

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
MINISTERE DE L'ENSEIGNEMENT SUPERIEUR ET DE LA RECHERCHE
SCIENTIFIQUE
ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE



DÉPARTEMENT DE GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

En vue de l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

Thème

**Evaluation géologique et minière du gisement de
calcaire d'Ifri**

Proposé par :
ENOF (ALGRAN)

Dirigé Par :
Dr. CHABOU Salima

Réalisé par :
FEKIK Toufik
GHOUMRASSI Belkacem

Promotion : Juin 2012.

École Nationale Polytechnique 10, Avenue Hassan Badi. El-Harrach. Alger.

Dédicaces :

A mes très chers parents

A mes frères, à mes sœurs et à toute ma famille.

A mes amis.

Je dédie ce travail.

Toufik.

Je dédie ce modeste travail à :

Mes très chers parents

Mon frère et mes sœurs

Toute ma famille

Tous mes amis

Tous ceux que j'aime

Belkacem.

Remerciements :

Nous remercions en premier lieu ALLAH, le tout puissant , qui nous a donné la patience, santé et volonté pour bien mener ce modeste travail.

Nous remercions les membres du jury qui nous ont fait l'honneur d'examiner notre travail.

Nous tenons à exprimer nos vifs remerciements et toute nos gratitude à notre promotrice Madame CHABOU S. pour le temps qu'elle nous a accordé et les conseils qu'elle nous a prodigué pour l'élaboration de nos projet de fin d'études.

Nos remerciements s'adressent aussi, à tout le personnel de la direction générale (ALGRAN) et le personnel de l'unité de Keddara.

Nous remercions nos enseignants de l'Ecole Nationale Polytechnique pour leurs efforts voués à nous transmettre le savoir, en particulier ceux du département Génie Minier.

Nous tenons à exprimer notre très grande gratitude, et notre profonde affection à nos chers parents pour leurs encouragements, leur patience et leur grand soutien, durant toutes ces années d'études.

Résumé :

Le calcaire, important dans la construction, est abondant dans la région de Keddara (wilaya de Boumerdès) où la concession d'Ifri est au début de son exploitation. On en a évalué les réserves en utilisant des méthodes différentes.

Dans le cadre de ce travail, nous avons calculé les réserves géologiques par la méthode des courbes de niveau et la méthode des coupes géologiques, et les réserves exploitables par la méthode des coupes topographiques.

Mots clés: réserves géologiques, réserves exploitables, coupes géologiques, calcaire, Ifri.

Abstract :

Limestone, important in the construction industry, is abundant in the area of Keddara (wilaya of Boumerdes) where the concession of Ifri is at the beginning of its exploitation. One evaluated the reserves of them by using different methods.

Within the framework of this work, we calculated the geological reserves by the method of the level lines and the method of the geological cuts, and the reserves exploitable by the method of the topographic cuts.

Key words: geological reserves, exploitable reserves, geological cuts, limestone, Ifri.

ملخص:

الكلس له دور مهم في مشاريع البناء ، و نضرا لكثرتة في منطقة قدارة (ولاية بومرداس) و حيث محجرة إفلري في طور الاستغلال ، لقد قمنا بتقييم المخزون باستعمال عدة طرق .

في اطار هذا العمل ، قمنا بحساب المخزون الجيولوجي بطريقة المنحنيات المستوي و طريقة المقاطع الجيولوجية ، و المخزون القابل للاستغلال بطريقة المقاطع الطبوغرافية.

الكلمات المفتاحية : المخزون الجيولوجي، المخزون المستغل ، المقاطع الجيولوجية، الكلس ، إفلري.

Sommaire

Introduction générale.....	10
Chapitre I : Cadre géologique régional.....	12
Chapitre II : Exploitation et traitement du minerai.....	21
Chapitre III : Ressources et réserves minières et méthodes d'estimation.....	35
Chapitre IV : Calcul des réserves géologiques et minières.....	48
Conclusion générale.....	80
Bibliographie	82
Liste des figures	06
Liste des tableaux	08
Table des matières	88
ANNEXES	87
ANNEXE A :	88
ANNEXE B :	92
ANNEXE C :	112

Liste des figures

Chapitre I

Figure I.1: Localisation de l'unité ALGRAN de Keddara.

Figure I.2: Carte géologique de la région de Keddara (1/50000).

Figure I.3: Localisation topographique de la zone de gisement d'Ifri.

Chapitre II

Figure II.1: Schéma technologique de l'installation BABITLESS.

Figure II.2: Schéma technologique de l'installation secondaire ARJA.

Figure II.3: Schéma technologique de la station de sable ARJA.

Chapitre III

Figure III.1: Relations entre les ressources minérales et les réserves minières.

Figure III.2: Exemple de triangulation de Delaunay et polygones de Voronoi.

Figure III.3: Exemple de triangulation de Delaunay à dix points.

Figure III.4: Prisme trièdre tracé par trois sondages.

Chapitre VI

Figure IV.1: Levé topographique du gisement d'Ifri au 1 /1000^{ème} .

Figure IV.2: Présentation des niveaux d'un massif rocheux.

Figure IV.3: Subdivision des zones de calcul.

Figure IV.4: Carte de délimitations des affleurements.

Figure IV.5: Profils des coupes géologiques.

Figure IV.6: Coupe géologique AA'.

Figure IV.7: Coupe géologique BB'.

Figure IV.8: Coupe géologique CC'.

Figure IV.9: Coupe géologique DD'.

Figure IV.10: Coupe géologique EE'.

Figure IV.11: Coupe géologique FF'.

Figure IV.12: Coupe géologique GG'.

Figure IV.13: Coupe géologique HH'.

Figure IV.14: Coupe géologique II'.

Figure IV.15: Délimitation du secteur de calcul des réserves exploitables.

Figure IV.16: Profils des coupes topographiques.

Figure IV.17: Coupe topographique AA'.

Figure IV.18: Coupes topographiques BB'.

Figure IV.19: Coupes topographiques CC'.

Figure IV.20: Coupes topographiques DD'.

Figure IV.21: Coupes topographiques EE'.

Figure IV.22: Coupes topographiques EE''.

Figure IV.23: Coupes topographiques FF'.

Figure IV.24: Coupes topographiques FF''.

Figure IV.25: Coupes topographiques GG'.

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I.1: Coordonnées UTM du périmètre de la concession.

Chapitre II

Tableau II.1: Planning des travaux préparatoires pour l'année de 2010.

Tableau II.2: Répartition des réserves entre les deux zones 1 et 2.

Tableau II.3: Moyens matériels.

Tableau II.4: Principaux paramètres de tir (a)

Tableau II.5: Principaux paramètres de tir (b)

Tableau II.6: Prévisions par niveau et par mois de l'année 2012 (Ifri).

Tableau II.7: Prévision de la production en tout venant durant la période 2012-2015.

Tableau II.8: Effectif d'exécutions.

Tableau II.9: Moyens matériels.

Tableau II.10: Principales machines de l'installation BABITLESS.

Chapitre III

Tableau III.1: Classification des ressources et des réserves.

Chapitre VI

Tableau IV.1: Coordonnées de la zone de calcul des réserves géologiques.

Tableau IV.2: Calcul des volumes entre les deux niveaux : 850 et 730.

Tableau IV.3: Calcul des volumes entre les deux niveaux : 730 et 540.

Tableau IV.4: Tonnage du calcaire, de l'argile et des marnes entre les niveaux 850 et 540.

Tableau IV.5: Calcul des volumes entre les deux niveaux : 540 et 440.

Tableau IV.6: Calcul des volumes entre les deux niveaux : 440 et 240.

Tableau IV.7: Tonnage du calcaire et du conglomérat entre les niveaux 540 et 240.

Tableau IV.8: Tonnage global du calcaire, conglomérat, et des argile – marnes.

Tableau IV.9: Calcul des volumes de la 2^{ème} partie.

Tableau IV.10: Calcul des volumes de la 1^{ère} partie.

Tableau IV.11: Tonnage global du calcaire, conglomérat, et des argile – marnes.

Tableau IV.12: Coordonnées UTM des points.

Tableau IV.13: Angles de liquidations.

Tableau IV.14: Réserves exploitables.

Tableau IV.15 : Récapitulation des résultats de calcul.

Introduction générale

L'objet de cette étude est de calculer les réserves géologiques et les réserves exploitables du gisement d'Ifri.

La mise en place d'une unité d'exploitation minière nécessite des études d'évaluation préalable notamment la quantification des réserves minérales des sites concernés, pour la poursuite des travaux.

Cette évaluation permet la conduite des opérations d'exploitation et la planification à moyen et long terme.

