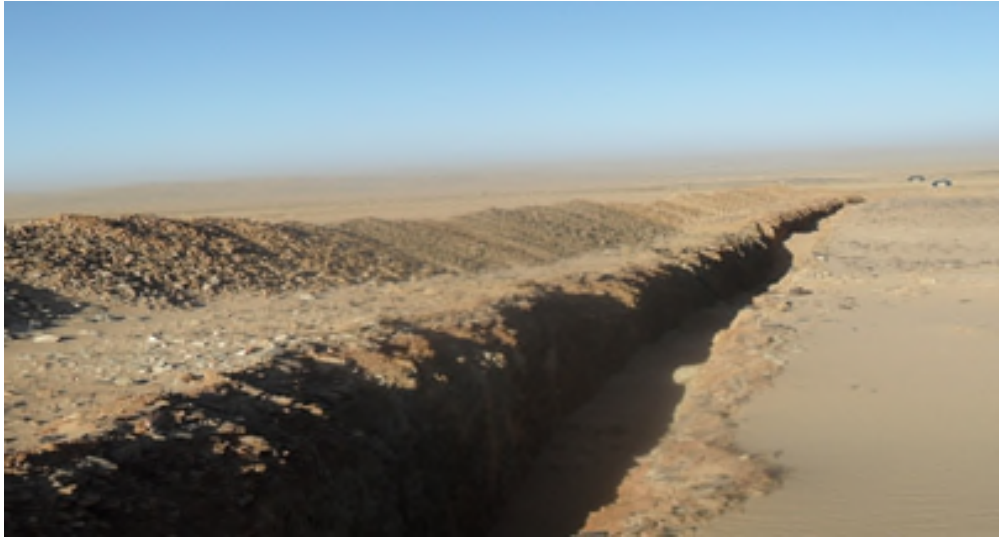


Figure II.3 : Tranchée

II.2.4. Sondage (Forage) :

II.2.4.1. Définition et caractères généraux :

Le forage est une opération principale, effectuée dans le but d'étudier et de délimiter les corps minéralisés en profondeur.

Ces sondages, placés selon une maille sur des profils perpendiculaires à la direction des corps minéralisés, sont de nature destructive réalisés à l'aide d'une sondeuse à circulation inverse (RC), atteinte une profondeur de 400-500m selon une maille primaire de 80X80 et suivi, par la suite, par d'autres forages d'une maille plus resserrée 40X40. [4]

II.2.4.2. Procédures à suivre :

- Avant de commencer le sondage: c'est le travail du bureau qui consiste à réaliser un plan des points de sondage, coordonnés envisagés, azimut, profondeur, ainsi que la répartition du matériel du sondage.
- Pendant le sondage: l'assistant-géologue devrait contrôler le fonctionnement du matériel et la récupération des échantillons.
- A la fin du sondage: il faut assurer la protection du trou de forage, ainsi que le report des références du trou sur place.

II.2.4.3. Etapes du sondage :

- La foration en utilisant un "trépan diamanté" ;
- La récupération des échantillons dans des sachets en plastique, en respectant les différentes profondeurs marquées ;
- Quartage des échantillons récupérés, les étapes de cette opération diffèrent selon la nature de l'échantillon destiné à l'étude (simple ou composite).



Figure II.4 : Sondeuse

II.3. Analyses au laboratoire : [21]

II.3.1. Laboratoire d'Amesmesssa :

Le rôle primordial du Laboratoire de la Mine d'Amesmesssa est d'apporter un soutien en matière de données et d'analyses que requièrent les différentes étapes de la production minière : Exploration, Exploitation, Traitement du minerai et Production.

Le Laboratoire traite quotidiennement les échantillons de l'Usine de traitement (Minerai, Pulpe, Solution et Charbon) ainsi que les échantillons provenant de la prospection géologique, le nombre total des échantillons, fixé par la direction des opérations, que le laboratoire doit traiter est de 300 échantillons par jour.

Pour cela le Laboratoire a été doté de plusieurs appareils et instruments d'analyse et de mesure et il se compose de quatre sections :

- Préparation mécanique ;
- Salle des Fours ;
- Laboratoire des analyses chimiques ;
- Salle du Spectromètre d'absorption atomique ;
- Ainsi que de divers accommodations telles que : Bureau, Cagibi et Container de stockage des outils et des produits chimiques.

Le Laboratoire emploie 23 personnes répartis comme suit :

- 02 Chefs de service ;
- 02 Chimistes ;
- 08 Opérateurs de Fours (Fire Assayers) ;
- 11 Préparateurs mécanique.

II.3.2. Préparation mécanique des échantillons :

La préparation mécanique des échantillons est un traitement mécanique du minerai (roche) afin d'obtenir une pulpe fine et homogène, et cela consiste en trois étapes : concassage, broyage (pulvérisation) et division (quartage).

- Dès réception des échantillons, il faut s'assurer de la disponibilité de tous les échantillons selon le bon de commande appropriés en présence du géologue superviseur ;
- Arranger les sacs d'échantillons selon l'ordre numérique établis dans le bon de commande ;

- Le port des équipements de protection personnel est obligatoire (Masque, lunettes et gants) ;
- Nettoyage de la zone de travail et inspection du matériel (appareils et outils) avant d'entamer le travail ;
- Sécher au préalable les échantillons humides (mouillés) dans une étuve. Mettre l'échantillon dans un plat en inox propre ;
- Concasser les échantillons jusqu'à obtenir une fraction fine ($< 4\text{mm}$) ;
- Après concassage de chaque échantillon, nettoyer soigneusement le concasseur à l'aide de l'air comprimé ;
- Faire passer l'échantillon concassé à travers le Diviseur (répartiteur) d'une manière arbitraire afin d'obtenir une quantité représentative d'environ 500mg au maximum ;
- Nettoyer le diviseur après le passage de chaque échantillon avec l'Air comprimé ;
- Broyer l'échantillon à l'aide d'un Pulvérisateur LM2 jusqu'à obtenir une pulpe fine ($< 75\mu$) ;
- Imbiber au préalable l'échantillon à broyer avec une solution volatile (méthanol) pour éviter que la pulpe ne colle sur les parois du bol ainsi que sur le palet ;
- Entreposer la pulpe obtenue sur un morceau de papier kraft ensuite bien la mélanger manuellement en ramenant chaque côté du papier sur le côté adjacent (5 fois), lui donner une forme conique, la deviser en 04 quarts à l'aide de la spatule et prendre les 02 quarts adjacents ;
- Remplir une enveloppe (ou sac) libellée avec le numéro de l'échantillon ainsi que le numéro de batch avec la quantité de pulpe équivalente au 02 quarts choisis.



Figure II.5 : Concasseur, Deviseur et Broyeur.

II.3.3. L'essai de feu (Fire Assay) :

C'est un traitement thermique de la pulpe d'échantillon obtenue après la préparation mécanique afin de séparer l'élément à analyser (dans notre cas l'or) des composants restant de l'échantillon (minerai) et cela consiste en deux étapes : Fusion et Coupellation.

II.3.3.1. Fusion :

- Les enveloppes contenant la pulpe d'échantillons sont arrangées suivant le bon de commande d'analyse, par batch de 21 échantillons et parfois 24 ;
- Nettoyer les creusets du sable et du reste de mauvaise fusion (pour les creusets réutilisés) et les classer, sur le chariot, en rangées de 4 jusqu'à 24. Les 3 derniers creusets seront réservés pour la «Qualité Control » (2 standards internes et le blanc). Pour la QC utilisé toujours des creusets neufs ;
- Ajouter approximativement 90-100gr de mélange fondant (premixed flux) dans chaque creuset avec un creuset en porcelaine rempli à ras bord ;
- Les creusets remplis sont transportés par le chariot pour peser les pulpes d'échantillons suivant la fiche de travail appropriée établie pour chaque batch ;
- Après identification du numéro de batch, les enveloppes (sacs) contenant les échantillons sont arrangées dans un ordre numérique sur la table ensuite soigneusement il faut vérifier la numérotation par rapport à la fiche de travail ;
- La prise d'essai pour les échantillons de minerai est de 30.0 gr. Lors de la pesée, l'ordre près établi doit être respecté (1^{er} échantillon toujours en haut à gauche de l'opérateur) ;
- De même pour la QC (pulpe standard dont la valeur moyenne est connue) la prise d'essai est de 30.0 gr, il sera positionné au n°23 et l'échantillon répété à la position n°22 ;
- La position 24 est réservée pour le blanc et ne contient pas de pulpe ;
- Une fois tous les échantillons pesés, ajouté dans chaque creuset suffisamment de farine pour obtenir un bouton de plomb de 25 to 30g (environs 3g) ;
- Faire une petite entaille assez profonde dans chaque creuset avec la petite spatule en prenant soin de bien essuyer la spatule après chaque échantillon ;
- Ajouter une injection d'AgNO₃ (2ml), avec le distributeur, dans chaque entaille et secouer le creuset légèrement afin de couvrir le nitrate d'argent ;

- Ajouter 04 petits morceaux de cuivre métallique dans 04 creusets de votre choix et bien reporter les positions choisies sur la fiche de travail. Cela va permettre l'identification des batchs lors des coupellations multiples ;
- Couvrir chaque creuset (légèrement) avec la poudre de Borax ;
- Mettre les creusets dans le Four (préchauffé) pour fusion à 1100 °C pendant 60 minutes ;
- Une fois la fusion est terminée, les creusets sont versés dans des moules en 4 rangés de 6 en utilisant toujours l'ordre prés établi ;
- Laisser refroidir pendant 10 minutes, puis briser la scorie avec un marteau et récupérer le bouton de plomb résultant de la fusion puis l'aplatir avec le marteau et lui donner la forme cubique et le mettre dans le support de bouton.

Sécurité :

- Tous les agents opérant avec le four doivent porter les équipements de protection personnelle adéquats pour la haute température (Gants anti-chaleur, veste et pantalon galvanisés et écran facial plus un masque respiratoire), les EPP doivent être placés dans un lieu sûr et proche des fours ;
- La scorie et le résidu de fusion sont des matières extrêmement chaudes. Faire attention lors du maniement de ces matières ;
- S'assurer que le sol de la salle des fours est bien propre afin d'éviter tout glissement ou chute dangereuse ;
- Le port de lunettes et masques est obligatoire lors du martelage des boutons de plomb ;
- Les résidus de plomb et du fondant sont des matières dangereuses. Laver bien les mains après toutes opérations avec ces matières et éviter de boire, manger ou fumer dans la salle ;
- Tout incident, blessures ou brûlures doivent être reportés au superviseur pour qu'il prodigue les premiers soins en attendant la consultation du médecin ;
- Les outils du four, coupelles, creusets de fusion et la table de travail peuvent être extrêmement chauds après usage. S'assurer de la température de tout le matériel dans la salle des fours avant de le manipuler.



Figure II.6 : Fusion

II.3.3.2. Coupellation :

- Un nombre de coupelles égal à celui des boutons sont préchauffées dans le four (950 °C) pendant 10 minutes, les retirées et laisser refroidir pour que les boutons de plomb ne fondent pas durant le chargement des coupelles dans le four ;
- Les boutons sont positionnés sur les coupelles respectives suivant la fiche de travail et l'ordre près établis ;
- Mettre soigneusement les coupelles contenant les boutons dans le four préchauffé (950 °C) ;
- Vérifier l'état de la coupellation afin de s'assurer que tous les boutons ont bien fondus, puis ouvrir la trappe du four pour ventiler les vapeurs d'oxyde de plomb ;
- Reporter le temps du début de coupellation sur la fiche de travail et faire une estimation du temps de fin de coupellation, qui est généralement d'environ 30 à 40 minutes à partir de l'ouverture de la trappe du four ;
- Le temps de coupellation finis retirer les coupelles du four tout en observant que tous les échantillons ont bien finis leur coupellation, sinon remettre les coupelles dans le four pendant encore 5 minutes ;
- Une fois la coupellation finies, retirer immédiatement les coupelles et les entreposer soigneusement sur le plan de travail sous ventilation et laisser refroidir ;
- Les coupelles refroidies auront une couleur jaune, la position ou a été ajouté le cuivre aura un couleur verte ;
- Aviser le Chimiste que la coupellation est finie afin qu'il récupère les perles dans les tubes à essai ou dans les creusets en porcelaine ;
- La coupellation achevée, si vous remarquez un bouton gelé sur la coupelle remettez le bloque de coupelle dans le four et vérifier la température du four. Les échantillons (perles) dont la coupellation n'est pas finie doivent être refaits ;

- Lors du chargement de coupelles dans le four, un bouton fonde et se divise dans le four veuillez le reporter sur la fiche de travail afin de le refaire ;
- Ne jamais faire une coupellation au-dessus de 950 °C. une température excessive peut affecter l'intégrité de l'analyse.



Figure II.7 : Coupellation

II.3.4. L'analyse de la teneur en or du Charbon par essai de feu :

Objectif : déterminer la teneur en or du Charbon provenant des colonnes de charbon dans l'usine de traitement.

- Les échantillons de charbon sont séchés en 1er lieu avant l'analyse, sur une plaque chauffante ou dans une étuve pendant 45 à 60 minutes ;
- Laisser les échantillons refroidir au moins 20 minutes avant de la pesée ;
- Préparer un nombre de creuset, rempli de mélange fondant (90-100gr), équivalent au nombre d'échantillons en prenant en considération que chaque échantillon sera analysé en duplicata ;
- Peser 3.00gr (+/-0.01) de chaque échantillon en duplicata ;
- Le charbon va agir de la même façon que la farine comme réducteur du Plomb lors de la Fusion. Pour inhiber cet effet nous ajoutons du Nitrate de Sodium afin de garder la taille du bouton de plomb requise ;
- Ajouter approximativement 13 à 14gr de NaNO_3 (sodium nitrate) pour obtenir un bouton de Plomb de 25 à 30gr. Bien mélanger le tout en utilisant une petite spatule ;
- Ajouter dans chaque creuset la quantité appropriée de nitrate d'argent en se référant en 1er lieu au superviseur. Les ajouts d' AgNO_3 seront comme suit:

CC1	10ml
CC2	10ml

CC3	8ml
CC4	8ml
CC5	6ml
Loaded	10ml
Eluted	6ml

- Enfin saupoudrer chaque creuset avec une fine couche de borax (sodium tétra-borate) et mettre à la fusion à 1100 °C pour environ 45-50 minutes ;
- Verser dans les moules, enlever les boutons de Plomb et les marteler puis faire la coupellation.

II.3.5. Digestion de l'or par Aqua-Regia :

- Recueillir les perles résultant de la coupellation dans des tubes à essai arrangés dans un support selon l'ordre pré-établis sur la fiche de travail ;
- Ajouter dans chaque tube à essai 3ml d'une solution HNO₃ (30%), et mettre dans un Bain-marie préchauffé pendant 20 minutes ;
- Inspecter visuellement les perles afin de s'assurer de la digestion totale d'Ag, puis ajouter 3ml d' HCl 100% dans chaque tube à essai et remettre dans le Bain-marie pendant 20 minutes ;
- Ajouter dans chaque tube à essai 4ml d'eau distillée puis laisser refroidir dans un bain pendant 10 minutes ;
- Une fois refroidis, agité chaque tube à essai avec un Vortex à 3 reprises afin de s'assurer de la bonne homogénéisation ;
- Laisser le résidu dans la solution se précipiter pendant 20 minutes puis faire passer au Spectromètre AA pour le résultat final ;
- Reporter soigneusement le temps après chaque addition d'acide sur le dos de la fiche de travail.

Sécurité :

Le port des équipements de protection personnelle adéquats pour la manipulation des Acides et vapeurs toxiques (Gants Latex et lunette plus un masque respiratoire adéquat).

II.3.6. Analyse Gravimétrique de l'or :

- A la fin de la coupellation, laissé les coupelles refroidir pendant 20 minutes, puis récupérer les perles à l'aide d'une petite pince et les mettre dans des creusets en porcelaine ordonnés sur le support ;
- Aplatir les perles avec un marteau sur un cylindre métallique (en guise d'enclume) puis remettre les perles aplaties dans les creusets ;
- Placer les creusets sur une plaque chauffante préchauffée (250 °C) en respectant l'ordre d'essai (1^{er} en haut à gauche) ;
- Ajouter à chaque creuset environs 15ml d'une solution préchauffée 30% HNO₃ et laisser pendant 20 minutes ;
- Décanter la solution dans un large béccher à l'aide d'une baguette en verre en prenant soin de garder le résidu entier puis ajouter environs 5ml d'une solution concentrée d'HNO₃ et remettre sur plaque chauffant pendant 5 minutes ;
- Soigneusement décanter le soluté dans un large béccher puis laver le résidu doré avec une solution tiède d'Ammoniaque à 10%. Faire attention durant la décantation et le lavage de ne pas perdre la moindre particule du résidu doré ;
- Décanter la solution d'Ammoniaque puis remettre sur la plaque chauffante jusqu'à séchage complet du résidu doré ;
- Une fois les creusets sont secs, calciner le résidu doré avec une flamme jusqu'à rosissement du creuset ;
- Laisser les creusets refroidir puis peser le résidu doré avec une microbalance analytique ;
- Reporter les poids sur la fiche travail pour le calcul final.

Note : au cas où la perle ne réagit pas durant la 1^{er} étape avec HNO₃ 30% vous devez décanter la solution et laver la perle avec l'eau distillée puis la séchée et refaite la coupellation en ajoutons quelque grain d'Argent métallique.