La première étape importante dans une étude de faisabilité est la détermination des réserves *in situ*. La géostatistique peut aider l'ingénieur d'exploitation à obtenir, à partir des informations disponibles (les carottes de sondages et les échantillons de profondeur), une bonne estimation du tonnage global *in situ* et de la teneur moyenne. Ces informations permettent de décider si un projet mérite des investissements plus importants.

Dans notre cas l'application de la géostatistique n'a pas eu lieu, à cause de la non réalisation des sondages.

On réalise dans cette étude des coupes géologique et des coupes topographique pour voir les variations des épaisseurs et des profondeurs des différentes couches du gisement, et parallèlement on calcule les réserves géologiques et les réserves exploitables à partir de ces coupes.

Nous avons organisé notre travail de la façon suivante :

Chapitre I: présente la géologie régionale et locale de ce gisement.

Chapitre II: décrit la méthode d'exploitation utilisée dans le gisement et les engins utilisés, avec les différents processus de traitement du tout-venant.

Chapitre III: dépeint les différentes catégories des ressources et des réserves et les normes de classification, évoque aussi les méthodes conventionnelles du calcul des ressources et réserves.

Chapitre IV: s'intéresse au calcul des réserves géologiques avec deux méthodes différentes, et des réserves exploitables.

Chapitre I

Cadre géologique régional

Introduction

Le gisement de calcaire (Keddara) a été mis en évidence en 1974 par l'unité de recherche de Tizi-Ouzou de la société Nationale de Recherche et d'Exploitation Minière (SONAREM). Une prospection détaillée a été réalisée fin 1978, et a découvert d'autres gisements périphériques.

Après les opérations de restructuration industrielle, la carrière de Keddara a été rattachée à ALGRAN filiale du Groupe ENOF (Entreprise Nationale des Produits Miniers Non Ferreux et des Substances utiles).

L'activité de cette unité a depuis sans cesse évolué et ce en fonction des besoins de la région en matière d'agrégats. Elle n'a connu de rupture qu'avec la destruction de ses installations industrielles suite à un double acte de sabotage en 1997. L'unité a arrêté ses activités durant 4 mois.

Depuis l'unité produit des agrégats et investit dans des gisements proches notamment le gisement d'Ifri.

I.1 Localisation de l'unité

L'unité ALGRAN de Keddara est située à 45 km à l'Est de la ville d'Alger et à 1.5 Km au Sud-Ouest du chef lieu de la commune de Keddara, Daïra de Boudouaou (wilaya de Boumerdès).

L'accès au site se fait par la route nationale N°29 reliant Boudouaou à Lakhdaria.

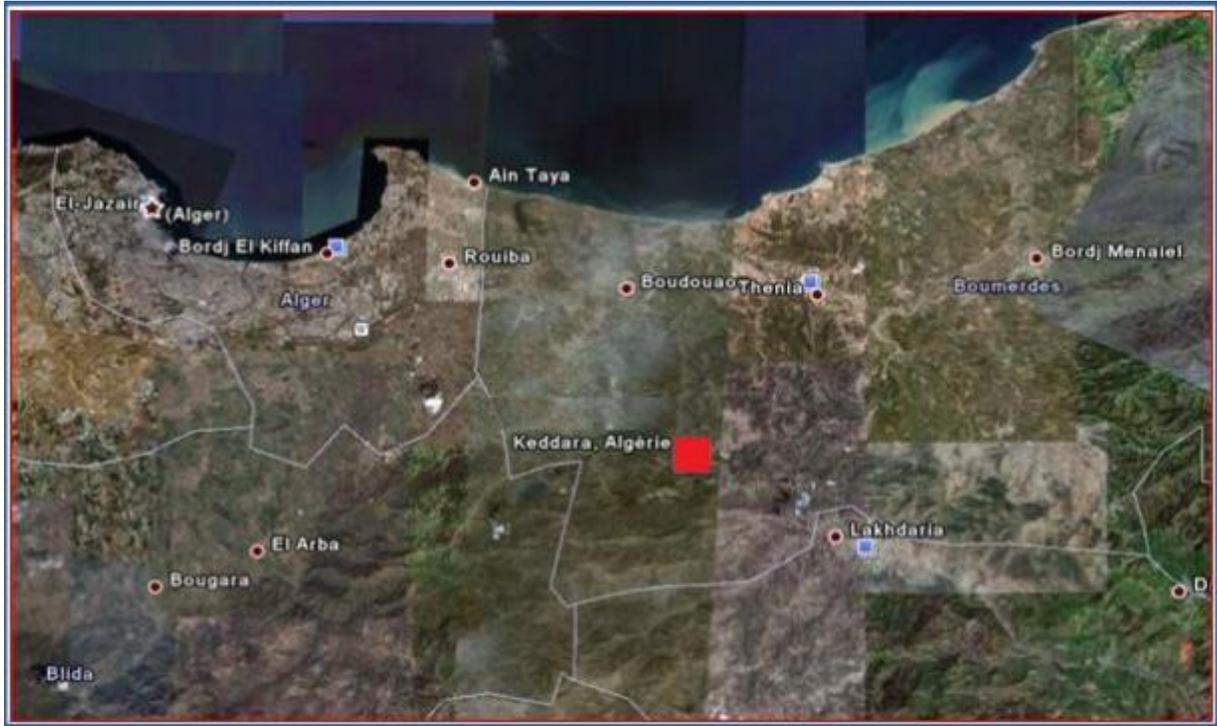


Figure I.1 : Localisation de l'unité ALGRAN de Keddara.

I.2 Cadre géologique régional

Les roches sédimentaires de la région orientale de l'Algérois affleurent sur une grande surface, offrant un fort potentiel en agrégats. Plusieurs carrières exploitent ces matériaux de construction; elles ont été surtout implantées en grand nombre dans la région de Keddara, dont l'unité ENOF fait partie, en raison de la facilité d'accès et de la proximité du massif montagneux du Bouzegza d'Alger

Sur le plan géologique la région fait partie de l'ATLAS TELLIEN. Le relief de la région est très complexe et accentué. Il occupe la dorsale de la chaîne qui s'étend du djebel Bouzegza jusqu'à Koudiat-El- Maroune à l'Est.

Les formations géologiques de la région sont caractérisées par des dépôts métamorphiques percés par de petites intrusions de roches acides et basiques ainsi que des roches sédimentaires telles que l'argilite, grès et calcaire, dont l'âge va du Précambrien au Quaternaire. [Khokha V. et Mors M., 1979]

I.3 Stratigraphie [Khokha V. et Mors M., 1979]

Les formations de la région sont constituées par des séries du Précambrien (différentes variétés de schistes, calcaires cristallins), Trias, Jurassique, Crétacé, Paléogène et Quaternaire.

I.3.1 Précambrien

Représenté essentiellement par une variété de schistes (phyllites) métamorphisés, quartz séricite, chlorite, parfois intercalés par des bancs étroits de quartzites gris et gris clair, ainsi que par des calcaires gris brun au Sud du village de Keddara. La puissance des dépôts dépasse 2000m.

I.3.2 Trias

Très répandu dans les limites de la chaîne calcaire avec présence surtout de grès quartzeux, et arkoses rouges. Ces terrains renferment des inter couches de gravelites et de poudingues, parfois on rencontre des couches d'argiles roses et lilas. Ces dépôts sont de 500m de puissance environ.

I.3.3 Jurassique

Reconnu par le Jurassique inférieur (Lias) et le Jurassique supérieur (Malm).

- **Jurassique inférieur (Lias) e:**
 1. **unité inférieure L3-6** : constitué essentiellement par des calcaires et des dolomies massives gris clair, la puissance de cette unité est de 500m environ.
 2. **unité supérieure L7-6** : repérée sur les versants Sud de Djebel Bouzegza et Dra Sahar en concordance sur les calcaires argileux gris et lilas gris d'une puissance de 150m environ.
- **Jurassique Supérieur (Malm)** : rencontré sous forme de petites écailles au niveau d'un grand accident sublatitudinal longeant le versant Sud de la chaîne calcaire entre les terrains du Crétacé Supérieur et du Paléogène. Constitué par des argiles rougeâtres, avec des radiolarites siliceuses de couleur verdâtre et cerise.

I.3.4 Crétacé

Il est représenté par le Crétacé inférieur et le Crétacé supérieur.

- **Crétacé inférieur** : représenté essentiellement par des formations flychoïdes. est subdivisé en Néocomien, Aptien et Aptien-albien.
 1. **Néocomien aptien N1-5** : représenté en forme de bande sublatitudinale vers l'Ouest de l'oued Isser. Repose sous forme d'une grande écaille représentée par une alternance régulière de couches de

grès quartzeux blancs, gris et d'argilites la puissance de la formation est de 500 à 700 m environ.

2. **Aptien albien N5-7** : constitué de flyschs formés par une alternance régulière de grès et surtout d'argilites, sur 1000m environ.
- **Crétacé Supérieur Cénomaniens c 1-6** : Il est en contact avec les dépôts du Crétacé inférieur et du Paléogène. Il est surtout séparé de ceux-ci par des accidents disjonctifs. Représenté par des marnes schisteuses uniformes, grises et gris foncé, par endroit assez massives, dépassant 1000m.

I.3.5 Paléogène

Subdivisé en deux unités : Eocène et Oligocène.

- **Eocène**

1. **Eocène Moyen " Lutétien " e 1-4 a** : Il est rencontré sous forme de blocs tectoniques, en nappes et en écailles. Se sont des calcaires massifs gris et gris clairs, renfermant de nombreux foraminifères. L'assise est d'une puissance de 100m environ.

Au dessus de cette assise repose une formation flyschoides formée de grès grisâtre, en alternance avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 1000m environ.

2. **Eocène supérieur –Oligocène inférieur e4b-g** : C'est une formation flyschoides contenant des niveaux de conglomérats polygéniques (5 m maximum). La puissance de ces dépôts est de 600m à 800m environ.

- **Oligocène (g)**

C'est une formation de flyschs (série puissante) avec des grès et des marnes en alternance. Dans la partie inférieure de l'assise au dessus des marnes, prédominent les grès arkoses, et les calcaires polygéniques grossiers, gris, assez consistants, en gros bancs (jusqu'aux gravelites).

Dans la partie supérieure de l'assise, il y a une alternance de bancs puissants de 5 à 10m de grès gris, calcaire, quartz micacés et de marnes micacées; la puissance de l'assise atteint 100m.

I.3.6 Quaternaire (g6)

Représenté par plusieurs types génétiques :

- Type alluvionnaire : Se trouvant dans les lits actuels des oueds et sur les terrasses.
- Type diluvial - pluvial des creux et des versants.
- Travertins formés par les sources qui sortent en surface traversant des couches de roches carbonatées. La puissance des dépôts du Quaternaire varie de 1,5 à 3m.

I.3.7 Roches Intrusives

Représentées essentiellement par des méta-gabbro-diorites et granito-geiss.

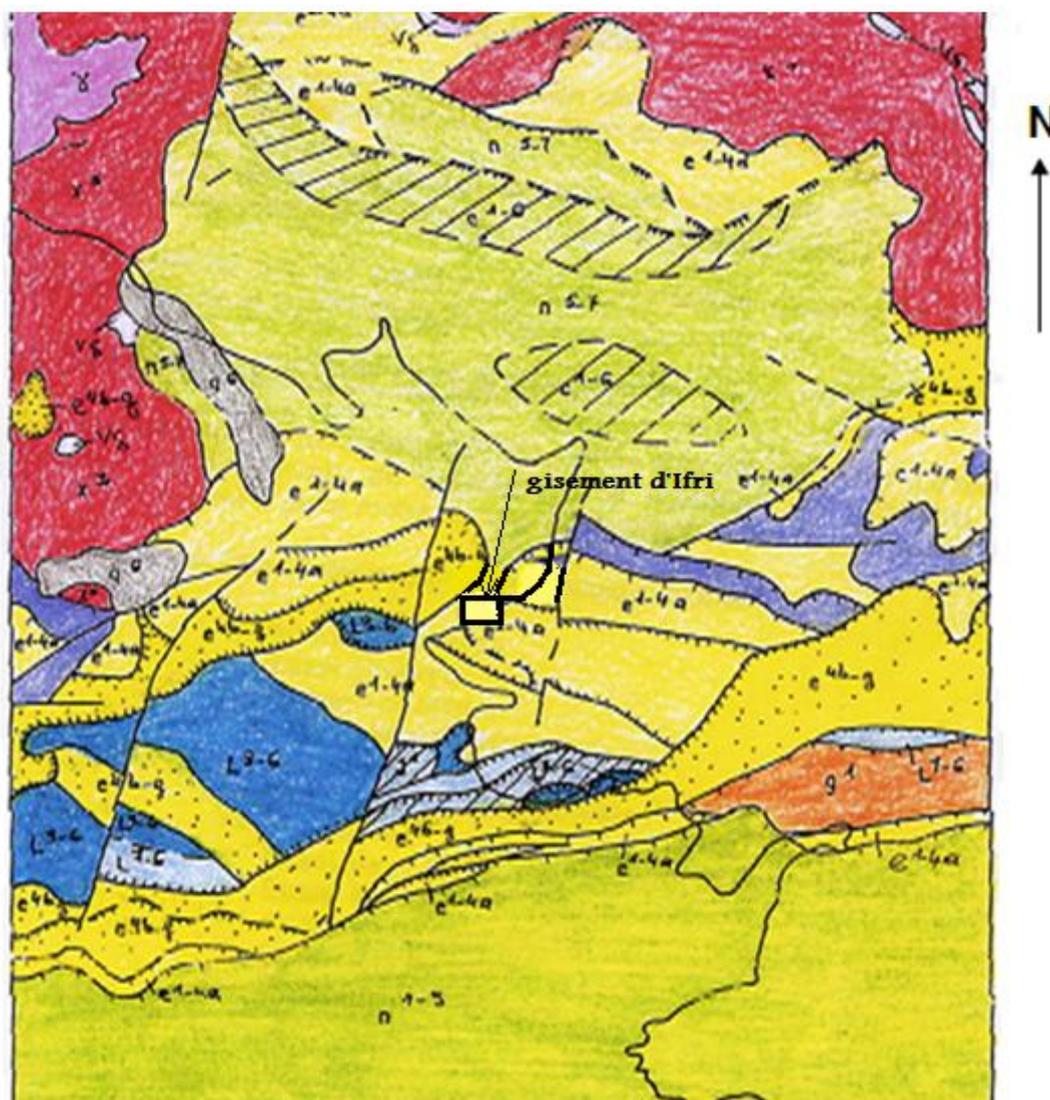
1. **Méta-gabbro-diorites (Ys)** : Ce sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonatisation etc....
2. **Granito-gneiss (X)** : Ce sont des roches grises à gris clair, rarement rosâtres, comportant du feldspath (jusqu'à 50-70%), du quartz (20-30%) et du micas clair.

I.4 Tectonique [BELKEBIR A. et MEKDOUR T.]

On note deux types de déformations dans la région :

- a- déformations souples
- b- déformations cassantes

- ✓ Déformations souples : Elles se manifestent par un vaste dôme anticlinal à grand rayon de courbure dont l'axe est de direction E-O.
- ✓ Déformations cassantes : Celle ci se traduit par des accidents s'organisant en plusieurs familles suivant leur direction.
 - Les accidents transversaux de direction NO-SE.
 - Les accidents NS qui interceptent les accidents EO.
 - et un grand accident de direction EO, situé au Nord montant en contact de la série des flyschs avec les formations calcaireuses.



LEGENDE

- | | | |
|--------------------------------|--------------------------------------|------------------------|
| g6 Quaternaire | N5-7 Crétacé inf. aptien. albien. | L3 Trias. |
| g1 Oligocène | N1-5 Crétacé inf. néocomien. aptien. | X3 précambrien |
| e4b-g Lutetien sup. oligocène. | j1 jurassique moy. | γ Oranites. |
| e1-4a Paléocène lutetien. | L7-6 Lias supérieur. | Ys Métagabbro-diorite. |
| c1-6 Crétacé sup. | L3-6 lias inférieur. | |

Figure I.2: Carte géologique de la région de Keddara¹ (Echelle 1/50000) [BELKEBIR A. et MEKDOUR T.]

¹ Les couleurs de cette carte géologique ne sont pas selon les normes de la **Commission Internationale de Stratigraphie** (voir l'annexe C).

I.5 Caractéristiques hydrogéologiques

La recherche hydrogéologique réalisée à partir de la surface et les observations hydrogéologiques effectuées dans certains trous de sondages, montrent à l'évidence qu'aucune nappe d'eau souterraine n'a été rencontrée.

L'étude effectuée par la SONAREM a permis d'individualiser deux grands ensembles.

- ❖ Une assise calcaire massive et compacte à Nummulites.
- ❖ Une assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente.

I.6 Caractéristiques hydrauliques

Le réseau hydrographique proche du site s'organise autour de thalwegs (oueds temporaires) qui se jettent dans l'Oued Corso, en dehors du bassin versant de l'oued Keddara et du barrage du même nom de 150 millions de m^3 .