Cette analyse requiert un ratio de 3/1 d'Argent par rapport à l'or pour avoir une digestion complète de tout l'Argent contenu dans la perle. L'absence de réaction durant la digestion ou une coloration dorée de la perle signifie que la quantité d'or dans la perle est élevée par rapport au ratio requis.

II.3.7. Procédure Générale SAA :

- Les solutions standards sont préparées chaque Lundi matin, pour les deux matrices Aqua-regia and Cyanure. Reporter sur le registre la date et le nom du chimiste ainsi que les absorbances de chaque standards puis comparer avec le batch précédant ;
- Tous les standards sont préparés avec des pipettes de 1 ml, 2, 5, 10, 15, 20, etc. respectivement, selon la concentration finale du standard souhaité ;
- Les standards à matrice acide sont préparés à partir d'un mélange de 10% HCl, 30% HNO₃ et 60% Eau distillée qu'on appellera Solution de Dilution. Cette solution est aussi utilisée comme Témoin Blanc lors de la Calibration du Spectromètre AA ainsi que lors de la dilution des échantillons concentrés (haute teneur) après la digestion par Aqua-Regia ;
- Si le bruleur du Spectromètre présente une flamme irrégulière nettoyer le avec du détergent et de l'eau, puis rincer abondamment avec l'eau distillée, laisser sécher avant de le remettre à sa place et le réajuster dans sa position optimale ;
- Ne jamais laisser les fioles et tube à essai, contenant des solutions acides ouvert, à l'air libre, aux alentours du Spectromètre ;
- Avant d'éteindre le Spectromètre faire aspirer de l'eau distillée, tout en laissant le bruleur allumé, pendant 5 minutes ;
- Reporter sur la fiche de travail chaque dilution faite aux échantillons (valeur d'origine et le facteur de multiplication) ;
- En aucune circonstance le Spectromètre doit être utilisé si l'extraction des vapeurs est en panne ;
- Les résultats de lecture par Spectromètre doivent être manuscrits sur la fiche de travail correspondante. Ne jamais retranscrire du fichier de sauvegarde sauf pour vérification ;
- Chaque modification des paramètres de l'instrument (longueur d'onde, etc.) doit être approuvée par le Responsable du Laboratoire avant d'être effectuée ;



Figure II.8 : Spectrophotomètre d'absorption atomique(SAA)

II.3.8. Analyse du Lingot :

L'analyse du lingot a pour but de déterminer la finesse du lingot en Or, en d'autres termes la composition du Lingot en métaux nobles (Argent et Or).

- Préparer la fiche de travail en reportant le numéro du batch et celui de l'échantillon reçus, correspondant à celui du lingot, ainsi que la date ;
- La fiche de travail comprend trois prises d'échantillons et une autre pour le témoin.
- Découper 04 morceau de feuille de Plomb de taille égale; environs 10-11 cm ;
- Enrouler les feuilles en leur donnant une forme conique ;
- Déverser l'échantillon sur une feuille en papier blanche à côté de la microbalance et inspecter tout matériau intrus, scorie, brasure, etc.
- Peser 03 prises d'échantillons de 230-235mg. La variance entre chaque prise d'échantillon ne doit pas excéder 0.500mg ;
- Placer respectivement chaque prise dans le cône de feuille de plomb à partir de la position 1. Reporter les poids des échantillons sur la fiche de travail ;
- Le 4^{eme} sera l'échantillon témoin, dont le poids est calculé selon le pourcentage final prévus. Au cas où on prévoit une valeur de 85% donc le poids du témoin sera calculer comme suit : $230 \times 0.85 = 195.5\text{mg}$. Reporter le poids sur la fiche de travail ;
- Peser 03 fois 0.500gr d'Argent pure. Ajouter dans les 03 cônes #1, 2 et 4 (témoin) ;
- Ajouter un morceau de feuille de cuivre dans les mêmes cônes qu'auparavant ;

- Le cône #3 ne doit pas contenir Ag ou Cu ;
- Compacter les 4 cônes soigneusement en leur donnant une forme carrée ;
- Entreposer les cônes sur des coupelles préchauffées dans le four à 950 °C ;
- Après 20 minutes retirer les coupelles du four et vérifier si la coupellation est complète. Sinon remettre les coupelles au four ;
- La coupellation finie, retirer les coupelles du four et laisser refroidir ;
- Une fois refroidis, récupérer les perles soigneusement et les placer dans des creusets en porcelaine ;
- Mettre le creuset contenant l'échantillon #3 dans la salle de pesée ;
- Prendre les échantillons restant (#1, 2 et 4) et les aplatir avec la laminoir jusqu'à obtenir une fine lamelle ;
- Enrouler la lamelle en lui donnant une forme conique ;
- Mettre les échantillons dans des creusets en porcelaine ;
- Ajouter pour chaque creuset une solution de 30% HNO₃ jusqu'à ras bords ;
- Chauffer sur une plaque chauffante pendant 20 minutes ;
- Décanter la solution, puis rajouter une seconde fois une solution de 30% HNO₃ jusqu'à ras bords et remettre à chauffer pendant 20 minutes ;
- Décanter la solution, puis rajouter cette fois une solution de 70% HNO₃ jusqu'à ras bords et remettre à chauffer pendant 20 minutes ;
- Décanter la solution et laver avec une solution d'Ammoniaque 10%. Remplir à ras bords et remettre sur plaque chauffante pendant 10 minutes ;
- Décanter la solution et remettre les creusets sur la plaque chauffante pour séchage pendant 10 minutes ;
- Une fois les creusets secs, calciner le résidu doré avec une flamme jusqu'à rosissement du creuset ;
- Laisser les creusets refroidir puis peser le résidu doré avec une microbalance analytique ;
- Reporter les poids sur la fiche de travail pour le calcul final.

II.4. Travaux d'exploitation :

Le gisement d'Amesmassa, est composé de plusieurs filons aurifères de longueurs variés de 200m à 1500m. C'est filons affluer en surface, ils ont une direction majeure Nord-Sud et un pendage dressant (en général 75°). L'exploitation se fait à ciel ouvert, du haut vers le bas, avec transport et tranchés d'accès internes et externes. [19], [20]

II.4.1. Paramètres généraux de la mine d'Amesmassa :

Actuellement l'exploitation, est concentrée au filon 9 & filon 8. Les paramètres de la carrière ; selon l'étude géotechnique faite en Août 2005 ; sont: [20]

- Hauteur des gradins :	10 m	Pour la couverture dit végétale
	15 m	Pour tout le reste de la carrière
- Angle des talus des gradins :	50°	Pour 10 m de profondeur
	De 60° à 65°	Profondeur de 10 à 90m
	De 70° à 75°	Profondeur de 90 à 150
-Largeur de la berme de sécurité :	5 m	Pour les profondeurs \leq 10 m
	7 m	Profondeurs de 10 à 20 m
- Angle des bords :	54°	Pour les bords sans rampe
	50°	Pour les bords avec rampe
- Profondeur finale :	170 m	
- Largeur de la plateforme :	\geq 12 m	
- longueur des gradins :	Variable.	

II.4.2. Capacité et régime de fonctionnement de la mine :

Le régime de fonctionnement de la carrière, est défini comme suit :

- Nombre de jours ouvrables par an : 365 jours ;
- Nombre de jours ouvrables par semaine : 07 jours ;
- Nombre de postes par jour : 02 postes ;
- Durée d'un poste de travail : 12 heures ;
- Durée effectif d'un poste : 11 heures.

II.4.3. Mode d'ouverture :

L'exploitation du gisement d'Amesmassa par l'ENOR se fait à ciel ouvert par tranchées (benche) de haut en bas par gradin de 15m, la bérme de sécurité et de 5m, la plateforme de travail est de 12m.

L'abatage de la roche se fait par des travaux de forage et de tir vu à la dureté de la roche ($f = 7$). [20]

II.4.4. Les travaux de forage et de tir :

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'Amesmassa.

A la mine d'Amesmassa, les trous de mine sont réalisés par des foreuses TAMROCK (PINTRA 1500). La maille adaptée est de 2,8m X 2,5m. Les trous sont généralement verticaux et rarement inclinés. De 102 mm de diamètre et d'une profondeur moyenne de 5,8m (dans 0,8m comme excès de forage).

Les explosifs utilisés à la Mine d'Amesmassa, sont la Marmanit & l'Anfomil. La consommation spécifique adaptée est de 500 à 600 gr/m³, et l'amorçage est mixte, soit électrique et pyrotechnique. Dans la partie électrique, on trouve l'exploseur, le fil électrique et le détonateur électrique instantané « D.E.I. ». Et la partie pyrotechnique composée de cordeau détonant et les relais détonant. [19], [20]

II.4.5. Chargement et transport :

Au niveau de la mine d'Amesmassa, le chargement s'effectue par une pelle hydraulique rétro (CATERPILLAR), pour l'abatage des roches et leur chargement.



Figure II.9 : Pelle hydraulique-CATERPILLAR 365BL

Le transport s'effectue par Dumper articulé, de marque CATERPILLAR et de type 735. C'est Dumpers transporte 30 tonnes par voyage.



Figure II.10 : Dumper articulé CATERPILLAR 735

II.5. Traitement de l'or par cyanure :

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.

Les Catégories du minerai économique au niveau des stocks sont:

- Minerai High Grade : HG >8g/t (symbolise par 0) ;
- Minerai Heapl Leach : HL de 4 à 8 g/t (symbolise par 00+4) ;
- Minerai Heapl Leach : HL de 2 à 4 g/t (symbolise par 000+2) ;
- Minerai Heapl Leach : HL de 1 à 2 g/t (symbolise par 000+1) ;
- Minerai marginal : MG de 0.5 à 1 g/t (symbolise par MG).

Avant tout traitement on procède a une préparation mécanique du minerai quel que soit sa teneur afin de réduire sa taille et de libérer ainsi l'or.

II.5.1. Préparation mécanique :

La station est équipée d'un détecteur de métaux afin de contrôler la sureté et la sécurité des installations.

II.5.1.1. Alimentation :

Le tout venant de la mine est achemine vers une trémie de capacité de 30m³, qui alimente un concasseur primaire.



Figure II.11 : Alimentation du concasseur

II.5.1.2. Concassage primaire :

Assure par un concasseur à mâchoire de capacité de 30t/h.



Figure II.12 : Concasseur à mâchoire

II.5.1.3. Criblage primaire :

A l'issue du concassage primaire, les matériaux sont envoyés au moyen des convoyeurs à bandes vers un crible constitué de trois grilles vibrantes de mailles respectives: 100mm, 40mm, 22mm.



Figure II.13 : Criblage primaire

La fraction supérieure à 22mm est envoyée au concasseur secondaire (concasseeur à cône) de capacité de 30t/h. La fraction résultante est redirigée vers le criblage primaire.

II.5.1.4. Criblage secondaire :

Contient deux grilles vibrantes de maille respectives : 14mm et 10mm consiste à séparer la fraction inférieure à 22mm issue du concassage primaire.



Figure II.14 : Concasseur secondaire

II.5.1.5. Concassage tertiaire :

Assure par deux concasseurs à cône de capacité de 30t/h chacun. On concasse la fraction supérieure à 10mm.



Figure II.15 : Concasseur tertiaire

La fraction <10mm issue du criblage secondaire ainsi que le produit tertiaire vont être transportés à l'aide d'un convoyeur à bande et stockés sous forme des tas de différentes teneurs en or avec une granulométrie de 6 à 8mm.

- Le minerai riche ($T > 8\text{g/t}$) est traité par une lixiviation en cuve suivant une chaîne classique complète de traitement. La teneur idéale pour l'usine est de 12g/t.
- Le minerai moyen ($1 < T < 8\text{g/t}$) est traité par la méthode de lixiviation en tas (heap Leach).

La meilleure teneur pour l'alimentation du heap Leach se situe entre 4 à 5g/t.

II.5.2. Lixiviation en cuves :

Concerne tous les minerais high-grade issus de la station de concassage de granulométrie < à 10 mm est acheminé vers une trémie à laquelle on ajoute manuellement de la chaux afin d'obtenir un pH de 10,5 à 11 pour éviter les risques de dégagement du cyanure hydrogène (gaz toxique HCN).

II.5.2.1. Broyage :

La trémie alimente au moyen d'un convoyeur à bandes un broyeur à boulets à voie humide d'une capacité de 8t/h avec une maille de libération de 74 μm , dans le but de libérer les particules d'or afin d'exposer leurs surfaces et de les rendre plus accessibles au cyanure.

Le minerai broyé va alimenter un hydro cyclone pour une séparation gravimétrique (classificateur centrifuge) au moyen d'une pompe qui va les classer en deux fractions :

- Fraction riche en particules denses et grossières $>74\mu\text{m}$ (sous versé) qui sera rebroyée;
- Fraction riche en particules fines et légères $<74\mu\text{m}$ (surverse) se jette dans un épaisseur.



Figure II.16 : Broyeur à boulets à voie humide

II.5.2.2. Ajout du flocculant :

Un flocculant organique sous forme d'une poudre blanche non toxique est mélangé dans une cuve d'eau de 1m^3 dans le but d'obtenir une solution visqueuse, qui sera ensuite acheminée à l'aide d'un tuyau vers l'épaisseur. Il aide à accélérer la sédimentation des fractions en suspension, afin d'obtenir une pulpe d'une densité bien déterminée qui atteint 50% en solide afin d'avoir du charbon en suspension.

L'eau en excès qui déborde de l'épaisseur est stockée dans deux réservoirs d'eau, qui est recyclée dans tout le circuit.

II.5.2.3. Cuves de lixiviation :

Il y a 6 cuves pour assurer le processus de lixiviation et d'adsorption. Elles ont 6m de hauteur, 4m de diamètre et une capacité de 60m^3 . Ces cuves sont aérées et possèdent un système d'agitation.



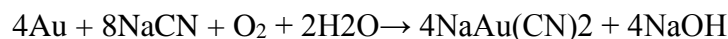
Figure II.17 : Cuve de lixiviation

La pulpe est directement dirigée de l'épaississeur vers la première cuve de lixiviation à l'aide d'un pipeline. La solution de cyanure préparée sur place d'une concentration de 300 à 500ppm est ajoutée sous forme de gouttelettes qui coulent d'un petit tuyau au-dessus de la cuve. Il permet la dissolution de l'or et la formation des complexes auro-cyanures avec un temps de séjour de 6 heures.

Un contrôle de la concentration du cyanure est effectuée par titrage avec du nitrate d'argent (on voit une coloration en rouge au point d'équilibre). [15]

Il y a barbotage de l'air donc présence d'oxygène qui doit être assuré pendant tout le temps de la mise en solution. En effet, l'oxygène oxyderait la surface des sulfures en la rendant moins réactive avec le cyanure. Aussi, il aurait un effet bénéfique sur la cinétique de cyanuration.

L'équation de lixiviation de l'or peut être représentée conventionnellement par :



II.5.2.4. Adsorption :

La pulpe issue de la première cuve de lixiviation alimente les cinq autres cuves dont chacune contient 500Kg de charbon actif d'une granulométrie qui varie entre 1.2 à 1.6 mm

Dans ces cuves se produisent simultanément les phénomènes de lixiviation et d'adsorption appelé CIL (Charbon In Leach).

- Le phénomène de lixiviation : se poursuit dans les 5 cuves sans ajout de cyanure ;
- Le phénomène d'adsorption : Le charbon actif adsorbe les particules d'or dissoutes dans la solution en formant des liaisons de type Van Der Waals.

Le charbon actif est obtenu par carbonisation de l'écorce de noix de coco à environ 700° à 800°C. [15]

La pulpe et le charbon passent à contre-courant à l'aide des pompes hydrauliques dans les cuves, la pulpe se déplace de la première cuve jusqu'à la dernière par gravité car elles sont placées en cascade, par contre le charbon passe de la dernière cuve jusqu'à la première par le dispositif air lift.

Le temps de séjour dans chaque cuve est de 6 heures. On récupère le charbon chargé de la première cuve, puis on le lave à l'eau ensuite, on le transfère vers la raffinerie.

Le taux de récupération de la méthode de lixiviation en cuves est de 96%.

II.5.3. La lixiviation en tas :

La lixiviation en tas (Heap leaching) est une technique de traitement des minerais d'or pauvres avec un taux de récupération de 70% pour un temps de séjour de 120 jours.

Cette technique prend en compte les paramètres suivants :

- La teneur du minerai;
- Topographie du site;
- Caractéristiques géotechniques et hydrologiques du site.



Figure II.18 : Lixiviation en tas

II.5.3.1. La mise en place du processus de lixiviation en tas à la mine :

- Construction de la base du tas :

On construit la base du tas à l'aide d'un revêtement de deux couches d'argile bien compactées étanches superposées au-dessous d'une géo membrane en polyéthylène d'une épaisseur de 1.5 mm (pour assurer l'imperméabilité).

Pour drainer la solution enrichie en or au fond de l'aire de lixiviation une couche drainante de gravier est aménagée, intégrée de tubes perforés. Ce système permet la collecte du lixiviat. [15]

- Agglomération du minerai :

On procède à une agglomération du minerai concassé par ajout du ciment dans un tambour afin d'assurer une meilleure stabilité du tas. Cette opération est maintenue

seulement pour les 6 premiers mètres du tas, ensuite on poursuit la construction par du minerai concassé mélangé à de la chaux afin d'assurer un pH alcalin avant d'être déposé sur le tas.