L'écoulement des eaux dans les deux thalwegs, en période de crue, s'effectue de manière linéaire du Sud vers le Nord et indique un régime torrentiel évident sur un substratum imperméable. [BELKEBIR A. et MEKDOUR T.]

I.7 Géologie locale

I.7.1 Localisation et situation géographique

Le gisement de calcaire du djebel Ifri se trouve au cœur du djebel Bouzegza Administrativement, ce gisement situe dans la commune de Kharouba, daïra de Boudouaou (wilaya de Boumerdes).

L'accès au site se fait par la route nationale N°29 reliant Boudouaou à Lakhdaria. Les Coordonnées UTM du périmètre sont :

N° Point	Coordonnées UTM	
	X	Y
1	540 200	4 051 800
2	541 400	4 051 800
3	541 400	4 050 700
4	539 500	4 050 700
5	539 500	4 051 400
6	540 000	4 051 400
7	540 000	4 051 700
8	540 200	4 051 700

Tableau I.1: Coordonnées UTM du périmètre de la concession.

La superficie du périmètre est de 187 hectares.

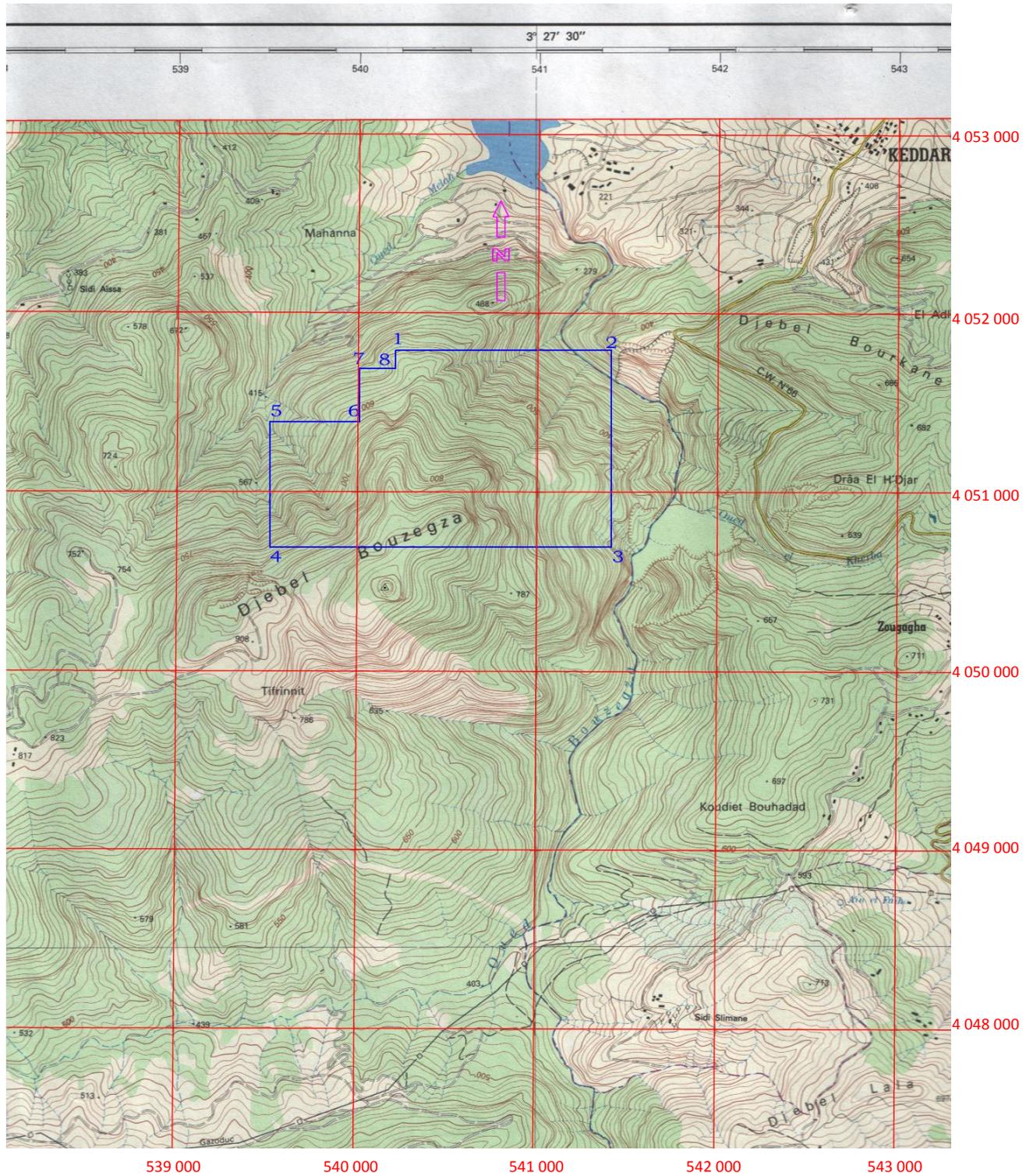


Figure I.3: Localisation topographique de la zone de gisement d’Ifri.

(Extrait de la carte topographique de la feuille de Rouiba NJ-31.IV.34 Est à l’échelle 1/ 25 000, INC).

I.7.2 Géologie du gisement

Le secteur étudié se trouve dans la partie nord du gisement de djebel Ifri, il est formé essentiellement des faciès suivants du Nord au Sud :

- Des grès jaunâtres et des marnes versicolores qui occupent la partie nord du terrain sur la rive gauche de l'Oued Keddara
- Des brèches de failles (produit de remplissage) polygéniques à grains grossiers reposent sous forme de blocs tectoniques en écaille chevauchant les formations calcaires du gisement de Djebel Ifri à forte inclinaison vers le Nord. C'est une zone boisée de chaîne liège, et de maquis rendant l'accès très difficile voir même impossible dans certains endroits.
- Des calcaires sous forme d'un grand massif entaillé par de profondes coupures de l'Oued Keddara à l'Est et Oued M'Hanna à l'Ouest, formant un relief très prononcé en plein milieu du djebel Bouzegza dont les altitudes varient de 200 à 1035m avec des bancs à fort pendage.

Il s'agit d'un calcaire homogène non stratifié, massif, compact rocheux de couleur grise à la cassure fraîche, et se présente en petite cristaux, dépourvu de toute sorte d'altération.

D'après le rapport de l'étude géologique sur la prospection détaillée du gisement de calcaire de Keddara [SONAREM (unité de Tizi Ouzou),1979] la formation est attribuée à l'unité inférieure du Jurassique inférieur (Lias). Cette unité inférieure est constituée essentiellement par des calcaires et des dolomies massifs gris clairs ; la puissance de cette unité est de 500m environ.

La couverture de terre végétale est d'environ 3 m d'épaisseur moyenne.

I.7.3 Tectonique locale

Deux familles de failles majeures ont affecté le djebel Bouzegza, l'une en plein milieu passant par le sommet, l'autre par contre est tangentielle longeant l'Oued Keddara.

Elles sont parallèles de direction Nord-Sud engendrant des décrochements senestre et des failles satellites et intraformationnelles dans toutes les directions; les diaclases sont très fréquentes, surtout dans la partie sommitale du gisement. Ces deux failles sécantes découpent la chaîne en trois compartiments assez nets. [Plan d'exploitation, 2012]

Conclusion

Les roches sédimentaires du site du Djebel Ifri font partie des formations géologiques massives susceptibles de fournir des granulats de bonne qualité répondant aux spécifications en vigueur.

Les formations sédimentaires rocheuses présentent une bonne résistance à l'altération et l'écrasement, les essais ont également montré que les calcaires ont une affinité chimique avec les liants hydrocarbonés et bénéficiant d'une très bonne adhésivité et peuvent aussi être utilisées comme couches de fondation pour granulats routiers.

Chapitre II

Exploitation et traitement du minerai

Introduction

Le gisement de Djebel Ifri a fait l'objet de travaux d'exploitation sur la base du titre minier délivré à ALGRAN par le ministère de l'Energie et des Mines sous le n° 171 du 16/05/2004, L'exécution des travaux d'exploration a été confrontée à des grandes difficultés liées aux conditions sécuritaires.

L'ensemble de ces travaux d'exploration réalisés sur ce périmètre ont été entrepris par ALGRAN et se sont étalés entre le mois de juin et septembre 2005. A la suite de ces travaux un permis d'exploitation a été délivré par ANPM sous le n° 2691 du 10/03/2007.

II.1 Exploitation

II.1.1 Situation actuelle de la carrière

La préparation du site a été entamée à partir de 2006. A ce jour les travaux suivants ont été réalisés :

- Réalisation de la piste d'accès sur une distance de 8 km pour atteindre le niveau 620m ;
- Ouverture de niveau 620 m ;
- Aménagement de deux couloirs d'évacuation de minerai tout venant ;
- Aménagement de la plate-forme de réception située au niveau 250 m ;
- Réalisation de la piste d'accès a la plate-forme de réception vers la station de concassage sur une distance de 1 km et 800 m ;
- Travaux de découverte au niveau 610 m.

	Désignation	Durée	Jan	Fév	Mar	Avril	Mai	Juin	Juillet	Aout	Sep	Oct	Nov	Déc
1	Aménagement de la piste principale	90j	→											
2	Aménagement du couloire	150j		→										
3	Aménagement plat forme au niveau 250m	120j				→								
4	Aménagement du pont													
5	Aménagement plat forme au niveau 610m	130 j					→							

Tableau II.1: Planning des travaux préparatoires pour l'année de 2010.

Durant l'année 2011 deux zones d'exploitation ont été préparées :

- Une zone pour l'exploitation des réserves 605/590 (Zone 1).
- Une zone pour l'exploitation des réserves contenues entre les niveaux 625 et 655 (Zone 2).

Identification	Tonnages(t)
Zone 1 • 605/590	350 000
Zone 2 • 625/640 • 640/655	267 000 123 000
Total	740 000

Tableau II.2: Répartition des réserves entre les deux zones 1 et 2.

Ces deux zones sont distantes entre elle de 600 m.

Donc durant la période entre 2006-2011 le gisement d'Ifri n'a pas fait l'objet d'exploitation.

Qualité de la roche :

Différents essais ont été réalisés et ont donné les résultats suivants :

- Masse volumique :.....de 2,5 à 2,7
- Coefficient Los Angeles :.....de 26 à 33%
- Micro Deval humide :.....de 27 à 39%
- Résistance à la compression :.....de 87 à 89 MPA

Les résultats enregistrés confirment la bonne qualité de la roche pour la production des granulats répondant aux spécifications en vigueur.

II.1.2 Travaux d'exploitation

II.1.2.1 Méthode d'exploitation

Les réserves en calcaire sont situées entre la côte 800 m (sommet) et la côte inférieure située à la côte 540 m . En raison de la configuration topographique la zone utile d'exploitation est située entre la côte 700 m (premier niveau d'exploitation) et la côte 540 m. L'exploitation sera menée du niveau le plus élevé 700 m jusqu'au niveau le plus bas. Ce niveau reste à être confirmé. Les gradins ont 15m de hauteur.

Par ailleurs, en raison d'une part de la pente importante de la piste d'accès, ainsi que de son tracé comportant certains virages dangereux et sa longueur d'autre parts l'évacuation du calcaire sera réalisée par gravité dans deux couloirs reliant le niveau actuel 620 m au niveau 250 m .Ainsi le déblocage du tout venant se fera dans une 1^{ère}

phase par gravité jusqu'au niveau 250 m puis par dumpers jusqu'à la station de concassage au niveau 200 m.

II.1.2.2 Paramètres technico- miniers

a. Régime de fonctionnement de la carrière

La carrière d'Ifri fonctionne selon le régime suivant :

- Nombre de jours ouvrables par an325 jours /an.
- Nombre de jours ouvrables par semaine7jours/semaine.
- Nombre de postes de travail par jour1 poste /jour.
- Nombre d'heures de travail par poste11 heures / poste.

b. Capacité de production

La production estimée de la carrière durant l'année 2012 est de 545 000 tonnes soit une production mensuelle de 49 545 tonnes.

c. Moyens matériels existants

Les moyens matériels existants dans l'unité de Keddara sont montrés dans le tableau ci-après :

Opération	Désignation	Marque	Type	Année	Capacité	Etat	Observation
Foration	G.foration N° 01	SANDVIK	TITON400	2005	30 m/h	Moyen	Keddara
	G.foration N° 02	A.COPCO	ECM580Y	2007	25 m/h	Moyen	Affecté à Ifri
	G.foration N° 03	KOMATSU	ECM580Y	2007	25m/h	Moyen	Keddara
Chargement	Chargeur N° 15	CATER	WA600-3	2004	6 m/h	Moyen	Keddara
	Chargeur N° 17	CATER	980H	2007	5 m ³	Bon	Station de concassage
	Chargeur N° 18	CATER	988H	2007	7 m ³	Bon	Keddara
	Chargeur N° 19	CATER	988H	2007	7m ³	Bon	Affecté à Ifri
Transport	Dumper N° 20	ASTRA	RD32	2007	27 T	Moyen	Affecté à Ifri
	Dumper N° 21	ASTRA	RD32	2007	27 T	Moyen	Affecté à Ifri
	Dumper N° 22	ASTRA	RD32	2007	27 T	Moyen	Affecté à Ifri
	Dumper N° 26	BEML	BH50M	2009	40 T	Bon	Keddara
	Dumper N° 27	BEML	BH50M	2009	40 T	Bon	Keddara
	Dumper N° 28	BEML	BH50M	2009	40 T	Bon	Keddara
	Dumper N° 29	BEML	BH50M	2009	40 T	Bon	Keddara

Tableau II.3: Moyens matériels.

Ces moyens sont affectés entre l'exploitation de la carrière de Keddara et Ifri.

II.1.2.3 Travaux miniers

A. Découverte

Le volume de découverte estimé à $8000 m^2$, a été réalisé durant le premier trimestre 2012 dans la zone 2 (Niveau 655 m et 640 m).

B. Foration

La foration est réalisée par un groupe de foration ATLAS COPCO. L'unité dispose de trois groupe de foration acquis en 2005 (un groupe de marque SANDVIK) et 2007 (deux groupes de marque ATLAS COPCO). Ces engins sont dans un état moyen.

Selon le schéma de tir il est prévu de forer 1100 m par tir.

Sur la base d'une vitesse de foration de 25m/h il est possible avec une machine de foration de pouvoir forer 212 m par jour.

Le temps de foration avec un seul groupe est de $1100m/212 = 5$ jours

C. Abattage

Sur la base de deux tirs par mois les principaux paramètres de tir, (avec une hauteur des gradins $H_g = 15$ m, et $\alpha = 80^\circ$, $\phi_t = 89$ mm) sont les suivants :

N°	Désignation	Résultant	Unité
1	Ligne de moindre résistance	3.20	<i>m</i>
2	Profondeur du sous forage	0.96	<i>m</i>
3	Profondeur du trou	15.96	<i>m</i>
4	Ligne de moindre résistance pratique	2.68	<i>m</i>
5	Espacement entre les trous de mines	3.08	<i>m</i>
6	Charge explosif de fond	4.0	<i>Kg/m</i>
7	Hauteur de charge de fond théorique	5.31	<i>m</i>
8	Poids de charge de fond	22.00	<i>Kg</i>
9	Charge explosif de colonne	5.60	<i>Kg/m</i>
10	Hauteur charge de colonne	7.79	<i>m</i>

Tableau II.4: Principaux paramètres de tir (a)

N°	désignation	Résultant	Unité
11	Poids de charge de colonne	44.00	Kg
12	Hauteur de bourrage	2.68	m
13	Poids total d'explosif par trou	66.00	Kg
14	Consommation spécifique d'explosif	199	g/T
15	Quantité de roche abattue/trou	332	T
16	Nombre de trous/rangée	38	//
17	Nombre de rangées	2	//
18	Volume de roche abattue/volée	25 238	T
18	Nbr de cartouches théoriques	10.63	//
19	Nbr de cartouches réelles	11	//
20	Hauteur charge de fond réelles	5.50	m

Tableau II.5: Principaux paramètres de tir (b)

D. Chargement et transport

a. Chargement

Pour des questions de sécurité il n'est pas possible de décharger le tout venant dans le couloir simultanément avec le chargement dans la plate-forme inférieure. C'est pourquoi l'opération de chargement n'est réalisée que sur 18 jours par mois. Les 12 jours restants sont consacrés au chargement du tout venant situé dans la plate-forme inférieure.

Le chargement du tout venant abattu est opéré par une chargeuse CAT988H de 7 m³ de capacité de godet. Sur la base d'un rendement de la chargeuse de 3427 t/j le volume de production chargé sur 18 jours est de 61 686 t.

Le nombre de chargeuses nécessaire est de :

$$P_m/C_c = 49545/61686 = 0,8.$$

Une chargeuse KOMATSU est suffisante pour réaliser le programme.

b. Transport

- **Plate-forme supérieure (Niveau 620)**

Le transport est effectué par trois dumpers de marque ASTRA RD32 de capacité 27 tonnes. Ces camions acquis en 2007 sont dans un état moyen.