- Arrosage :

La distribution de la solution de cyanure pour dissoudre les grains d'or est répartie au sommet du tas par un système d'arrosage qui opère par goutte à goutte.

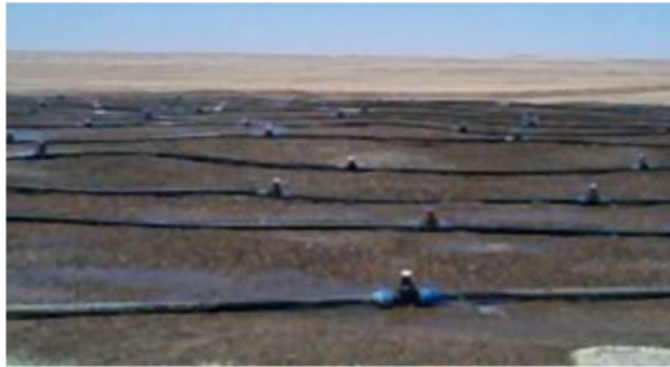


Figure II.19 : Arrosage

- Colonnes de charbon (CIC) :

Après un temps de séjour de 120 jours, la solution cyanurée enrichie en or est récupérée à la base du tas ensuite évacuée par pipelines vers la fosse de récupération contenant deux puits de 5m de profondeur.

De là, la solution est pompée vers 5 colonnes d'adsorption, où l'on ajoute du charbon actif pour adsorber les ions Au^+ .



Figure II.20 : Colonnes de charbon d'adsorption

Par ailleurs, l'ordre d'idée du déplacement de la solution cyanurée et le charbon en contre-courant est analogue à celui décrit dans le CIL.

II.5.4. Les facteurs qui influent sur la cyanuration de l'or :

Plusieurs facteurs interviennent dans la réaction de cyanuration de l'or. On cite: le cyanure et l'oxygène, le pH et la température du milieu réactionnel s'ajoutent l'agitation et la surface de contact entre les réactifs et l'or. [16]

II.5.4.1. Le cyanure :

Le cyanure est un élément essentiel à la mise en solution de l'or. Il est ajouté sous forme de cyanure de sodium (Na CN).

Un manque de cyanure, soit par diffusion ou concentration insuffisante peut aussi être responsable d'un ralentissement de la vitesse de mise en solution.

II.5.4.2. Le pH :

Le pH est un facteur important car à un pH inférieur à 10, l'équilibre se déplace pour former le cyanure d'hydrogène (HCN) selon la réaction suivante :



Ce qui explique pourquoi les circuits de lixiviation d'or sont toujours opérés à un pH alcalin.

À un pH supérieur à 10, l'équilibre favorise la stabilité du cyanure (CN⁻).

Une diminution importante de la consommation de cyanure lors d'une réaction pour un pH passant de 10 à 12. Dans ce cas, il est possible que ce pH passive la surface des minéraux consommateurs de cyanure, par la formation ou le dépôt d'une couche d'hydroxyde qui se précipite.

II.5.4.3. La température et l'oxygène :

La lixiviation en l'absence d'oxygène ou d'un oxydant n'est pas possible pour complexer l'ion d'or. La concentration d'oxygène dans la pulpe de lixiviation est ajustée avec le débit d'air ou d'oxygène injecté dans la pulpe.

L'augmentation de la température accélère la cinétique de la réaction et diminue la disponibilité de l'oxygène.

De manière générale, même si une augmentation de la température favorise la cinétique de réaction de mise en solution de l'or, il est plus important de ne pas dégrader le cyanure (qui se décompose à des températures d'environ 30°C) et de maximiser la solubilité de l'oxygène dans la pulpe.

La température de la pulpe n'est pas ajustée par des systèmes d'injection de vapeur ou de refroidissement, elle varie avec les saisons. La température optimale de cyanuration se situe entre 15,6°C et 21,1°C. [16]

II.5.4.4. L'agitation :

L'agitation est un facteur important pour la dissolution de l'or. Plusieurs facteurs entrent en considération dans l'agitation. Premièrement, les particules dans la cuve doivent être maintenues en suspension pour éviter la sédimentation et une perte de volume de réaction. Deuxièmement, la dispersion des gaz dans la solution doit être la plus efficace possible pour avoir un maximum d'oxygène en solution. Finalement, le choix des conditions d'agitation doit favoriser un maximum d'échanges par diffusion entre la solution cyanurée et la surface des particules. [15]

II.5.4.5. La surface de contact :

La vitesse de mise en solution de l'or est directement proportionnelle à l'augmentation de la surface réactive et inversement proportionnelle à la taille des particules.

Ainsi un gramme de poudre d'or passe plus rapidement en solution qu'une pépite d'un gramme.

Ajouter à cela que l'augmentation de la finesse du broyage augmente aussi la surface de contact des métaux et minéraux consommateurs de cyanure, ce qui peut affecter négativement les bénéfices d'une plus grande surface de contact de l'or.

II.5.5. Raffinerie de l'or :

Le charbon charge issu soit des colonnes de lixiviation ou des colonnes de charbon est transporté de la station de traitement vers l'usine au moyen d'une citerne en inox de capacité 1,5 tonnes. [15]

II.5.5.1. Lavage du charbon :

A l'aide d'une pompe on injecte le charbon avec de l'eau à haute pression vers une colonne de lavage en PVC d'une capacité de 2 tonnes.

On ajoute une solution de 200L d'acide chlorhydrique HCl qui monte d'en bas et qui passe à travers les filtres qui retiennent le charbon pour éliminer les impuretés pendant 2 heures. Ce temps de séjour est nécessaire pour que le pH qui était de 3 à 4 devient neutre afin d'éviter la formation de HCN. Si au bout de ce temps, il n'y a pas eu neutralisation, on ajoute de la soude caustique NaOH d'une concentration de 99,99%.

L'eau de lavage est filtrée avant d'être évacuée vers les tas de lixiviation.

II.5.5.2. La désorption :

Le charbon lave neutralise alimente une colonne de dilution d'inox ou une solution est injectée afin de dissoudre l'or adsorbé par le charbon.

La solution injectée est préparée dans une citerne remplie d'eau (de 1 à 1,5m) + 0.1% (1 tonne) de cyanure (NaCN) + 3% de soude caustique (NaOH).

Cette solution est chauffée à une température qui varie de 110°C à 130°C par des échangeurs de chaleur.

Le rapport du cyanure dans la solution mélangée avec le charbon est de 19000ppm.

Une fois l'or libère, on obtient une solution aurifère. [22]

II.5.5.3. Régénération du charbon :

Le charbon récupère passe à travers un tamis pour enlever les particules fines puis il est rincé à l'eau pour enlever la solution cyanurée résiduelle, ensuite on le nettoie par une solution chaude d'acide (HCl ou HNO₃) aux environs de 80 à 90°C. On le rince après avec une solution basique pour enlever les dépôts minéraux.

Après ce nettoyage, le charbon est réactive dans un four à une température de 600° à 800°C pendant 20 min. A la sortie, le charbon est refroidi à la température ambiante. Le traitement thermique doit éviter de former des ultrafines qui entraîneraient des pertes d'or.

II.5.5.4. L'électrolyse :

L'électrolyse est la dernière étape du processus d'extraction de l'or. La solution aurifère passe dans une cellule d'électrolyse qui opère généralement sous une tension de 4.2 à 5 volts et avec un courant continu de 900 ampères contenant 8 cathodes et 8 anodes; des lames métalliques en alliage inoxydables; pendant au moins 24h. Les cations Au⁺ sont attirés par les cathodes ou ils vont capter les électrons (e⁻) donnant ainsi le métal d'or Au.

On récupère les cathodes chargées d'or et on les lave avec un jet d'eau à haute pression. La solution enrichie en or passe ensuite à travers un filtre presse pour obtenir un concentré humide d'or appelé bourbe. [22]



Figure II.21: Cellule d'électrolyse

II.5.5.5. Calcination :

Après la récupération de la bourbe, on lui effectue un séchage (calcination) dans un four à 300°C pendant 12 heures.

II.5.5.6. Fusion :

Après la calcination, un mélange de fondants contenant 50 % en masse de Borax, 25% de Silice et 25% de carbonates de sodium) est ajoutée afin d'abaisser la température de fusion. Le mélange sera ensuite introduit dans un four à 1200°C pendant 3 heures, le fondu obtenu sera versé dans des moules en acier. [22]

La densité de l'or lui permet de précipiter en bas et les impuretés en haut.



Figure II.22 : Lingot d'or

II.6. Conclusion :

Le processus d'extraction d'or passe par plusieurs étapes (abatage, chargement, transport, stockage, concassage, travaux de laboratoire).

L'exploitation du minerai se fait à ciel ouvert, après l'identification de la zone minéralisée par les travaux d'exploration ;

L'ENOR exploite actuellement les filons 8 et 9.

Le minerai est traité au cyanure suivant sa teneur par deux procédés de lixiviation ; en cuve (minerai riche $T > 8\text{g/t}$) et en tas (minerai moyen $1 < T < 8\text{g/t}$).

Plusieurs facteurs influent sur la cyanuration de l'or (le cyanure, le pH, la température et l'oxygène, l'agitation, la surface de contact).

Le lingot d'or produit a une pureté de 80% en or, 15 à 18% d'argent et 2 à 3% autres métaux.

Chapitre III : Teneur de coupure

III.1. Introduction :

Les compagnies d'exploitation minières font affaire avec les compagnies de géostatistiques qui ont, soit quelques doutes, ou pire, un problème avec l'estimation des ressources ou des réserves et teneur de coupure de leurs gisements. [24]

Avec l'explosion de logiciels miniers, virtuellement chacun peut calculer des ressources ou réserves à partir de données de trous de forage en quelques jours ou même quelques heures et la teneur de coupure à partir des données de marché.

Pour les renseignements chiffrés sur les teneurs et les puissances ou volumes minéralisés, il est essentiel de les faire figurer sur les mêmes plans ou sur des plans superposables, le coût élevé des travaux de reconnaissance impose la meilleure utilisation possible de leurs résultats.

Leur étude est particulièrement importante pour les gisements à faibles teneurs, une faute d'estimation pouvant, dans de nombreux cas, rendre déficitaire un dépôt jugé rentable ou inversement, faire rejeter un dépôt qui aurait pu se révéler rentable.

C'est pourquoi de telles études ont été développées en particulier sur les gisements de métaux à faible teneur, par exemple dans les mines d'or d'Afrique de Sud, mais il est évident qu'elles ont également un intérêt dans d'autres cas ; en fournissant davantage de renseignements, elles peuvent permettre de réduire les frais de recherches. [25]

III.2. Définitions : [26]

III.2.1. Teneur (en une substance donnée) :

Rapport pondéral de la quantité de substance utile considéré au poids sec du volume de minerai, contenant cette même quantité de substance.

III.2.2. Teneur géologique :

Teneur de minerai en place estimée à partir des seules données géologiques (t_0), cette teneur, peu significative pour l'exploitation, est remplacée en général par la teneur (t), en place.

III.2.3. Teneur en place :

Teneur de minerai en place est estimée à partir du minerai compte tenu des contraintes générales d'exploitation.

III.2.4. Teneur de coupure (cutoff grade) :

En général, une teneur de coupure doit permettre de sélectionner du minerai générant assez de revenus pour couvrir tous les coûts jugés pertinents, ces derniers varient en fonction de la situation particulière de chaque mine. La valeur de la teneur de coupure se réfère au volume unitaire de sélection (sondage, godet de pelle, volée, panneau,...).

La teneur de coupure possède une signification économique : elle consiste à un instant donné et un stade de l'exploitation du minerai, afin de débloquent deux lignes de conduites : soit exploiter un gisement ou le laisser en place, soit traiter le minerai ou le rejeter.

III.2.5. Teneur de coupure optimale :

Teneur de coupure qui par son choix permet de maximiser le bénéfice. Ce maximum peut être évalué par des critères d'évaluation économique par exemple les coûts d'extraction, prix du marché...etc.

III.2.6. Teneur de coupure limite (Breakeven grade) :

Teneur à laquelle le revenu récupérable du minerai est égal aux coûts d'exploitation.

III.3. Types de teneur de coupure : [23]

Les teneurs de coupure sont utilisées pour définir la portion du matériel qui sera considérée au niveau de la mine, au niveau du moulin et parfois au niveau de la fonderie.

III.3.1. Teneurs de coupure de planification (étape préliminaire) :

Au cours de l'exploration et aux différentes étapes de la planification de l'exploitation d'un gisement, une teneur de coupure est nécessaire pour définir géographiquement et quantitativement les limites du minerai potentiel.

Puisqu'aucune information précise sur l'exploitation minière éventuelle n'est encore connue au début de l'exploration d'un gîte, la teneur de coupure de planification à cette étape est semi-quantitative: elle vise à prédire de façon satisfaisante la valeur du minerai qui pourra éventuellement être exploité ou traité.

En général, les ressources sont calculées pour un certain nombre de teneurs de coupure.

Exemple:

Tableau III.1 : Dépôt de cuivre à basse teneur à différents teneurs de coupure

Ressources	Teneur T.C	T.C	Tonnes de cuivre obtenues moyenne
957 MT	0.7	0.1	6, 699,000
749 MT	0.84	0.3	6, 291,000
435 MT	1.14	0.6	4, 959,000

III.3.2. Teneurs de coupure d'opération :

La teneur de coupure d'opération est nécessaire au début de l'exploitation pour déterminer à court terme quelle portion du minerai peut être gardée en réserve et quelle portion peut être acheminée. On distingue 03 types de teneur de coupure d'opération :

- Teneur de coupure à la mine : Le minerai au-dessus de la teneur de coupure est exploité, celui en dessous reste sur place.
- Teneur de coupure au concentrateur : Le minerai (extrait) au-dessus de la teneur de coupure est acheminé vers l'usine de traitement pour être concentré. Le minerai sous la coupure est jeté ou entreposé pour une concentration ultérieure.
- Teneur de coupure à la fonderie (plus rare) : Le concentré au-dessus de la teneur de coupure est raffiné et vendu. La teneur de coupure peut aussi être appliquée à des impuretés présentes dans le concentré.

Les décisions sur les teneurs de coupure sont prises au moment de la production, même si ces teneurs de coupure ont d'abord reçu une première évaluation à l'étape de la planification.

La teneur de coupure peut aussi s'appliquer de façon inverse (ex. teneur maximale de phosphate acceptable dans un concentré de fer).

Tableau III.2 : Influence de la teneur de coupure d'opération

Milieu opératoire	Effet de la teneur de coupure
Mine	Dimension des chantiers, distance des chantiers.
Concentrateur	Si du minerai doit être sorti de la mine, il se peut qu'il ne soit pas économiquement rentable de le traiter.
Fonderie	Une teneur trop basse peut être refusée ou pénalisée ; s'il y a trop d'impuretés elles peuvent retourner au concentrateur.

III.4. Facteurs qui affectent le choix des teneurs de coupure d'opération : [23]

- Le prix : Une hausse de l'or par exemple permet d'exploiter avec profit du minerai présentement non rentable. On pourrait donc abaisser la teneur de coupure d'opération à la mine, d'un autre côté si l'on prévoit que cette hausse du prix peut n'être que de courte durée, on pourrait au contraire décider d'augmenter temporairement la teneur de coupure à la mine de façon à produire le plus d'or possible durant cet intervalle de temps et profiter ainsi des prix à la hausse. Cette dernière dépend grandement du type d'exploitation utilisée et de la possibilité ou non de retourner chercher du minerai délaissé.
- la méthode d'exploitation : Pour une exploitation souterraine, la teneur de coupure est calculée pour chacune des méthodes de minage, puisque les coûts de production varient d'une méthode à l'autre, pour une exploitation de surface les coûts de production sont déterminés pour chaque bloc inclus dans le modèle de blocs de l'exploitation spécifique.
- Développements technologiques: Diminution du coût d'exploitation ou de concentration, extraction d'autres minéraux devenus en demande.
- L'évolution de l'exploitation: À cause de l'actualisation, dans les critères d'évaluation, il est souvent désirable de débiter l'exploitation à une teneur de coupure plus élevée en exploitant une zone plus riche (produire plus de métal plus rapidement) et de rajuster la teneur de coupure à un niveau plus bas par la suite.
- Politiques internes et stockpiling : La possibilité d'emmagasiner du minerai permet de sélectionner à la mine du minerai de basse teneur qui sera éventuellement exploité suivant une hausse du prix du métal.
- Dimensions des installations en opération : Influence directe sur les coûts des capacités de production plus grandes permettent un coût de production à la tonne plus faible et permettent donc d'abaisser la teneur de coupure. De plus, les unités de sélection (les volumes que l'on peut vraiment sélectionner comme économiquement rentables) deviennent plus grandes.
- Besoins du concentrateur : Afin de maximiser la récupération au concentrateur, il est important de fournir un minerai le plus homogène possible. Ceci peut nécessiter la dilution de minerai à fortes teneurs ou au contraire l'ajout de minerai à forte teneur à du minerai de faible teneur.

En général, une teneur de coupure doit permettre de sélectionner du minerai générant assez de revenus pour couvrir tous les coûts jugés pertinents. Les coûts jugés pertinents varient en fonction de la situation particulière de chaque mine. Ils varient aussi selon le point de vue des auteurs.

Globalement, on rencontre deux approches différentes: [23], [26]

- Approche de Taylor: les coûts pertinents sont uniquement les coûts d'exploitation.
- Si le concentrateur fonctionne à pleine capacité, on considère les coûts fixes et les coûts variables.
- Si le concentrateur ne fonctionne pas à pleine capacité, on ne considère que les coûts variables.

En effet, à pleine capacité du concentrateur, un minerai dont la teneur ne permet pas de couvrir l'ensemble des coûts fixes et variables entraîne une perte. Par contre, si le concentrateur est en attente de minerai, il vaut mieux fournir un minerai plus pauvre que de ne pas fournir du tout. Si le minerai couvre les frais de traitement, alors la perte encourue sera moindre que si l'on ne fournit rien au concentrateur,

Si les revenus générés par l'exploitation sont actualisés, la teneur de coupure décroît dans le temps, sinon, elle demeure constante (toutes choses étant égales).

- Approche de Lane: les coûts pertinents incluent un coût d'opportunité en plus des coûts d'exploitation.

Le coût d'opportunité est défini par Lane comme l'intérêt sur le capital que représente la partie encore non-exploitée de la mine. C'est en quelque sorte une pénalité pour tarder à exploiter la ressource disponible. L'importance de ce coût est fortement tributaire de la valeur estimée de la ressource et du taux d'intérêt choisi. La conséquence directe de l'inclusion de ce coût est de hausser la teneur de coupure, surtout en début d'exploitation. Au fur et à mesure que le gisement est exploité, la valeur résiduelle de celui-ci diminue, le coût d'opportunité diminue également ainsi que la teneur de coupure. À la fin de l'exploitation, la teneur de coupure obtenue par Lane rejoint celle obtenue par Taylor. Les mêmes considérations concernant l'utilisation à pleine capacité ou non du concentrateur s'appliquent ici. Si le concentrateur ne fonctionne pas à pleine capacité, on négligera les coûts fixes et les coûts d'opportunité dans le calcul de la teneur de coupure.

Dans les deux cas, mais surtout dans l'approche de Lane, deux autres facteurs importants viennent influencer la détermination de la teneur de coupure:

- Les attentes concernant l'évolution du prix des métaux.

- La capacité technologique de récupérer ultérieurement le minerai à plus faible teneur laissé sur place.

Pour le premier facteur, considérons ce qui se produit lorsque le prix du métal diminue. Théoriquement, il faut exploiter à une teneur de coupure plus élevée pour rencontrer les coûts d'exploitation. Ce comportement est correct si l'on prévoit que le prix du métal n'augmentera pas dans un avenir proche. Si au contraire on prévoit une hausse à court ou moyen terme (disons sur un horizon de 1 ou 2 ans), alors il serait plus rentable d'écouler maintenant du minerai plus pauvre et de conserver le minerai plus riche pour plus tard (les gains futurs compensant pour les pertes actuelles). Évidemment, il est extrêmement difficile de prévoir les prix des métaux même sur un horizon de deux ans et l'exercice demeure périlleux.

Concernant la capacité technologique de récupérer du minerai délaissé, ce facteur dépend en grande partie du mode d'exploitation de la mine. Si l'on peut récupérer le minerai délaissé, alors on peut se permettre d'appliquer plus facilement une haute teneur de coupure. S'il est impossible de récupérer du minerai délaissé, alors la teneur de coupure sera nécessairement revue à la baisse (et il sera impossible d'appliquer directement l'approche de Lane).

La figure suivante montre graphiquement l'évolution possible de la teneur de coupure au cours de l'exploitation de la mine.

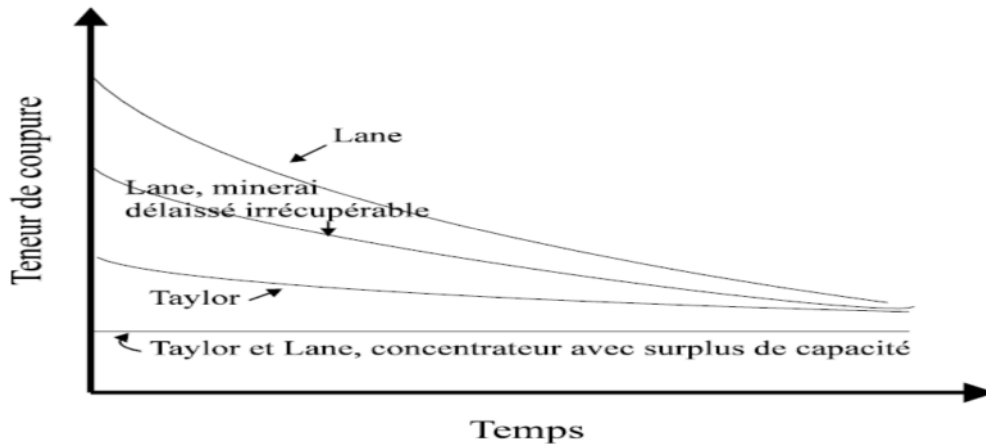


Figure III.1 : Evaluation de la teneur de coupure avec le temps selon Lane et Taylor

Note: Les approches de Lane et de Taylor supposent que l'on connaît la distribution des teneurs sur lesquelles on effectue la sélection. Ici toutes les notions de géostatistique portant sur l'effet du support et de l'information disponible doivent être pleinement considérées.

Le concept de teneur de coupure optimale nécessite au préalable la définition de 3 teneurs de coupure limite et de 3 teneurs de coupure d'équilibre. Taylor (1972) démontre que la teneur de coupure optimale est nécessairement une de ces 6 teneurs de coupure.

III.5. Teneurs de coupure limite : [23]

Les teneurs de coupure ne peuvent être choisies entièrement librement, elles doivent tenir compte de la capacité des installations et du marché. Si l'on choisit une très forte teneur de coupure par exemple, il faut être en mesure de développer suffisamment de minerai pour pouvoir alimenter le concentrateur. De même, plus de concentré sera produit et l'on doit s'assurer que des débouchés existent pour ce concentré.

Lane et Taylor reconnaissent 3 facteurs limitatifs importants. Pour chacun correspond une teneur de coupure limite.

- limite de la mine (développement et minage).
- limite du traitement du minerai (concentrateur).
- limite du marché (fonderie, contrats de vente).

Mathématiquement cela peut être décrit de la manière suivante :

Soit les variables suivantes:

c: teneur de coupure ;

x_c : proportion du matériau minéralisé sélectionné (fonction de la teneur de coupure) ;

g_c : teneur moyenne du minerai sélectionné (après dilution; fonction de la teneur de coupure) ;

y: taux de récupération du concentrateur ;

p: prix d'une tonne de métal ;

k: coût de mise en marché d'une tonne de métal (fonderie, raffinage, transport, assurance, etc...);

h: frais variables de traitement d'une tonne de minerai (concassage, remontée, concentration) ;

m: frais variables de minage d'une tonne de matériau minéralisé (développement, forage, sautage, incluant stérile) ;

f: frais fixes (administration, ingénierie, frais de capital) ;

F: coûts d'opportunité. Lane (1988) définit ce terme comme étant le revenu que rapporterait un montant égal à la valeur présente du gisement placé à un taux d'intérêt spécifié ;

- M:** capacité de minage (matériau minéralisé) ;
- H:** capacité de traitement (minerai sélectionné) ;
- K:** capacité du marché (métal) ;
- v:** profit net généré par une unité de matériau minéralisé ;

Utilisant ces définitions, on voit que 1 tonne de matériau minéralisé donne x_c tonne de minerai, et $x_c g_c y$ tonne de métal.

Dans ce qui suit, on considère à tour de rôle que la mine est le facteur limitatif, puis le concentrateur, puis le marché (fonderie). Dans chaque cas, il faut convertir la capacité de l'installation en équivalent « tonnes de matériau minéralisé » et répartir les frais fixes en \$/tonne matériau minéralisé. Ainsi, la mine a une capacité de M tonnes de matériau minéralisé, le concentrateur traite H tonnes de minerai soit H/x_c tonnes de matériau minéralisé et le marché a une capacité de K tonnes de métal soit $K/(g_c y)$ tonnes de minerai et $K/(g_c y x_c)$ tonnes de matériau minéralisé.

III.5.1. La mine comme facteur limitatif :

M tonnes de matériau minéralisé sont minées et doivent supporter les frais fixes. La fonction de profit net à maximiser vaut donc:

$$v = (p-k)x_c g_c y - x_c h - m - (f+F)/M \dots \dots \dots (1)$$

Le terme $x_c g_c y$ représente le métal produit.

Le terme $(p-k)x_c g_c y$ représente le revenu brut obtenu de la vente de ce métal ;

m : est le coût de minage encouru pour avoir accès au matériau minéralisé et récupérer le minerai ;

$x_c h$: est le coût de traitement du minerai ;

$(f+F)$: représente les frais fixes et le coût d'opportunité ;

$(f+F)/M$: représente le coût par tonne miné dû aux frais fixes.

Dans (1), les termes m et $(f+F)/M$ ne dépendent pas de la teneur de coupure adoptée.

On peut aussi bien maximiser :

$$v_2 = (p-k)q_c y - h x_c \dots \dots \dots (2)$$

Où $q_c = x_c g_c$, la courbe de profit net par tonne de matériau minéralisé en fonction de la teneur de coupure possède un seul maximum atteint en c_1 . Comme il existe une relation monotone entre c et x_c , on peut aussi bien dériver par rapport à x_c que par rapport à c (le x_c

optimal identifie automatiquement le « c » optimal). Posant la dérivée de (2) par rapport à x_c égale à zéro et notant que $C = \frac{\partial q_c}{\partial x_c}$, on trouve :

$$C_1 = \frac{h}{y(p-k)} \dots\dots\dots(3)$$

Cette teneur de coupure exprime le fait que le concentrateur et le marché sont en attente, tout le matériau qui permet de rencontrer les coûts variables d'exploitation générera un profit supplémentaire.

On notera que dans ce cas de figure, la teneur optimale ne dépend aucunement du facteur temps (lequel est inclus dans le terme d'opportunité F).

III.5.2. Le concentrateur comme facteur limitatif :

Les frais fixes sont couverts par le minerai traité au concentrateur. La fonction de profit net à maximiser est:

$$v = (p-k)x_c g_c y - x_c h - m - (f+F)x_c / H \dots\dots\dots(4)$$

Le terme $x_c g_c y$ représente le métal produit ;

Le terme $(p-k)x_c g_c y$ représente le revenu brut obtenu de la vente de ce métal ;

m : est le coût de minage encouru pour avoir accès au matériau minéralisé et récupérer le minerai ;

$x_c h$: est le coût de traitement du minerai ;

$(f+F)$: représente les frais fixes et le coût d'opportunité ;

$(f+F)x_c / H$ représente le coût par tonne miné dû aux frais fixes (Pour traiter H tonnes, on a dû miner H/x_c tonnes) ;

Par une analyse semblable à la section précédente, on peut éliminer le terme « m » de la fonction à maximiser et exprimer la fonction à maximiser sous la forme :

$$v_2 = (p-k)q_c y - h x_c - x_c (f+F) / H \dots\dots\dots(5)$$

Dérivant par rapport à x_c , on trouve que la teneur de coupure maximisant cette fonction est:

$$C_2 = \frac{h + (f+F) / H}{y(p-k)} \dots\dots\dots(6)$$

On notera que cette fois le facteur temps intervient dans la détermination de la teneur de coupure par la présence du terme **F** (coût d'opportunité).

III.5.3. Le marché comme facteur limitatif :

Les frais fixes doivent être supportés par la quantité de métal produite. La fonction de profit net à maximiser s’écrit alors:

$$v = (p-k)x_c g_c y - x_c h - m - (f+F)x_c g_c y / K \dots\dots\dots(7)$$

Le terme $(f+F)x_c g_c y / K$ représente les coûts fixes par tonne miné. En effet, pour vendre K tonnes de métal, on aura dû miner $K/(x_c g_c y)$ tonnes de matériau minéralisé.

Comme précédemment, le terme « m » peut être oublié, on obtient alors :

$$v_2 = (p-k)q_c y - x_c h - (f+F)q_c y / K \dots\dots\dots(8)$$

Tout comme précédemment, dérivant par rapport à x_c , on trouve :

$$C_3 = \frac{h}{\left[(p-k) - \frac{f+F}{K} \right] y} \dots\dots\dots(9)$$

Si on hausse la teneur de coupure, un surplus de métal sera produit qui ne pourra être vendu ou qui ne pourra être pas raffiné et on aura encouru des frais d’exploitation supplémentaires (les coûts de développement pour le minage seront supérieurs). Si on baisse la teneur de coupure, alors on aura un manque de métal encourageant une perte.

Notons que dans les formules précédentes, on a nécessairement: $c_1 < (c_2, c_3)$

Note: On notera que la détermination des 3 teneurs de coupure limites ne demande pas de connaître la distribution des teneurs du gisement. Ce ne sera pas le cas toutefois pour les teneurs de coupure d’équilibre et la teneur de coupure optimale.

III.6. Teneur de coupure d’équilibre :

Les teneurs de coupure précédentes ont été déterminées en fonction des caractéristiques économiques et des limites de capacité de chaque composante séparément. On peut aussi définir 3 autres teneurs de coupure basées uniquement sur la distribution des teneurs des blocs de sélection. Ces teneurs, dites d’équilibre sont telles qu’elles assurent que les éléments pris 2 à 2 sont en équilibre en terme de quantité traitée (mine-concentrateur, concentrateur-marché, mine-marché).

III.6.1. Paire mine-concentrateur :

La teneur de coupure est choisie telle que:

$$x_c M = H$$

I.e. la teneur de coupure permet de sélectionner suffisamment de minerai pour faire fonctionner le concentrateur à pleine capacité.

III.6.2. Paire concentrateur-marché :

La teneur de coupure est telle que:

$$g_c y_H = K$$

I.e. la quantité de métal produite au concentrateur ($g_c y_H$) est égale à la capacité du marché.

III.6.3. Paire mine-marché :

La teneur de coupure est telle que:

$$x_c g_c y_M = K$$

I.e. la quantité de métal produite par la mine $x_c g_c y_M$ est égale à la capacité du marché.

III.7. Teneur de coupure optimale :

Lane (1988) démontre que la teneur de coupure optimale est nécessairement soit une teneur de coupure limite, soit une teneur de coupure d'équilibre. Il s'agira de la teneur de coupure parmi ces 6 teneurs qui génère le profit par tonne de matériau minéralisé (« v ») le plus élevé tout en fournissant une solution réalisable. Pour déterminer la teneur de coupure optimale, on applique la méthode suivante:

Pour chaque paire:

- Si la teneur d'équilibre est comprise entre les 2 teneurs limites correspondantes, on conserve la teneur d'équilibre; si elle est supérieure à la plus grande, on conserve la teneur limite supérieure; si elle est inférieure, on conserve la teneur limite la plus faible.
- La teneur optimale est la teneur intermédiaire parmi les 3 teneurs déterminées précédemment.

Pour plus de détails, disons simplement que ce résultat peut se visualiser graphiquement. Chaque courbe de profit net correspondant aux 3 facteurs limites a un maximum correspondant à la teneur limite.

Pour une teneur de coupure « c » donnée, si l'on trace une verticale, on obtient 3 points d'intersection. La valeur par tonne minéralisée que l'on peut atteindre est le point le plus bas de ces 3 points d'intersection (puisque les 2 autres excèdent la capacité d'une des installations). En se déplaçant sur la courbe la plus basse (solution réalisable), on trouve un point maximum qui ne peut être qu'un point d'intersection de 2 courbes (teneur de coupure d'équilibre) ou un point maximum d'une des courbes (teneur de coupure limite).

Note: un certain nombre d'hypothèses ont été implicitement formulées par Lane pour arriver à ce résultat. En particulier, il considère que seuls la teneur moyenne et le tonnage au-dessus d'une teneur de coupure sont fonctions de celle-ci. Ceci n'est pas tout à fait vrai. En effet, la dilution normalement augmente avec la teneur de coupure, le taux de récupération au concentrateur peut fluctuer en fonction de la teneur du minerai traité et le facteur 'F' peut aussi varier en fonction de la teneur de coupure. Dans ce cas, une approche itérative devra être utilisée.

Taylor (1972) rapporte qu'habituellement la teneur de coupure d'opération des mines est égale ou inférieure à la médiane des valeurs des unités de sélection.