Sur la base d'une distance de 300 m (15 min par cycle) avec de 03 camions de 27 t et un fonctionnement de 18 j/mois les rendements sont les suivants :

- La capacité de transport par jour est de $27 \times 3 \times (60/15) \times 8.5 = 2\,754$ tonne/jour.
- La capacité de transport par an égale à 545 292 tonnes.

Ainsi 03 dumpers de 27 t sont suffisants pour la réalisation des tâches.

- **Plate-forme inférieure (Niveau 250)**

Le transport est effectué par quatre dumpers de marque BEML de capacité 40 tonnes. Ces camions acquis en 2009 sont dans un bon état.

Sur la base d'une distance de 1800m, un fonctionnement de 12 j/mois. Les rendements sont les suivants :

- Durée du cycle : 22 mn
- La capacité de transport /jour est de $40 \times (60/22) \times 4 \times 9.5 = 4\,145$ tonne/jour
- La capacité de transport par an est de 547 200 tonnes.

Ces camions (au nombre de 04) sont suffisants pour transporter la production d'Ifri.

II.1.2.4 Programme prévisionnel des travaux miniers

La capacité de production projetée est liée à la capacité du culbutage, la capacité du transport du calcaire tout venant et celle du transport du calcaire de la plate-forme inférieure à la station de concassage.

- ✓ Capacité de chargement678 546 t
- ✓ Capacité de transport à la plate-forme supérieure.....545 292 t
- ✓ Capacité de déblocage du couloir.....547 140 t

La capacité à retenir pour l'année 2012 sera de 545 000 t. Cette capacité est limitée d'une part par les équipements actuels mais aussi par la capacité du couloir. Autrement dit une augmentation des équipements n'entraîne pas systématiquement une augmentation de la production sans le fonctionnement du deuxième couloir.

Le programme d'extraction prévisionnel par niveau et par mois est donné par le tableau ci-après.

Niv	Jan	fev	mars	avril	mai	juin	juil	aout	sept	oct	nov	dec	Total
590/605	49545	49545	49545	/	/	/	/	/	/	49545	49545	49545	297 270
635/650	/	/	/	49545	49545	49545	49545	/	49550	/	/	/	247 730

Tableau II.6: Prévisions par niveau et par mois de l'année 2012 (Ifri).

D'après le personnels concernés, les prévisions de production jusqu'au au mai sont satisfaits. Ce tableau montre que pendant la saison hivernale il est programmé de travailler au niveau 590 m de la zone 1 en raison de la proximité du couloir et d'entamer l'exploitation de la zone 2 à partir d'avril. Ceci à l'avantage de pouvoir réaliser les travaux de découverte estimés à 8000 m³ durant le premier trimestre 2012 dans la zone 2.

- ❖ Les prévisions de la production en tout venant des deux sites Ifri et Keddara, durant 2012 et 2015 sont données par le tableau ci-dessous.

Année	2012	2013	2014	2015	Total
KEDDARA avec les mêmes contraintes d'explosif	800.000 tonnes	700.000 tonnes début d'épuisement du gisement	500.000 tonnes épuisement du gisement	remise en état des lieux	2.000.000 tonnes
IFRI	545.000 avec un seul couloir	1650.000 tonnes avec les deux couloirs	1650.000 tonnes avec les deux couloirs	1650.000 tonnes avec les deux couloirs	5800.000 tonnes
Total	1.650.000 tonnes	2.350.000 tonnes	2.150.000 tonnes	1.650.000 tonnes	7.800.000 tonnes

Tableau II.7: Prévision de la production en tout venant durant la période 2012- 2015.

- ❖ **Remarque : Installation d'un système d'humidificateurs le long des couloirs**

Le fonctionnement du 1^{er} couloir durant 2011 a montré que la production de poussière est importante lors du déversement du tout venant. Il sera nécessaire d'étudier la mise en place d'un système d'arrosage à l'effet de réduire le taux de poussière.

II.1.2.5 Moyens humains et matériels

A) Moyens humains

L'effectif nécessaire chargé de l'extraction est de 21 décomposé comme suit :

Effectif	Nombre
Ingénieur	1
Chef de poste	2
Foreurs	3
Conducteurs engins	3
Conducteurs Dumpers	8
Manœuvres	4
Total	21

Tableau II.8: Effectif d'exécutions.

B) Moyens matériels

Matériel	Marque	Capacité	Nombre	observation
Groupe de foration	ATLAS COPCO	25m/h	1	Existe
Dumpers (620)	ASTRA	27 T	3	Existe
Pelles chargeuse	KOMATSU WA600		1	Existe
Bulldozer	/	/	1	A acquérir
Pelle rétro Brise roche (couloir2)	/	/	1	A acquérir
Chariot de foration (couloir2)	/	/	1	A acquérir

Tableau II.9: Moyens matériels.**II.2 Traitement**

L'installation du traitement de l'unité de Keddara se compose de trois installations : installation BABITLESS, installation secondaire ARJA et l'installation de sable ARJA.

La première se compose de trois étages (concasseur primaire giratoire, trois concasseurs secondaires : un à percussion et les deux autres giratoires, et un concasseur tertiaire giratoire) et six cribles.

La seconde se compose de deux cribles, un concasseur à percussion et cinq silos de stockage.

La dernière installation est composée d'un concasseur à percussion et un crible de deux étages.

❖ Installation primaire

Le tout venant avec une grosseur de 970 mm maximale est déversé à l'aide des dumpers dans une trémie réceptrice.

La fraction supérieure à 200 mm sélectionnée par un alimentateur passe par un concasseur giratoire de marque BABITLESS type BP 38 d'un débit théorique de 800 t/h où elle subit une réduction à 200 mm.

La fraction inférieure à 200 mm passant à travers la grille de l'alimentateur et en fonction de sa qualité soit elle est soumise à un criblage préalable dans un crible à deux étages ou la fraction 0-40 mm est exclue comme stérile, soit elle rejoint le produit issu du concasseur à l'aide d'un by-pass pour un stockage dans un chapeau chinois d'une capacité de 3000 tonnes.

❖ Installation secondaire

Le produit du chapeau chinois avec une grosseur de 0-200 mm est soumis dans un premier temps à un criblage dans un crible à deux étages où la fraction inférieure à 40 mm est extraite du processus comme produit marchand et la fraction (+40-200 mm) passe par un concasseur à percussion de marque KRUPP HAZMAG type APS 1313K d'un débit de 300 t/h en 0/70 mm dont 27% supérieur à 25 mm.

Le produit issu du percuteur subit des opérations de criblage sur trois cribles à deux étages travaillant en série ou les fractions suivantes sont mises en stock dans des silos:

- **Fractions du premier crible :**
 - Fraction supérieure à 70 mm avec la possibilité de la remettre dans le cycle pour un concassage dans le percuteur,
 - Fraction (-70 +40) mm avec la possibilité de la réduire à 25 mm dans un concasseur giratoire de marque BABITLESS type BS704N à un débit de 120 t/h.
- **Fractions du deuxième crible :**
 - Fraction (-40 + 25) mm avec la possibilité de la soumettre soit au concasseur BS704N, soit à un autre concasseur giratoire de la même marque précédente - de type BS704EG - d'un débit de 120 t/h pour une réduction à 25 mm,
 - Fraction (-25 + 15) mm avec la possibilité de la réduire soit dans le concasseur BS 702 d'un débit de 30 t/h pour une réduction à 15 mm pour une opération de concassage tertiaire.
- **Fractions du troisième crible sans recyclage :**
 - Fraction (-15 +8) mm,
 - Fraction (-8 +3) mm,
 - Fraction (-3 +0) mm.

❖ **Capacité des machines principales de l'installation primaire et secondaire BABITLESS**

Désignation	Type	Marque	Capacité en t/h
Concasseur giratoire primaire	BP38	BABITLESS	800 en 0/200 mm
Concasseur secondaire à percussion	APS 1313K	KRUPP HAZMAG	300 en 0/70 mm
Concasseur secondaire giratoire	BS 704N	BABITLESS	120 recyclages
Concasseur secondaire giratoire	BS 704 EG	BABITLESS	120 recyclages
Concasseur giratoire tertiaire	BS 702 N	BABITLESS	30 recyclages

Tableau II.10: Principales machines de l'installation BABITLESS.