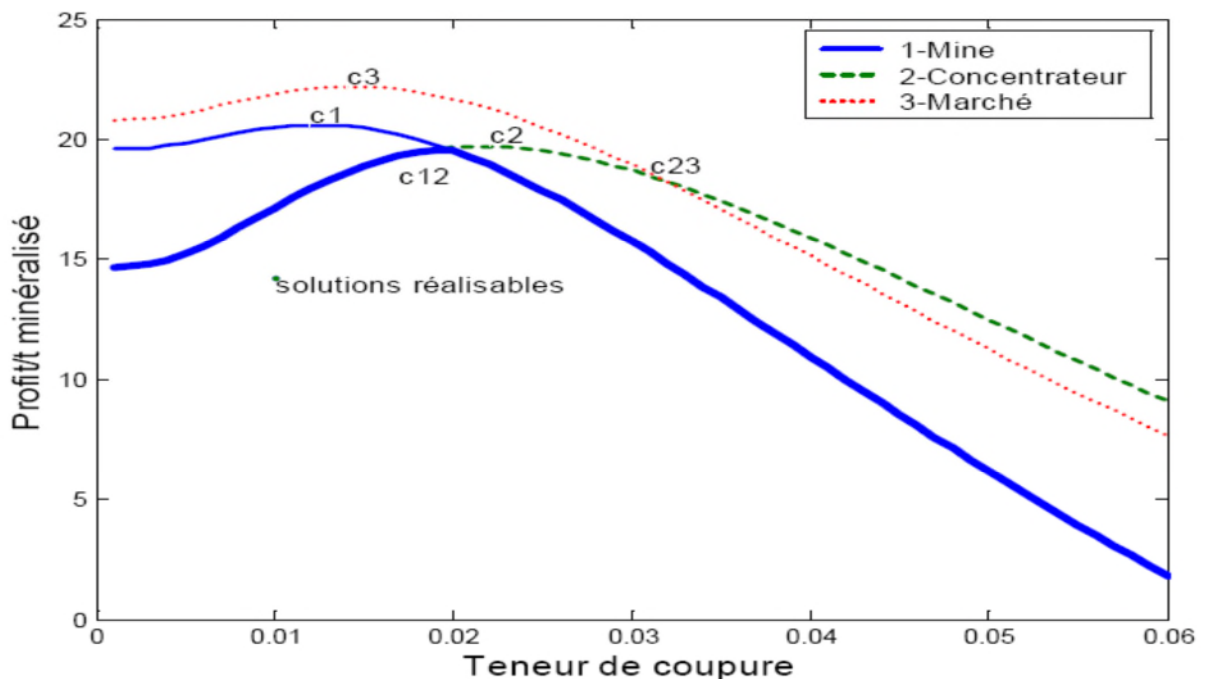


Figure III.2 : Profit vs teneur de coupure

III.8. Importance de la qualité de l'estimation des teneurs : [23]

La qualité de l'estimation des teneurs est extrêmement importante au plan économique. Il faut réaliser que la sélection s'effectue toujours à partir de valeurs estimées mais que le métal contenu dans les blocs sélectionnés dépend de la teneur vraie et non de la teneur estimée. Deux paramètres influencent la qualité de l'estimation:

- La quantité (et la qualité) d'information disponible.
- La qualité de la méthode d'estimation utilisée.

En général, les estimateurs peuvent être plus ou moins précis et ils peuvent être avec ou sans biais. Le meilleur estimateur est le plus précis possible et sans biais. Le biais peut être global ou conditionnel. S'il est global, alors la moyenne de tous les estimés ne

coïncide pas avec la moyenne du gisement. S'il est conditionnel, alors la moyenne des blocs dont l'estimateur prend une valeur donnée ne coïncide pas avec cette valeur. Cette dernière propriété est plus difficile à rencontrer que le biais global, un estimateur peut à la fois être globalement sans biais et montrer un fort biais conditionnel. Le biais global est habituellement rattaché à la qualité des données prélevées et on ne peut y changer grand-chose. On le rencontre surtout lorsqu'on échantillonne les forages de production ou les galeries. Il se peut que l'échantillonnage ne représente pas équitablement toutes les granulométries présentes (phénomène de ségrégation), ce qui introduit normalement un biais. Au contraire, l'échantillonnage de carottes est habituellement sans biais, du moins lorsque la récupération de la carotte est complète.

Le biais conditionnel, lui, est davantage lié au type d'estimateur choisi. Un des estimateurs qui montre le moins de biais conditionnel est le krigeage. Toutes les méthodes basées sur des extensions géométriques montrent habituellement un biais conditionnel qui peut être assez important.

On doit bien comprendre que toute opération sélective s'effectue à partir de valeurs estimées, jamais à partir des vraies valeurs des blocs qui sont inconnues.

Le diagramme suivant aide à comprendre les conséquences importantes de cet état de fait:

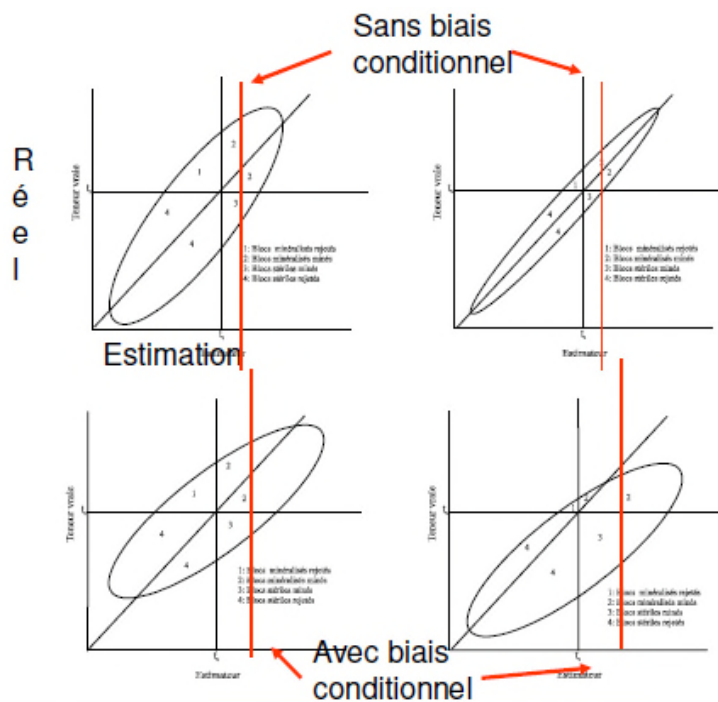


Figure III.3 : L'estimation des teneurs

Les ellipses représentent l'ensemble des valeurs possibles pour l'estimateur et les vraies valeurs. Les 2 diagrammes du haut montrent des estimateurs sans biais et sans biais conditionnel. Ils sont sans biais car la valeur moyenne sur l'axe des x est égale à la valeur moyenne sur l'axe des y. Ils sont sans biais conditionnel car si on tire une droite parallèle à l'axe des y (donc si on fixe la valeur estimée) la valeur moyenne obtenue tombe sur la droite à 45° (i.e. la moyenne des vraies valeurs est égale à l'estimé pour chaque valeur de l'estimé). Le diagramme de gauche montre un estimateur moins précis que celui de droite. Il est facile de voir que le taux de mauvaise classification $((1+3)/(1+2+3+4))$ est beaucoup plus faible avec le meilleur estimateur. Conséquemment, plus de métal sera récupéré, moins de dilution sera encourue et plus de profits seront obtenus. Dans les deux cas, on obtiendra à peu près ce qui était prévu par l'estimateur en termes de tonnage et teneur au-dessus de la teneur de coupure. La différence entre les deux estimateurs est ici sans doute due essentiellement à la quantité d'information disponible. Ceci démontre qu'il peut être très rentable d'obtenir cette information.

Le cas des deux estimateurs du bas est plus grave. Celui de gauche est sans biais global mais montre un biais conditionnel prononcé. Celui de droite est biaisé globalement et conditionnellement. Dans les deux cas, on récupérera, pour un tonnage fixé, beaucoup moins de métal que prévu au moment de l'estimation (dilution de nature statistique), ces deux graphes correspondent à la situation la plus courante dans les mines. L'exemple de droite correspond à l'estimation que l'on pourrait obtenir à partir de données fortement biaisées comme celles parfois rencontrées avec les forages de production.

III.9. Concepts de dilution : [28], [23]

Il y a deux types de dilution:

III.9.1. La dilution de nature statistique :

Liée à une mauvaise sélection des blocs, on peut diminuer cette dilution en augmentant la quantité (et la qualité) de données disponibles et en utilisant un bon estimateur (krigeage). À proprement parler, il ne s'agit pas de dilution (plutôt un biais conditionnel) mais les effets concrets sont les mêmes que pour la dilution opérationnelle.

III.9.2. La dilution de nature opérationnelle :

Reliée à l'exploitation des blocs devant être sélectionnés, même si l'on connaissait parfaitement les teneurs de chaque bloc du gisement, il serait toujours impossible d'aller les chercher exactement, une partie de stérile serait récupérée inévitablement et du minerai

serait laissé en place, ce type de dilution peut être diminué en améliorant les méthodes de minage.

Il faut aussi noter que la position relative des blocs minéralisés dans la mine influence l'application de la teneur de coupure. Dans certains cas, pour récupérer des blocs minéralisés on devra inclure des blocs non-économiques, dans d'autres cas, on abandonnera des blocs économiques demandant un développement trop onéreux, ceci est particulièrement vrai dans le cas de mines souterraines.

III.10. Relations de Lasky : [28]

Lasky (1950) a noté empiriquement pour des gisements de cuivre deux observations que l'on s'est rendu compte par la suite être valable très fréquemment :

La moyenne au-dessus d'une teneur de coupure ($m(c)$) et le logarithme de la proportion du tonnage au-dessus d'une teneur de coupure ($T(c)$) sont reliés approximativement linéairement

$$m(c) = a - b \ln T(c)$$

Où « c » est la teneur de coupure et « a » et « b » sont des constantes (positives) spécifiques à chaque gisement, on peut démontrer, dans le cas log normal, que cette relation est bonne tant que la variance du logarithme (naturel) des teneurs est inférieure à 4 (c'est habituellement le cas). En pratique, on n'utilisera cette loi que pour obtenir une approximation grossière.

La moyenne au-dessus de la teneur de coupure est approximativement égale à la teneur de coupure plus une constante:

$$m(c) = b + c ; c = d[M(c) T(c)]/dT(c).$$

Ces deux relations, obtenues empiriquement par Lasky, sont rigoureusement valides uniquement dans le cas de la loi exponentielle (et dans ce cas particulier, on a : $a=b=m$). Pour la distribution lognormale (plus courante) une meilleure relation est donnée par $m(c)=e+f*c$ (e et f des constantes à déterminer) comme l'indique la figure suivante pour la loi log normale, de moyenne 1 et de variance 1, 2 et 4 :

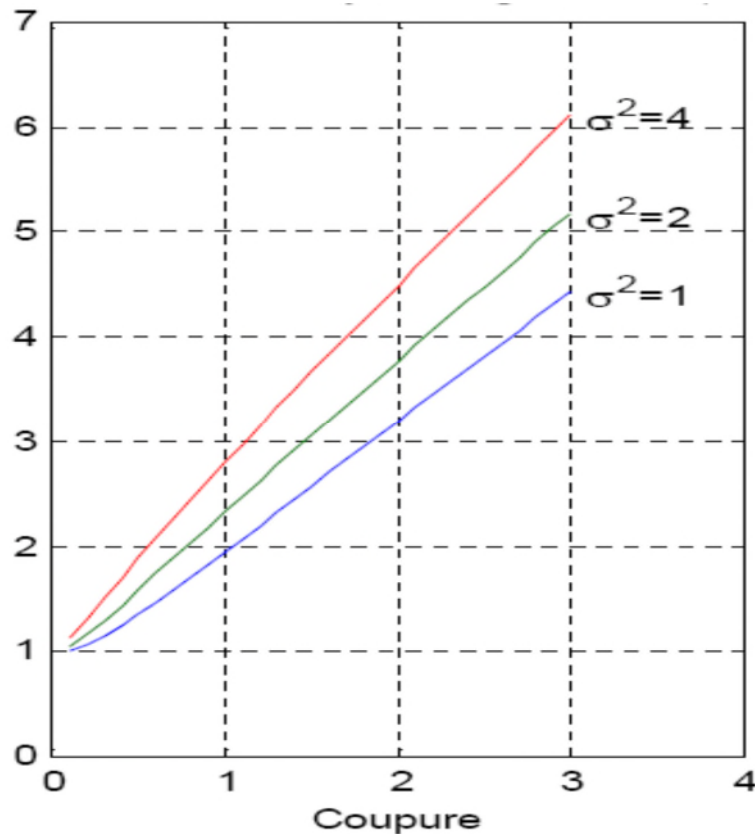


Figure III.4 : Relation de Lasky ; loi log normal (m=1)

On note une relation pratiquement linéaire à partir d'une certaine coupure, toutefois alors que la pente est près de 1 pour $\sigma^2=1$, elle est environ de 1.5 pour $\sigma^2=4$, ce qui est contraire à la loi de Lasky.

Ces relations ne constituent qu'un guide grossier, pour vraiment déterminer la teneur au-dessus de la teneur de coupure, il faut modéliser le gisement par géostatistique et bien tenir compte du support sur lequel la sélection sera opérée.

III.11. Teneur de coupure selon le type d'exploitation : [28]

Taylor, 1972, reconnaît 3 grands types d'exploitation. Il indique les étapes de l'exploitation pour chaque type où il est important d'établir les teneurs de coupures.

- Mine souterraine, gisement tabulaire mince et variable.
- Mine souterraine, gisement massif ou tabulaire épais.
- Mine en fosse, gisement massif ou disséminé.

III.11.1. Gisement de type A :

Souterrain, en veines minces, erratiques, orientations variables, grande extension dans toutes les directions. Ex : Veines de quartz aurifère. La définition de la minéralisation exige un échantillonnage très serré. La mise en valeur exige un développement long, ardu

et très sophistiqué, ce développement peut ensuite servir à la préparation du chantier d'abattage.

Les réserves accessibles représentent plusieurs années d'exploitation, ce sont les seules réserves connues, l'exploitation est laborieuse mais flexible.

Teneurs de coupure: Considérant la connaissance détaillée du gisement, la principale teneur de coupure définira quoi abattre, une coupure secondaire peut sélectionner l'acheminement vers le moulin.

III.11.2. Gisement de type B :

Souterrain: métaux de base, gisements tabulaires, épaisseurs supérieures à 20m, minéralisations massives, régulières.

Ex. Gisement Ansil, Noranda, si disséminé, le minerai se prolonge dans les épontes. L'évaluation peut être faite sans développement, le développement secondaire a peu d'avance sur l'exploitation, les réserves sont grandes, mais le minerai immédiatement accessible est limité, peu de flexibilité.

Teneurs de coupure: Le développement a pour principal objectif la préparation à l'abattage. Généralement, ce qui est développé sera abattu, la première coupure décidera donc quoi développer, quelquefois même avant le développement primaire, considérant que les teneurs varient peu, la teneur de coupure définira souvent les limites du gisement.

Ces gisements ont généralement deux teneurs de coupure en série:

- a) pré-développement;
- b) extraction du minerai broyé.

III.11.3. Gisement de Type C :

Carrière. Minéralisations de type Cu-Mo porphyrique. Ex. Mines Gaspé, Murdochville. Gisement massif, minéralisation irrégulière, souvent zoné, coeur riche, bordures plus pauvres, extension verticale et horizontale de plusieurs centaines de mètres, limites du gisement mal définies, les teneurs basses (<1%), seule l'exploitation en carrière est rentable, mais elle exige un forage intensif pour l'évaluation à partir de la surface, l'exploitation exige un gros capital.

Teneurs de coupure: La teneur de coupure de planification aide à prédire les limites probables de la carrière, la principale coupure: quelle partie des roches broyées ira au moulin, coupure secondaire pour évaluer la partie qui sera conservée temporairement sur une pile avant d'être acheminée au moulin.

III.12. Remarques importantes : [27]

Coût d'opportunité « F » est difficile à déterminer. Il dépend du type de gisement, du mode d'opération et de la teneur de coupure utilisée. Taylor implicitement pose $F=0$. C'est probablement la pratique la plus courante.

Au fur et à mesure que l'on exploite le gisement, la distribution des teneurs du matériau restant à être exploité change (facteur temps).

Ne connaît pas la distribution des teneurs dans le gisement => teneurs d'équilibre mal définies.

Dans la pratique on opère sur des estimations :

- Utiliser la distribution des teneurs estimées pour déterminer les teneurs d'équilibre.
- Utiliser un estimateur sans biais conditionnel.

III.13. Conclusion :

La teneur de coupure démarque deux lignes de conduites: soit exploiter un gisement ou le laisser en place, soit traiter le minerai ou le rejeter ; [23]

La teneur de coupure de planification aide à prédire les limites probables de la carrière ;

Les teneurs de coupure limites sont indépendantes des distributions des teneurs ;

Les teneurs de coupure d'équilibre sont indépendantes des prix et des coûts ;

La teneur de coupure optimale peut être une des teneurs de coupure limites ou d'équilibre (celle ayant « v » max et réalisable) ; elle varie de façon discrète-continue en fonction de paramètres qui eux varient de façon continue. [27]

Chapitre IV : Calcul de la teneur de coupure de la mine d'or Amesmessa

IV.1. Introduction :

Durant notre stage pratique au niveau de la mine d'or Amesmessa, il est important de relever l'influence de la teneur de coupure sur les zones extraites. Par la suite il fallait suivre les travaux et relever les données mensuelles de la production ainsi que les dépenses y afférentes.

IV.2. Détermination des variables liées au calcul de la teneur de coupure :

IV.2.1. Détermination de h :

h : les frais variables de traitement d'une tonne de minerai (concassage, concentration).

$$h = \frac{\text{les frais de traitement mensuel}}{\text{la quantité de minerai extraite mensuellement}}$$

IV.2.1.1. Concassage :

D'après la fiche technique du concasseur type feed 966 et l'étude de faisabilité préparé par RSG global on behalf : [5]

Le coût horaire de concassage est : 5 751.2 Da/h ;

Le taux de travail de concassage : 12 h/jour ;

Le coût mensuel de concassage: **2 070 432 Da.**

IV.2.1.2. Concentration :

Les frais de concentration concernent les produits utilisés au traitement.