II.2.1.2 Installation secondaire ARJA :

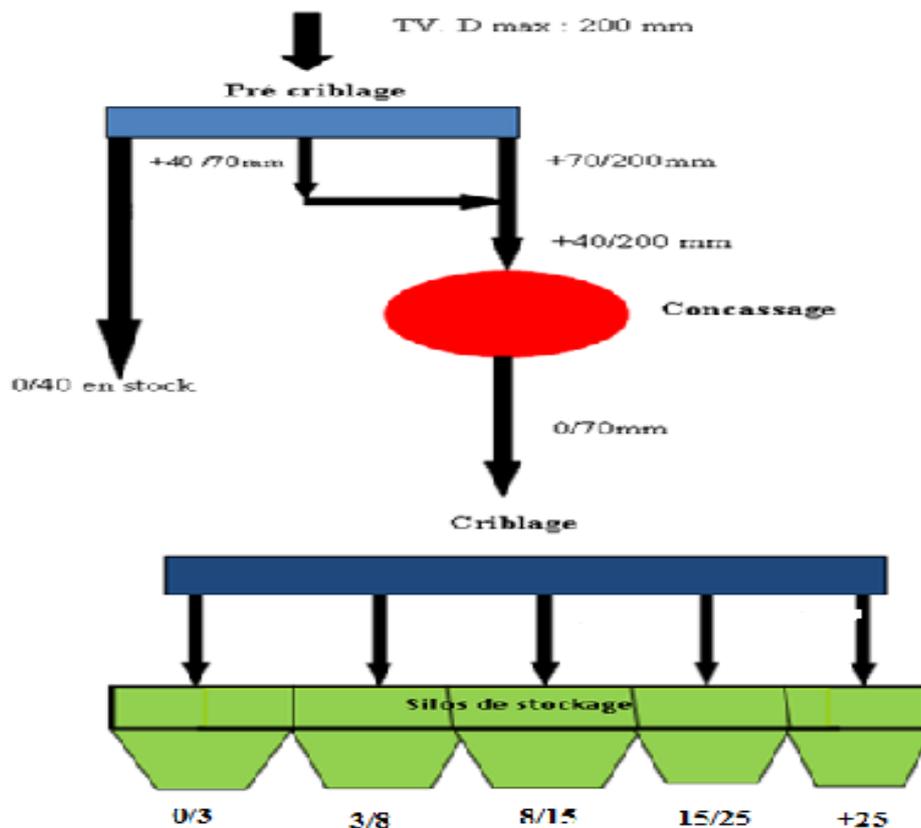


Figure II.2: Schéma technologique de l'installation secondaire ARJA.

❖ Description du processus ARJA

Le produit avec une granulométrie de 0 à 200 mm est soutiré du chapeau chinois à l'aide d'un extracteur appartenant à l'installation BABITLESS pour alimenter un pré-crible à deux étages (toile supérieure de 70 mm et toile inférieure de 40 mm) par le biais d'un convoyeur.

La fraction inférieure à 40 mm est mise en stock (en tas) par un convoyeur, par contre les fractions supérieures à 40 mm passent par un concasseur à percussion de type TOROS 30 P à un débit de 200 t/h en 0/25 mm avec un taux de refus de 12%.

Le produit issu du concasseur est dirigé vers un crible sur silos à 4 étages doté des toiles suivantes 25 mm, 15 mm, 8 mm et 3 mm.

Les fractions issues du crible représentent des produits finis de l'installation sont stockées dans des silos et se résument comme suit :

- Fraction supérieure à 25 mm.
- Fraction 15/25 mm.
- Fraction 8/15 mm.
- Fraction 3/8 mm.
- Fraction 0/3 mm.

II.2.1.3 Installation de sable ARJA

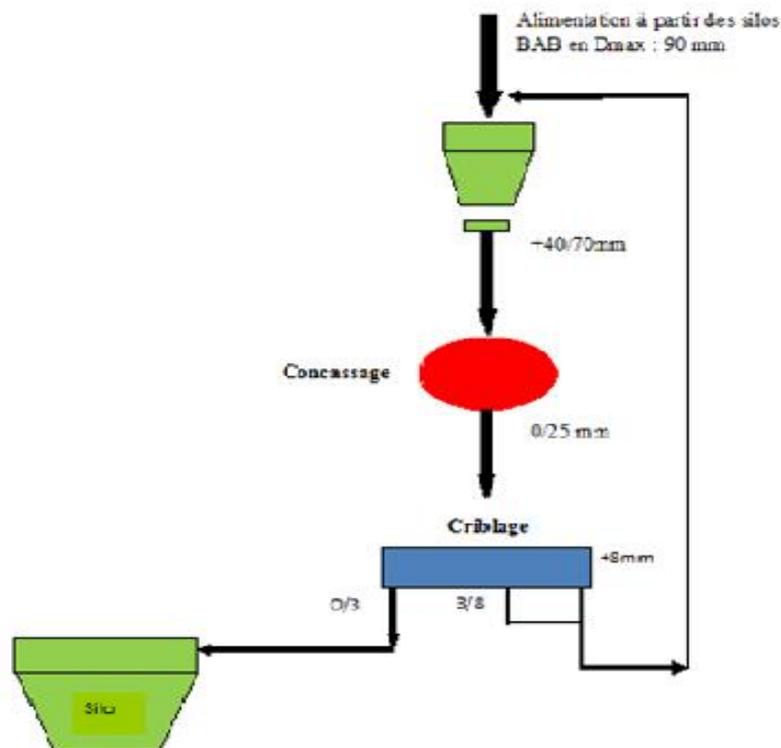


Figure II.3: Schéma technologique de la station de sable ARJA.

❖ Description du processus de la station de sable ARJA

L'installation reçoit sa matière première allant de 25 à 70 mm de grosseur directement à partir des silos de la station BABITLESS dans un silo de 25 m³.

Le produit est soutiré par un extracteur à balourds pour alimenter l'appareil principal de la station soit le percuteur à percussion PISCIS 3000 RP.

Le produit issu du percuteur est dirigé vers deux cribles à deux étages ou la fraction inférieure à 3 mm à un débit horaire de 108 t/h représentant le produit fini de l'installation est stocké dans un silo de 90 m³.

Par contre la fraction supérieure à 04 mm est remise dans le cycle de classification du recyclage de la station secondaire BABBITLESS.

Conclusion

L'exploitation du gisement d'Ifri à entraîné de gigantesques travaux d'ouverture :

- La piste d'accès sur une distance de 8 km ;
- Ouverture des niveaux ;
- Deux couloirs d'évacuation de minerai tout venant ;
- La plate-forme de réception au niveau 250 m ;
- La piste d'accès a la plate-forme de réception vers la station de concassage sur une distance de 1 km et 800 m.

Notons que les travaux de culbutage dans les couloirs doivent être réalisés avec précaution et qu' au niveau de la plate-forme de réception, doit être aménagée lors du culbutage du tout venant pour assurer la sécurité du personnel et du matériel.

La station de traitement de l'unité de Keddara à montré le bon fonctionnement par les différents concentrés qui sont conformes aux normes internationales.

Remarquons qu' un système de dépoussiérage doit être installé pour éviter un excès de poussière dans l'environnement.

Chapitre III

Ressources et réserves minières et méthodes d'estimations

Introduction

Il y a différentes appellations pour les ressources minérales et réserves minières posées par différentes écoles : russe, européenne, et américaine. Ces dernières années la distinction entre les ressources et les réserves a été établie.

Les méthodes de calcul de ces ressources et réserves sont multiples, elles se basent chacune sur des données de sondages, d'échantillonnage -données géologiques-, d'analyses chimiques (teneur d'un élément) et elles fournissent des résultats avec un pourcentage d'erreur variable d'une méthode à l'autre.

III.1 Ressources minérales et réserves minières

III.1.1 Historique et terminologie

A l'échelle mondiale, avant les années 80 la terminologie² utilisée est la suivante :

- 1- Réserves certaines ou prouvées.
- 2- Réserves Probables.
- 3- Réserves possibles.

Le manque ou l'absence de contrôle de la qualité, audits, vérifications de données, pendant les années 80 plusieurs affaires liées aux estimations ont affecté de manière négative l'industrie minière.

En 1980: The US Bureau of Mines et The US Geological Survey introduit pour la première fois un système de classification qui distingue les ressources des réserves.

En 1989: L'institut Australien des mines et de la métallurgie édite le code Australien (**Jorc : Joint Ore reserves committee**) Similaire au Code US avec d'importantes modifications

En 1996 : Le Canadian Institute of Mining and Metallurgy publie son rapport (code) sur la classification des réserves et des ressources, les catégories, les définitions et les lignes directrices d'estimation.

En 1997: Au congrès de l'industrie minière à Denver : adoption des principales définitions des ressources et réserves (USA, Canada, Afrique du Sud, Australie, Grande Bretagne).

En 1999 : Prise d'effet du JORC tenant compte des modifications apportées au congrès de Denver.