Tableau IV.1 : Les produits utilisés dans la concentration [32]

Désignation produit	Consommation (Kg/t)	Coût (Da/Kg)
Cyanure de sodium	0.5	218.94
Charbon actif	0.35	455.97
Chaux	3	7.06
Soude caustique	0.056	75
Acide chlorhydrique	0.061	49.62
Carbonate de sodium	0.0016	43.14
Borax	0.0032	154.08
Floculant	0.014	617.1
Boulet chromée	2	106.11

La quantité moyenne du minerai traitée mensuellement est de 18 300 t.

Tableau IV.2 : Les prix des produits consommés dans un mois [32]

Désignation produit	Consommation (Kg)	Coût (Da)
Cyanure de sodium	9 150	2 003 301
Charbon actif	6 405	2 920 487.85
Chaux	54 900	387 594
Soude caustique	1 024.8	76 860
Acide chlorhydrique	1 116.3	55 390.8
Carbonate de sodium	29.28	1 263.1
Borax	58.56	9 022.9
Floculant	256.2	158101.02
Boulet chromée	36 600	3 883 626
Le prix total		9 495 646.67

Les frais totaux de la consommation des produits de concentration sont de **9 495 646.67Da**.

Les frais de traitement mensuel = frais de concassage + frais de concentration.

Application numérique :

Les frais de traitement mensuel = 9 495 646.67 + 2 070 432

Les frais de traitement mensuel = **11 566 078.67Da ;**

La production mensuel de minerai = **14 874 tonnes ;**

Les frais variables de traitement d'une tonne de minerai :

$h = 777.60 \text{ Da/tonne}$

IV.2.2. Détermination de p :

p : prix d'un gramme de métal.

Données de base :

1 once Troyes = (gr)	Taux de change USD vs DZD
31,1035	80,00

Cours moyen OR		
Prix unitaire	USD	DZD
Once	1225,00	98 000,00

USD : Dollar American ;

DZD : Dinar Algérien.

Donc le prix unitaire d'un gramme d'or est de **3 150.77 DA** ;

IV.2.3. Détermination de y :

y : taux de récupération du concentrateur.

Le taux de récupération du concentrateur est de **83 %**.

IV.2.4. Détermination de k :

k : coût de mise en marché d'un gramme de métal (fonderie, raffinage, transport, assurance, etc...).

D'après la raffinerie d'Alger (AGNOR), le coût de mise en marché d'un gramme de métal (Or) est de **200 Da/gramme**.

IV.2.5. Détermination de f :

f : frais fixes (administration, ingénierie, frais de capital).

Tableau IV.3 : Les frais fixes de la mine d'Amesmessa

Les frais	Les coûts (Da/mois)
Administration et ingénierie	50 000 000
Base de vie	7 500 000
Gardiennage	5 000 000
Transport	1 500 000
Maintenance du parc	3 000 000
Maintenance de l'usine	5 000 000
Intérêt (6.5% du capital)	87 000
Le prix total	72 087 000

Les frais fixes sont de **89 353 000 Da/mois**.

IV.2.6. Détermination de H :

H : capacité de traitement (minerai sélectionné).

Tableau IV.4 : La production (minerai) annuelle de la mine d'Amesmessa

	Unité	Total
Minerai concassé	Ton	178 492
Teneur	g/t	3,1
% Récupération	%	83%
Production Doré	G	463 963

La capacité de traitement du minerai est de **14 874 t/mois**.

IV.2.7. Détermination de K :

K : capacité du marché (métal).

g_c : teneur moyenne du minerai = 7 g /t

$$K = g_c \cdot y \cdot H$$

$$K = 7 \times 0.83 \times 14\,874$$

$$K = 86\,417 \text{ g / Mois}$$

La capacité de du marché de la mine est : **86.417 kg/mois**

IV.2.8. Détermination de M :

M : capacité de minage = H / x_c ;

x_c : taux de découverte = 50 % ;

$$M = 14\,874 / 0.5$$

$$M = 29\,748 \text{ t}$$

IV.2.9. Détermination de m :

m : frais variables de minage d'une tonne de matériau minéralisé (forage, sautage, chargement et transport) ;

$$m = \frac{\text{Les frais de forage} + \text{les frais d'abattage} + \text{les frais de chargement et transport}}{\text{Capacité de minage}}$$

IV.2.9.1. Le forage :

Dans un mois on réalise :

- Une distance forée de 33 609 m/mois (pendant la période de notre stage : mars).

Tableau IV.5 : Forage à réaliser (année 2015) [31]

Mois (année 2015)	Nombre total de trous	Forage à réaliser (m)
Janvier	5 804	33 663
Février	5 240	30 393
Mars	5 795	33 609
Avril	5 601	32 488
Mai	5 771	33 473
Juin	5 538	32 123
Juillet	5 678	32 931
Aout	5 632	32 665
Septembre	5 427	31 475
Octobre	5 590	32 420
Novembre	5 335	30 945
Décembre	5 363	31 107

Avec :

Ecartement : 2.5 m ;

Espace : 2.8 m ;

Profondeur : 5 m ;

Sous foration : 0.8 m.

- Accessoires nécessaires pour le forage :

Tableau IV.6 : Consommation des accessoires de forage [31]

Mois (année 2015)	Taillant	Emmanchement	Allonge
Janvier	42	11	17
Février	38	10	15
Mars	42	11	17
Avril	41	11	16
Mai	42	11	17
Juin	40	11	16
Juillet	41	11	16
Aout	41	11	16
Septembre	39	10	16
Octobre	41	11	16
Novembre	39	10	15
Décembre	39	10	16

Tableau IV.7 : Les prix des accessoires de forage (mars) [31]

	Durée de vie (m/unit)	Nombre de pièces utilisées	Prix unitaire (DA)	Prix total des pièces (DA)
Taillant	800	42	44 351.02	1 862 742.48
Emmanchement	3 000	11	36 376.38	400 140.18
Allonge	2 000	17	71 141.14	1 209 399.38
Prix total des accessoires de forage				3 472 282.04

Donc le prix total des accessoires de forage pour forer 33 609 m/mois est de :
3 472 282.04 Da.

- Consommation de gas-oil :

Le type de sondeuse : TAMROCK (PINTRA 1500) avec une capacité de forage : 25 m/h et une consommation de gas-oil de 40 litres/heure.

Tableau IV.8 : Consommation du gas-oil de la sondeuse [29]

Mois (année 2015)	Consommation de gas-oil
Janvier	53 860.8
Février	48 628.8
Mars	53 774.4
Avril	51 980.8
Mai	53 556.8
Juin	51 396.8
Juillet	52 689.6
Aout	52 264
Septembre	50 360
Octobre	51 872
Novembre	49 512
Décembre	49 771.2

Durant le mois de Mars, la sondeuse consomme 53 774.4 litres.

D'après l'ENOR le prix d'un litre du gas-oil est de 14.26 Da. [31]

Donc le prix total de la consommation du gas-oil de la sondeuse pour forer 33 609 m/mois est de **766 822.94 Da.**

- En résumé :

Les frais totaux de la foration du mois de mars est de : **4 239 104.98 Da**

IV.2.9.2. Abattage :

- La quantité des matériaux minéralisés abattue durant le mois de mars est de 150 904 m³.

Tableau IV.9 : La quantité de masse rocheuse (année 2015) [31]

Mois (année 2015)	Masse rocheuse (m³)
Janvier	151 144
Février	136 464
Mars	150 904
Avril	145 870
Mai	150 290
Juin	144 231
Juillet	147 858
Aout	146 665
Septembre	141 320
Octobre	145 564
Novembre	138 943
Décembre	139 670

Avec :

Un taux de découverte : 50%.

Une teneur moyenne de minerai : 7 g/t.

- Consommation d'explosif :

Tableau IV.10 : Consommation d'explosif (année 2015) [31]

Mois (année 2015)	Marmanit (Kg)	Anfomil (Kg)	Cordeau détonant (m)
Janvier	30 229	60 458	52 235
Février	27 293	54 585	47 162
Mars	30 181	60 362	52 152
Avril	29 174	58 348	50 413
Mai	30 058	60 116	51 940
Juin	28 846	57 692	49 846
Juillet	29 572	59 143	51 100
Aout	29 333	58 666	50 687
Septembre	28 264	56 528	48 840
Octobre	29 113	58 226	50 307
Novembre	27 789	55 577	48 019
Décembre	27 934	55 868	48 270

Avec :

Consommation spécifique : 0.6 Kg/m³ ;

Cordeau détonant : 12g/m.

Tableau IV.11 : Les prix de consommation d'explosif [29]

	Quantités	prix unitaire (Da)	Prix total (Da)
Marmanit	30 181 Kg	162.06	4 891 132.86
Anfomil	60 362 Kg	134.29	8 106 012.98
Cordeau détonant	52 152 m	44.94	2 343 710.88
Prix total d'explosif			15 340 856.72

Ajoutant l'utilisation de :

276 Relais détonant : 161 280.6 Da ;

184 DEI : 32 794.32 Da. [30]

- En résumé :

Les frais totaux de l'abattage dans le mois de Mars est : **15 534 931.64 Da.**

IV.2.9.3. Chargement et transport :

Les frais de chargement et de transport concernent la consommation du gas-oil.

Tableau IV.12 : Consommation du gas-oil des engins de chargement et de transport

Mois (année 2015)	Chargeuse (L)	Excavatrice (L)	Camions (L)
Janvier	7 979	31 326	68 824
Février	7 207	28 283	62 139
Mars	7 979	31 276	68 714
Avril	7 722	30 233	66 422
Mai	7 979	31 149	68 435
Juin	7 722	29 893	65 676
Juillet	7 979	30 645	67 327
Aout	7 979	30 397	66 784
Septembre	7 722	29 290	64 350
Octobre	7 979	30 169	66 283
Novembre	7 722	28 797	63 268
Décembre	7 979	28 948	63 599

Avec une consommation horaire :

Camion : 18 L/h ;

Chargeuse : 20 L/h ;

Excavatrice : 31L/h.

La capacité de camion est de : 9.6 m³/cycle (4 cycles/h) ;

Le taux de chargement de l'excavatrice est de : 130 m³/h. [29]

Tableau IV.13 : Les prix de consommation du gas-oil des engins (mois mars) [31]

	Consommation (L)	Prix unitaire (Da)	Prix total (Da)
Camion	68 714	14.26	979 861.64
Chargeuse	7 979	14.26	113 780.54
Excavatrice	31 276	14.26	445 995.76
Prix total de la consommation (Da)			1 539 637.94

- En résumé :

Les frais totaux de la consommation du gas-oil des engins de chargement et de transport sont de **1 539 637.94 Da**.

Les frais variables de minage = les frais de forage + les frais d'abattage + les rais de chargement et transport

Application numérique :

Les frais variables de minage mensuel = 4 239 104.98 +15 534 931.64+1 539 637.94

Les frais de traitement mensuel = **21 310 674.56 Da ;**

La capacité de minage = **29 748 tonnes ;**

Les frais variables de traitement d'une tonne de minerai :

m = 716.37 Da/tonne

IV.3. Calcul numérique de la teneur de coupure :

IV.3.1. Calcul de la teneur de coupure de la mine (C₁) :

$$C_1 = \frac{h}{y(p-k)}$$

$$C_1 = \frac{777.60}{0.83(3\ 150.77-200)}$$

C₁ = 0.31 gramme/tonne
--

IV.3.2. Calcul de la teneur de coupure du concentrateur (C₂) :

$$C_2 = \frac{h + (f + F) / H}{y(p - k)}$$

$$C_2 = \frac{777.6 + \frac{72\,087\,000}{14\,874}}{0.83(3\,150.77 - 200)}$$

C₂ = 2.29 gramme/tonne
--

IV.3.3. Calcul de la teneur de coupure du marché (C₃) :

$$C_3 = \frac{h}{\left[(p - k) - \frac{f + F}{K} \right] y}$$

$$C_3 = \frac{777.6}{\left[(3\,150.77 - 200) - \frac{72\,087\,000}{86\,417} \right] 0.83}$$

C₃ = 0.44 gramme/tonne
--

Remarque :

On a obtenu: C₁ < (C₂, C₃) ; C₃ < C₂ ; selon Taylor la mine d'Amesmessa est rentable.

La teneur de coupure limite est de 2.29 g /t.

IV.4. Détermination du profit net de la mine :

v : profit net généré par tonne de matériau minéralisé ;

$$v = (p - k) x_c g_c y - x_c h - m - (f + F) / M$$

$$v = (3\,150.77 - 200) * 0.5 * 7 * 0.83 - 0.5 * 777.6 - 716.37 - 72\,087\,000 / 29\,748$$

v = 5 043.56 Da/t

Remarque :

Après avoir calculé les valeurs des profits nets du marché et du concentrateur, on a obtenu les mêmes valeurs que celle de la mine.

Afin d'augmenter le profit net, on doit :

- Diminuer « m » ;
- Diminuer « h », ou « k » ou augmenter « p » ;
- Diminuer « F » ;
- Augmenter « M » ;
- Augmenter « H ».

IV.5. Conclusion :

Le minerai au-dessus de la teneur de coupure de la mine est exploité, celui en dessous reste sur place ;

Le minerai (extrait) au-dessus de la teneur de coupure du concentrateur est acheminé vers l'usine de traitement pour être concentré. Le minerai sous la coupure est jeté ou entreposé pour une concentration ultérieure (mis sur des haldes séparées) ;

Le concentré au-dessus de la teneur de coupure de la fonderie est raffiné et vendu. La teneur de coupure peut aussi être appliquée à des impuretés présentes dans le concentré ;

Les teneurs de coupure d'équilibre dépendent uniquement de la distribution des teneurs ; pour M, H et K donnés, il se peut que les teneurs d'équilibre n'existent pas.

Conclusion générale :

Au terme de ce mémoire, nous pouvons citer comme principaux résultats obtenus:

La morphologie des corps minéralisés est complexe ;

Les travaux réalisés ont montré l'intérêt économique des potentialités aurifères des bérissites et des zones d'altération qui renferment les filons de quartz ;

Ces gisements et filons sont encaissés soit dans des mylonites (partie Sud), des gneiss (partie Nord) ou dans des quartzites (partie centrale) ;

Les réserves les plus notables en or sont localisées dans la partie centrale du gisement (8-9), ou sont concentrées environ 70% des réserves totales (la région d'étude en question) ;

L'exploitation des corps minéralisés est à ciel ouvert, du haut vers le bas, avec transport et tranchés d'accès internes et externes ;

Le contrôle quotidien des paramètres technologiques de l'usine notamment la granulométrie du produit de broyage, par l'analyse granulométrique et la concentration de cyanure de sodium, est plus que nécessaire afin d'assurer un taux de récupération maximum dans la lixiviation ;

La théorie de Taylor et Lane suppose une sélection libre des blocs, c'est-à-dire, on ne tient pas compte de contraintes minières (ex. mine à ciel ouvert) ;

Plusieurs facteurs affectent le choix des teneurs de coupure d'opération dont on trouve le prix, la méthode d'exploitation, développements technologiques, l'évolution de l'exploitation, besoins du concentrateur,etc.

«F» (cout d'opportunité) dans Taylor vaut 0. C'est le seul élément distinguant les deux théories, et il est difficile à déterminer. Il dépend du type de gisement, du mode d'opération et de la teneur de coupure utilisée. Taylor implicitement pose $F=0$. C'est probablement la pratique la plus courante ;

Les teneurs de coupure (C_1, C_2, C_3) sont indépendantes de la distribution des teneurs ;

Les résultats du calcul de la teneur de coupure ont montré que la mine d'Amesmesa est rentable d'un point de vue économique et peut s'avérer aussi plus importante sur l'économie du pays si l'on augmente la capacité productive ou faire un programme bien impliqué ;

La teneur de coupure limite est de 2.29 g /t.

Bibliographie :

- [1] **Bagui Mokhtar** : Rapport géologique bi annuel 2008-2009.Mine d'Amesmesssa. ENOR/Spa ;
- [2] **Lelubre, M.** Recherches sur la géologie de l'Hoggar central et occidental. Thèse, Paris, et Bull, Serv. Carte Géol. Alg., 2e Sér. N°22. (1952) ;
- [3] **Aguerre-Tarenga**, Rapport de stage (Février 2011);
- [4] **Pozdiankov**, Rapport de fin des travaux sur l'évaluation du gisement d'Amesmesssa avec récapitulatif des réserves. Volume 1 Office national de la Recherche Géologique et Minière O.R.G.M Division Sud, p 4-8, 25-28, 35 -36. (01/10/1993);
- [5] **GRD Minproc & ENOR spa.** Amesmesssa Gold Project Bankable Feasibility Study. (2005) ;
- [6] **Ait Hamou F. et Dautria J. M.** Le magmatisme cénozoïque du Hoggar : Une synthèse des données disponibles. Mise au point sur l'hypothèse d'un point chaud. Bull. de Service Géologique de l'Algérie. Vol. 5, n°1, pp. 49-68, (Juin 1994) ;
- [7] **Caby R., Monie P.** Neoproterozoic subductions and differential exhumation of western Hoggar (Southwest Algeria): new structural, petrological and geochronological évidence. Journal of African Earth Sciences 37, 269-293., (2003) ;
- [8] **Allègre, C, Caby, R.** Chronologie absolue du précambrien de l'Hoggar occidental. R. Acad. Sci. Paris, 275, 2095-2098. (1972) ;
- [9] **Djemai S., Bendaoud A., Haddoum H., Ouzegane K et Kienast J.R:** « Les séries archéennes d'Amesmesssa (ouest Hoggar) remobilisées au protérozoïque: cartographie, évolution tectonique et cheminement P-T ». (2009) ;
- [10] **Mohcene A et Bahloule S:** «Contribution à l'étude géologique et minière du gisement d'or d'Amesmesssa (Hoggar occidental, Algérie) », mémoire d'ingénieur, université de Constantine, P133, (2011) ;
- [11] **Semiani A** : « Métallogénie de la zone de cisaillement aurifère Est-Ouzzalienne : structure, pétrologie et géochimie des gisements d'or de Tirek-Amesmesssa (Hoggar occidental, Algérie) », Thèse de doctorat, université de Renne 1, P 262, (1995) ;
- [12] **Attoum, A.** Etude géologique et structurale des mylonites Panafricaines et des minéralisations aurifères associées dans le secteur de Tirek (Hoggar, Algérie). Thèse 3^{ème} cycle Montpellier, 98 p, (1983) ;
- [13] **Djemai S., Bendaoud A., Haddoum H., Ouzegane K et Kienast** : « Apport des images Landsat 7 ETM+ pour la cartographie géologique des terrains archéens en zone

aride : Exemple du terrane de l'In Ouzzal (Hoggar occidental, Algérie), Journée d'animation scientifique (JAS09) de l'AUF Alger, (Novembre 2009) ;

[14] **Ferkous K** : « Filons de quartz aurifère dans une zone de cisaillement lithosphérique panafricaine (Tirek-Amesmessas, Hoggar ouest, Algérie), Thèse de doctorat, université Montpellier 2, P 264, (1995) ;

[15] **Pierre Blazy et El-Aid JDID**. Pour le compte de l'université de Liège. Métallurgie de l'or – Procédés. Techniques de l'ingénieur [m2401] p, 5, 10, 11, 13, 14, Délivré le (17/12/2012) ;

[16] **Jessica Egan**. 2007. Effet de la granulométrie sur la cyanuration de l'or. p 15, 16, 18, 20-23 ;

[17] **Pierre Blazy et El-Aid Jdid**. pour le compte de l'université de Liège. Métallurgie de l'or - Propriétés, économie et ressources. [m2403].p2, 3, 5, Délivré le (17/12/2012) ;

[18] **Davidov YU, Oysiannikov I** : Rapport sur la prospection-Evaluation de la zone aurifère d'Amesmessas (1976/1979) ;

[19] **Sifaoui D, Guemama M** : Contrôle géologique, exploitation à ciel ouvert - ENOR Spa, (novembre 2007) ;

[20] **John N. Gyedu** Géologie minière : La supervision d'exploitation minière (projet de la mine d'or Amesmessas) ;

[21] Procédure du laboratoire Rev1.0, ENOR Spa ;

[22] **Dominique Morin** : pour le compte de l'université de Liège .Biotechnologies dans la métallurgie extractive - Microbiologie et extraction des métaux. Techniques de l'ingénieur [m2238], Délivré le (10/03/2013) ;

[23] **Taylor, H.K.**, General background théorie of cutoff grades, Trans. Inst. Mining Met., Sec. A, vol. 81, A160-179, (1972) ;

[24] **Ait Yahiatene** : Cours d'économie, école nationale polytechnique ;

[25] **Denisw.Carlton, JeffreyM.Perloff** : « Economie industrielle », Chapitre.3: Les couts de production), Edition : BE BOECK université, (1998) ;

[26] **Laati.Azzeddine**, école nationale polytechnique. Mémoire sur la teneur de coupure ;

[27] **Mr lazouni** : économie minière; université Bebb Ezzouar, Teneur de coupure optimale ;

[28] **Taylor**, Trans. Inst. Min. Metall., 94, A204-A216, (1985) ;

[29] Département d'exploitation, ENOR/Spa, Plan d'action d'extraction minière (2014) ;

[30] **Djarfour Djafer** : Plan de tir volée 666, département d'exploitation, ENOR/Spa, (01-2015);

[31] plan annuelle de production année 2015. ENOR/Spa ;

[32] **Mr louz Mohamed**, chef de département procès, ENOR/Spa.

Annexe :

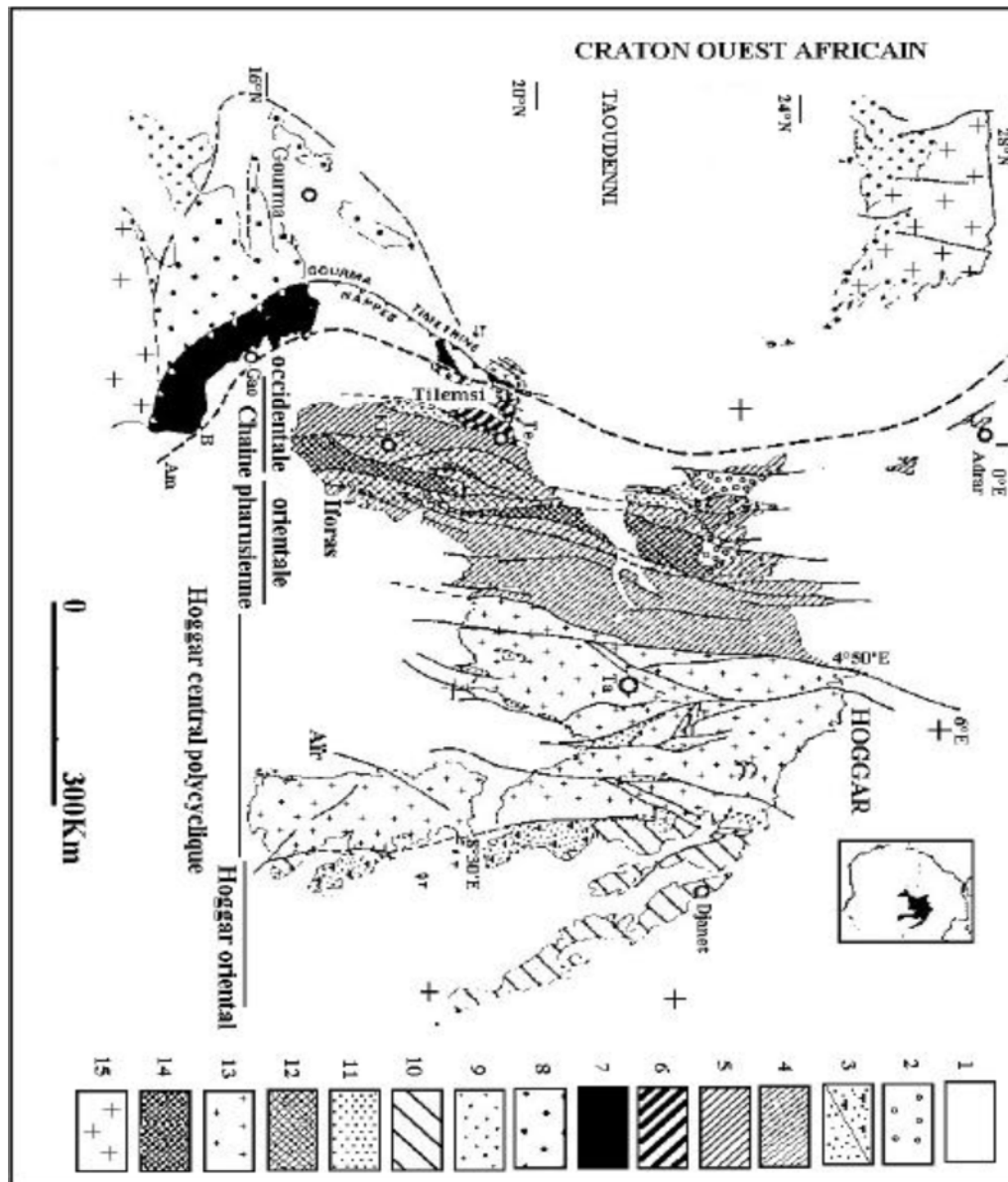


Figure 1: Carte géologique simplifiée du bouclier touareg et des régions adjacentes (modifiée à partir de Caby et al. 1981 et Boulier, 1991).

- 1 - Couverture paléozoïque et mésozoïque.
- 2 - « Série pourrée » molassique ou Nigritien.
- 3- Ceintures schisteuses volcanodétritiques du Protérozoïque supérieur terminal dans le Hoggar central et oriental avec les groupes de Tiririne et du « Proche-Ténére ».
- 4- Greywackes et roches magmatiques de la chaîne Pharusienne orientale.

- 5- Greywackes et roches magmatiques de la chaîne Pharusienne occidentale.
- 6- Greywackes et roches magmatiques de l'arc insulaire de tilemsi.
- 7- Nappes de Gourma et de Timertine.
- 8- Dépôts de bassin de l'aulacogène de Gourma.
- 9- Sédiments de plate-forme du Protérozoïque supérieur.
- 10- Roches indifférenciées du Hoggar oriental (métamorphisme d'environ 730 Ma).
- 11- Gneiss affectés par un métamorphisme tardif HT-BP.
- 12- Gneiss indifférenciés fortement réactivés au Pan- Africain.
- 13- Gneiss pré panafricains réactivés.
- 14- Granulites éburnéennes faiblement réactivées dans la chaîne Pharusienne.
- 15- Dorsales Reguibat et Leo.

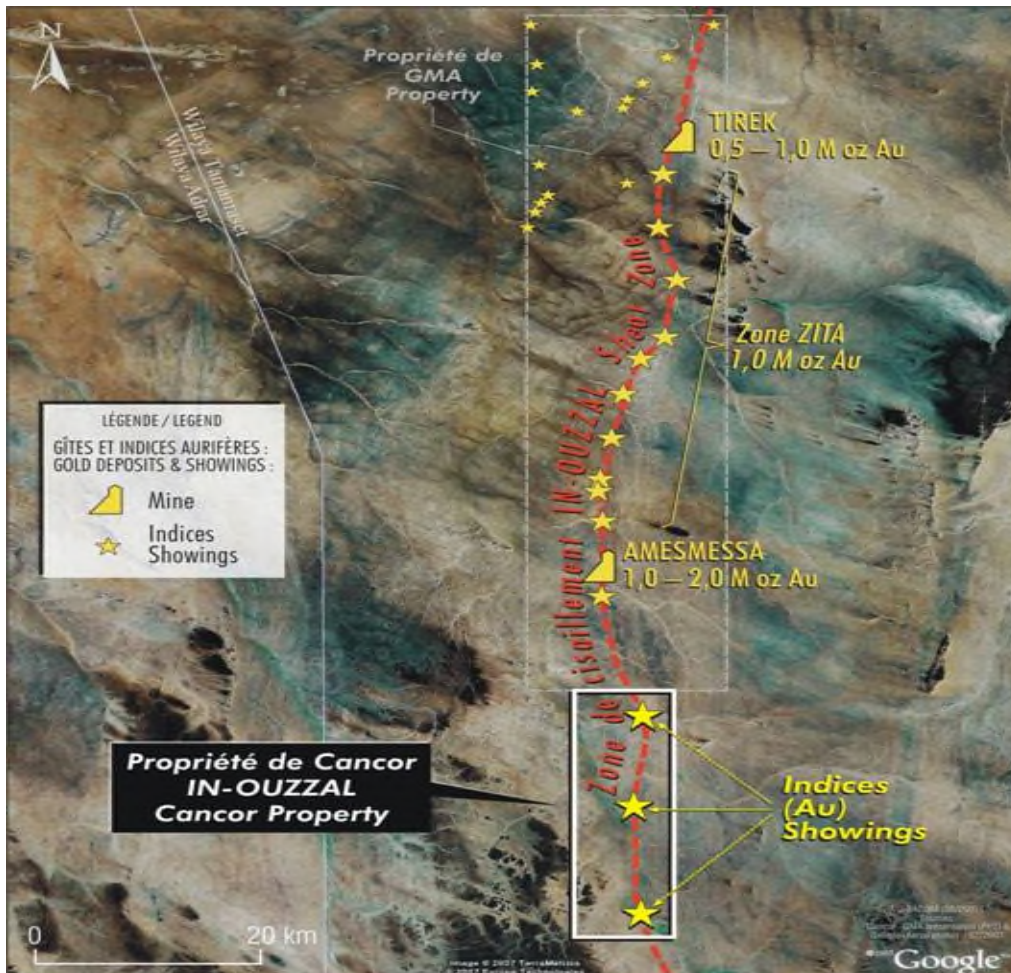


Figure2: Situation du gisement d'Amesmessas à In Ouzzal.

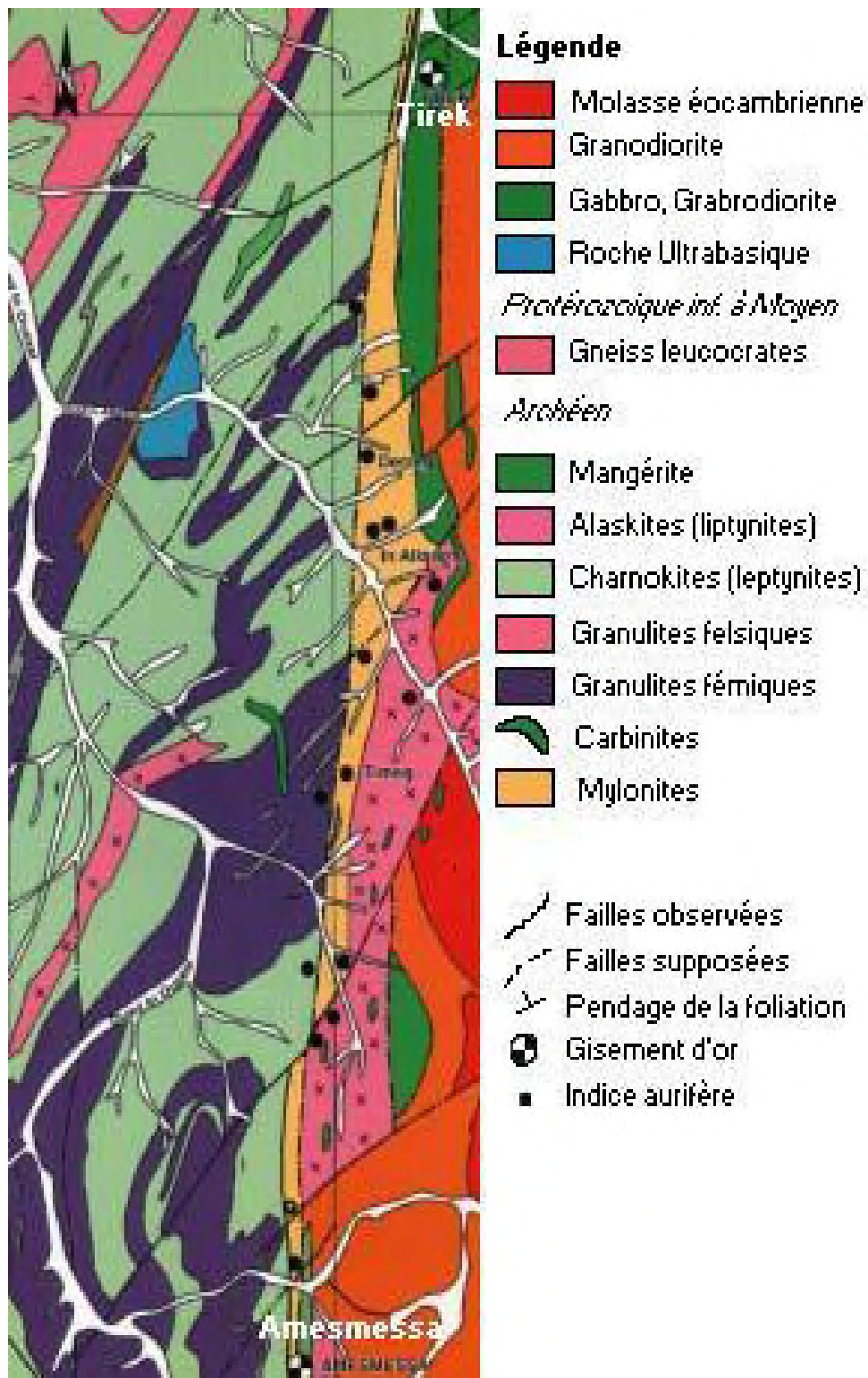


Figure3 : Carte des minéralisations du gisement d'Amesmessa.

Tableau 1: répartition des filons.

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

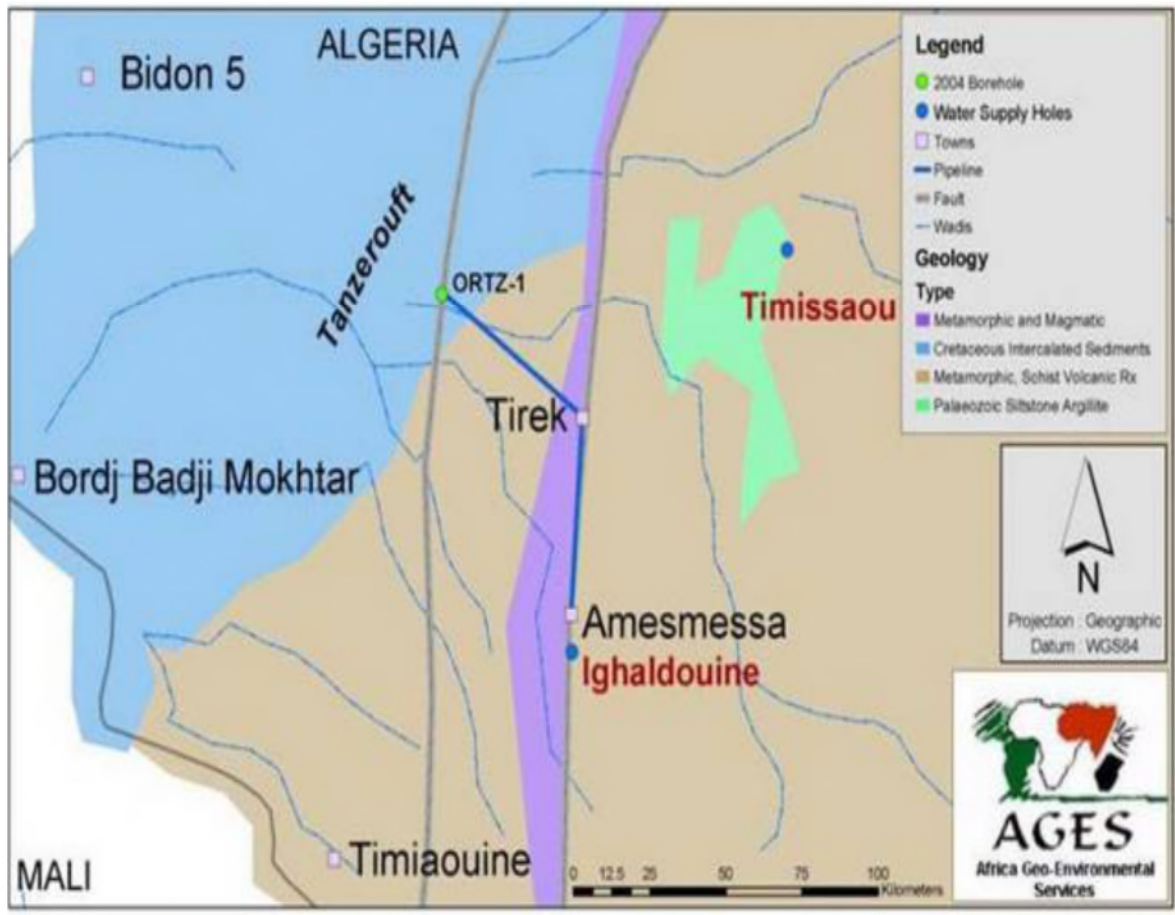


Figure04 : Approvisionnement en eau de la mine d'Amesmessa.

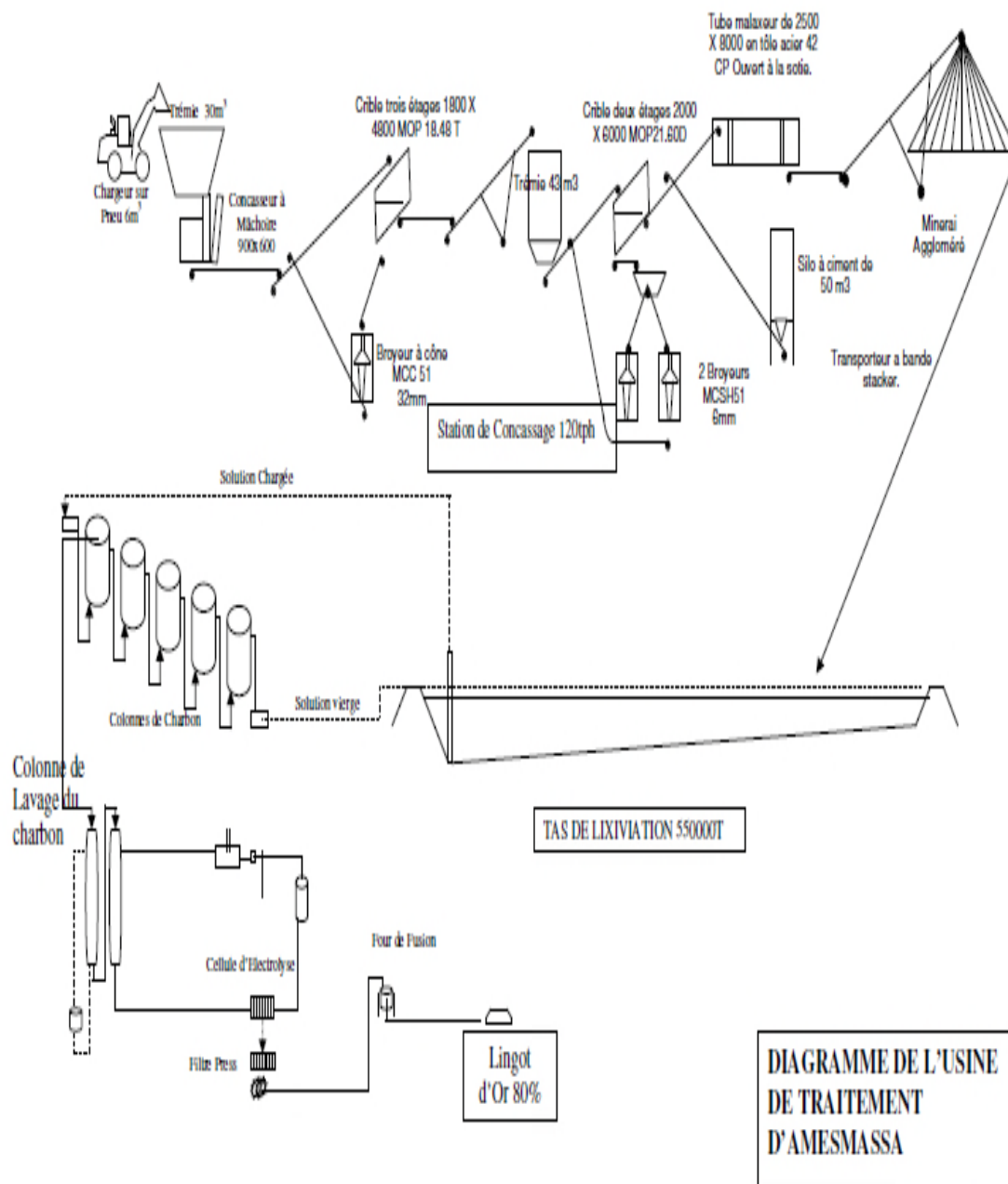
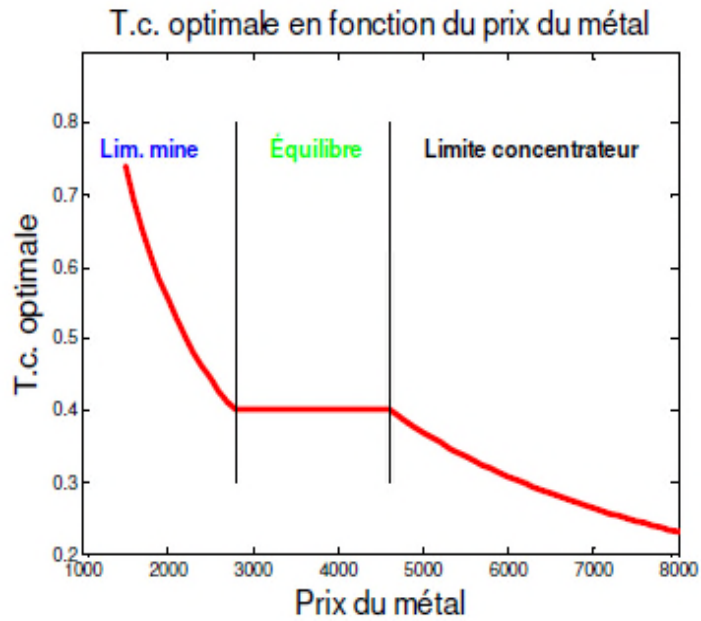
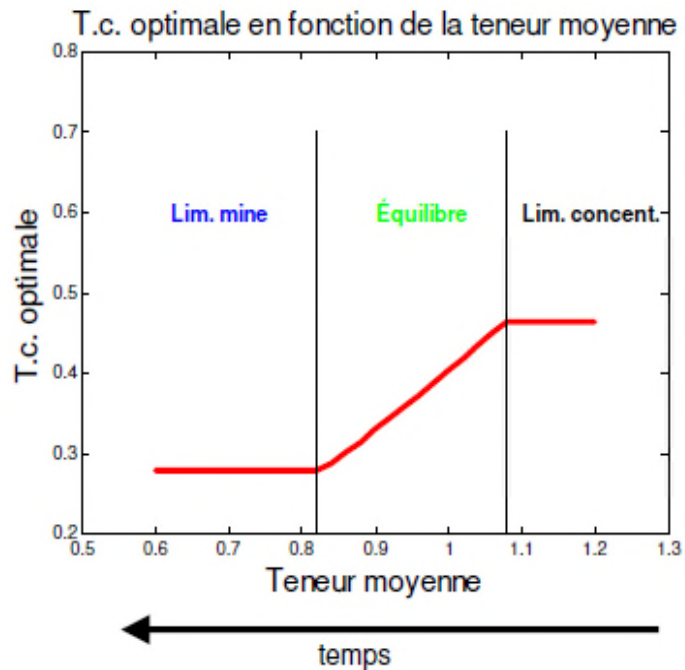


Figure 05 : diagramme de l'usine de traitement d'Amesmassa.



Paramètres utilisés: Distribution lognormale avec: $m=5$; $\gamma=0.9$; $k=0$; $h=10$; $f=20$; $F=0$; $M=4$; $H=3$; $K=9999$; $moy=1$; $s2=1$;

Figure 06 : Effet d'une augmentation du prix du métal sur la Tc. Optimale.



Paramètres utilisés: Distribution lognormale avec: $m=5$; $\gamma=0.9$; $p=4000$; $k=0$; $h=10$; $f=20$; $F=0$; $M=4$; $H=3$; $K=9999$; $s2=1$;

Figure 07 : Effet d'une augmentation de la teneur moyenne sur la Tc. Optimale.

Tableau 02 : Travaux d'excavation de l'année 2014.

		janv-14	févr-14	mars-14	avr-14	mai-14	juin-14	juil-14	août-14	sept-14	oct-14	nov-14	déc-14	TOTAL 2014
Tonnage stérile	t	601 802	542 984	599 890	579 943	596 482	572 489	587 345	582 085	561 078	576 701	550 278	554 031	6 905 110
Tonnage minerais supérieur à 8 gr/t	t	7	40	263	597	1 547	2 469	4 109	5 625	6 692	8 213	11 258	17 335	58 156
Tonnage minerais entre 4 et 8 gr/t	t	57	157	440	495	928	2 311	4 446	6 181	6 985	7 976	9 249	12 938	52 165
Tonnage minerais entre 1 et 4 gr/t	t	193	608	1 937	2 058	3 744	6 049	6 862	8 935	8 627	9 925	12 548	18 557	80 044
Tonnage minerais marginal	t	1 010	919	540	523	369	298	308	244	233	255	282	208	5 189
Total masse rocheuse	t	603 070	544 708	603 070	583 616	603 070	583 616	603 070	603 070	583 616	603 070	583 616	603 070	7 100 663
Total Volume déplacé	bcm	223 359	201 744	223 359	216 154	223 359	216 154	223 359	223 359	216 154	223 359	216 154	223 359	2 629 875
Taux de découverte		2 341,43	675,30	227,41	184,23	95,97	52,89	38,12	28,08	25,17	22,09	16,66	11,35	36,30
Teneur du minerais supérieur à 8 gr/t	g/t	7,46	8,23	9,98	10,86	12,81	11,09	11,00	11,00	11,94	11,43	10,31	11,20	11,14
Or minerais supérieur à 8 gr/t	kg	0	0	3	6	20	27	45	62	80	94	116	194	648
Teneur du minerais entre 4 et 8 gr/t	g/t	4,53	4,20	4,06	3,99	3,89	4,07	4,19	4,27	4,30	4,29	4,31	4,32	4,27
Or minerais entre 4 et 8 gr/t	kg	0	1	2	2	4	9	19	26	30	34	40	56	223
Teneur du minerais entre 1 et 4 gr/t	g/t	1,75	1,31	1,24	1,30	1,31	1,26	1,22	1,32	1,32	1,39	1,52	1,67	1,43
Or minerais entre 1 et 4 gr/t	kg	0,34	0,80	2,40	2,67	4,89	7,60	8,36	11,77	11,40	13,82	19,05	31,01	114
Teneur du minerais marginal	g/t	0,50	0,50	0,46	0,46	0,55	0,60	0,60	0,62	0,63	0,49	0,47	0,63	0,52
Or minerais marginal	kg	0,51	0,46	0,25	0,24	0,20	0,18	0,19	0,15	0,15	0,13	0,13	0,13	3

Tableau 03 : Personnel Mine.

Mois	Fonction	Groupe		Total
		Groupe A	Groupe B	
Décembre / 2011	Chef Département Mine		1	1
	Ingénieur Exploitation Mine	1	1	2
	Ingénieure Mine	1	0	1
	Chef de Carrière	0	1	1
	Assistant Travaux Statistique	1	1	2
	Chef de Poste Forage et Boute Feu	1	1	2
	Chef de Poste principal	2	1	3
	Chef de Poste Forage	2	2	4
	Chef de Poste carrière	3	3	6
	Conducteur Foreuse carrière	7	7	14
	Conducteur Engin carrière	41	39	80
	Chauffeur de camion d'explosif	1	1	2
	Aide Conducteur Foreuse de carrière	1	4	5
	Manœuvre	3	2	5
Total	64	64	128	

Tableau 04 : Une partie de sortie de janvier 2015.

Code article	N° Document	Désignation	Sorties	Prix Unitaire	Cout Global	Affectation Code
12500001	CM-14/000539	MASQUE ANTI POUSSIÈRE - N95 3	20	115,18	2 303,61	20140
23206206	CM-14/000533	6206 - ROULEMENT	1	370,83	370,83	30260
26121909	CM-14/000534	FILTRE A AIR - P535114	2	16 497,38	32 994,75	40320
26420478	CM-14/000538	TAILLANT 7620- 3802-S45 - 7620-	1	36 376,80	36 376,80	20110
26420480	CM-14/000538	ALLONGE 7610- 1137-70 - 7610-11	1	71 141,14	71 141,14	20110
27100050	CM-14/000535	GREASE, THREAD - 0640-F39298	1	14 811,41	14 811,41	20100
27200411	CM-14/000534	HUILE MOTEUR 15W40 NAFTAL	2	51 027,55	102 055,09	40320
26420477	CM-15/000014	EMMANCHEMENT 7600-6025-02 - 76	1	44 351,02	44 351,02	20110
40100020	CM-15/000012	ACIDE CLORHYDRIQUE 35-37%	2,5	580,76	1 451,90	30240
40100042	CM-15/000012	ACIDE NITRIQUE CONDENSE 68%	2,5	2 606,90	6 517,24	30240
40400010	CM-15/000008	CHAUX BROYEE	8	143,89	1 151,11	30260
42100001	CM-15/000017	ANFOMIL	2275	134,29	305 518,83	40310
42150380	CM-15/000017	MARMANITE - 3/80	1650	162,06	267 406,80	40310
42200012	CM-15/000017	DETONATEUR ELECTRIQUE INSTANTA	8	178,23	1 425,84	40310
42200016	CM-15/000017	RELAJ DÚTONNANT	12	584,35	7 012,14	40310
42200018	CM-15/000017	FIL DE TIR - 2CONDUCTOR	500	14,56	7 277,91	40310
42200022	CM-15/000017	CORDEAU - 12GR	1375	44,94	61 798,46	40310
28200000	CM-15/000124	GASOIL (DIESEL)	9300	14,26	28200000	40340

Chapitre IV:

Calcul de la teneur de coupure de la mine d'or Amesmessa

Conclusion générale

Introduction générale

Chapitre III :

Teneur de coupure

Chapitre II :

Production de l'or

Chapitre I :

Présentation de la mine d'Amesmessa

Résumé :

Le gisement aurifère d'Amesmessas situé dans la partie Sud-ouest du Hoggar (Hoggar occidentale) est exploité à ciel ouvert par l'ENOR, celui-ci peut être considéré un potentiel économique pour l'Algérie en vue de ses réserves importantes ainsi que la valeur marchande de l'or.

En plus des études de faisabilité qui ont été faites par l'ENOR, nous avons calculé la teneur de coupure qui est considérée comme l'un des paramètres très importants pour la prise de décision quant à l'exploitation ou non de ce gisement.

Après avoir déterminé cette teneur de coupure, il s'est avéré que le gisement d'Amesmessas est économiquement rentable selon Taylor ($C_1 < C_2$, C_3 et $C_3 < C_2$).

Abstract :

Amesmessas gold deposit located in the southwestern part of the Hoggar (Western Hoggar) is operated by open pit ENOR, it can be considered a economic potential in Algeria for its significant reserves as well the market value of gold.

In addition to feasibility studies that must be done, according to Taylor and Lane must be calculated a parameter called "cut-off grade", which is considered the meeting point of two (2) lines: mine the deposit or leave it in place.

In determining the content it was found that this deposit is economically profitable ($C_1 < C_2$, C_3 et $C_3 < C_2$, according to Taylor), as is also calculating the net profit generated by the production which proved important.