En 2000 : Application au Canada des Standards CMMI et de la **NI 43-101**

Entre 2000 et 2002 amélioration de l'application du code Australien, à partir de 2003 application du JORC et de la **NI 43-101** avec notamment des audits systématiques par des cabinets spécialisés.

III.1.2 Définitions et généralités

- **Ressources minérales** : Les ressources minérales sont des concentrations ou indices minéralisés d'une substance naturelle solide organique ou inorganique présente au sein ou sur la croûte terrestre, dont la forme, la quantité et la teneur ou qualité sont telles qu'elles **présentent des perspectives raisonnables d'extraction rentable**.
[normes de l'CIM, 2005]

La localisation, la quantité, la teneur, les caractéristiques géologiques et la continuité d'une ressource minérale sont connues, estimées ou interprétées à partir d'évidences et de connaissances géologiques spécifiques. [normes de l'CIM,2005]

Les ressources minérales sont subdivisées en ressources minérales présumées, indiquées et mesurées, suivant l'ordre croissant de confiance géologique. Une ressource minérale présumée

² Terminologie utilisée dans le secteur minier en Algérie à présent.

comporte un degré de confiance inférieur à celui des ressources minérales indiquées. Une ressource minérale indiquée possède un degré de confiance supérieur à celui d'une ressource minérale inférée (présumée) mais inférieur à celui d'une ressource minérale mesurée. C'est en général à ce stade que s'arrête le travail de l'exploration.

- **Ressources présumées** : Ressources minérales présumées ou inférées Les ressources minérales inférées constituent la partie des ressources minérales dont on peut estimer la quantité et la teneur ou la qualité sur la base de preuves géologiques et d'un échantillonnage restreint et dont on peut raisonnablement présumer, sans toutefois le vérifier, de la continuité de la géologie et des teneurs. L'estimation est fondée sur des renseignements et un échantillonnage restreints, recueillis à l'aide de techniques appropriées à partir d'emplacements tels des affleurements, des tranchées, des puits, des chantiers et des sondages. [normes de l'CIM,2005]). Cette catégorie de ressources ne peut être soumise à aucune étude économique.
- **Ressources indiquées** : Une « ressource minérale indiquée » constitue la partie de la ressource minérale dont on peut estimer la quantité et la teneur ou qualité, la densité, la forme et les caractéristiques physiques avec un niveau de confiance suffisant pour permettre la mise en place appropriée de paramètres techniques et économiques en vue de justifier la planification minière et l'évaluation de la viabilité économique du gisement. L'estimation est fondée sur des renseignements détaillés et fiables relativement à l'exploration et aux essais, recueillis à l'aide de techniques appropriées à partir d'emplacements tels des affleurements, des tranchées, des puits, des chantiers et des sondages dont l'espacement est assez serré pour émettre une hypothèse raisonnable sur la continuité de la géologie et des teneurs. [normes de l'CIM, 2005]
- **Ressources mesurées** : Une « ressource minérale mesurée » constitue la partie des ressources minérales dont la quantité et la teneur ou qualité, la densité, la forme et les caractéristiques physiques sont si bien établies que l'on peut les estimer avec suffisamment de confiance pour permettre une considération adéquate de paramètres techniques et économiques en vue de justifier la planification de la production et l'évaluation de la viabilité économique du gisement. L'estimation est fondée sur des renseignements détaillés et fiables relativement à l'exploration et aux essais, recueillis à l'aide de techniques appropriées à partir d'emplacements tels des affleurements, des tranchées, des puits, des chantiers et des sondages dont l'espacement est assez serré pour confirmer à la fois la continuité de la géologie et des teneurs. [normes de l'CIM,2005] . Cette catégorie nécessite un niveau élevé de confiance et de compréhension de la géologie et des contrôles du gîte minéral.

- **Les réserves minières** : Les réserves minières sont une portion des ressources minières qui peuvent être exploitées légalement et à profit. Les recettes dégagées doivent couvrir la totalité des coûts opératoires y compris les amortissements des investissements à venir en équipements et en infrastructures liés à leur exploitation. [normes de l'ICM, 2005]

Démontrée par au moins une étude préliminaire de faisabilité, l'étude doit inclure les renseignements adéquats sur l'exploitation minière, le traitement, la métallurgie, les aspects économiques et les autres facteurs pertinents démontrant qu'il est possible de justifier l'extraction rentable.

Les réserves minérales sont subdivisées en réserves minérales probables et réserves minérales prouvées suivant l'ordre croissant de confiance géologique. Les réserves minérales probables comportent un degré de confiance inférieur à celui des réserves minérales prouvées.

- **Réserve Probable** : Une réserve de minerai « probable » est l'estimation de la masse /tonnage et de la teneur/qualité de la ressource minérale « indiquée », qui pourrait être extraite selon un plan minier. En conséquence de la marge d'erreur typique de cette catégorie de ressource, la faisabilité technique, la planification minière et les estimations des coûts et revenus, ne peuvent être établis que d'une façon préliminaire ou conceptuelle. Cette catégorie ne répond donc pas à toutes les exigences de la faisabilité de la production. [normes de l'ICM, 2005]
- **Réserve Prouvée** : Une réserve de minerai « prouvée » est l'estimation de la masse /tonnage et de la teneur/qualité de la ressource minérale « mesurée » qui peut être extraite légalement et à profit, selon le plan minier choisi. Compte tenu de la faible marge d'erreur qui caractérise cette catégorie répond aux exigences de la planification et de la faisabilité de la production. [normes de l'ICM, 2005]

III.1.3 Classification des ressources et des réserves

Les normes de définition de l'ICM fournissent une relation directe entre les ressources minérales indiquées et les réserves minérales probables et entre les ressources minérales mesurées et les réserves minérales prouvées. En d'autres mots, le niveau de confiance géo-scientifique pour les réserves minérales probables est le même que celui requis pour la détermination *in situ* des ressources minérales indiquées et celui pour les réserves minérales prouvées est le même que pour la détermination *in situ* des ressources minérales mesurées.

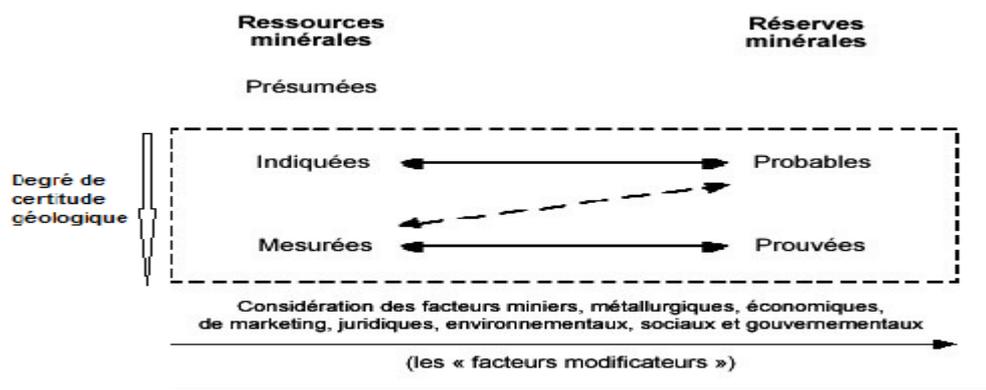


Figure III.1: Relations entre les ressources minérales et les réserves minières.

La figure III.1 établit le cadre de référence pour classifier les estimés de tonnage et de teneur afin de refléter les différents niveaux de confiance géologique et les différents degrés d'évaluation technique et économique. Les ressources minérales peuvent être estimées par une personne qualifiée, avec des interventions de personnes provenant d'autres disciplines, si requis, sur la base des informations géo-scientifiques et des hypothèses raisonnables de facteurs techniques et économiques qui pourraient influencer le prospect d'une extraction économique. Les réserves minérales, qui sont un sous-ensemble modifié des ressources minérales indiquées et mesurées (montrées à l'intérieur du cadre en tireté de la figure III.1), exigent de considérer des facteurs affectant une extraction profitable, incluant les facteurs miniers, de traitement, métallurgiques, économiques, de marketing, juridiques, environnementaux, socio-économiques et gouvernementaux et elles devraient être estimés avec la participation de plusieurs disciplines. Des essais additionnels, par exemples, métallurgiques, d'extraction et environnementaux, sont exigés pour reclasser une ressource en tant que réserve.

Dans certaines situations, les ressources minérales mesurées pourraient devenir des réserves minérales probables en raison des incertitudes associées aux facteurs modificateurs dont on a tenu compte dans la conversion de ressources minérales à réserves minérales. Cette relation est indiquée par la flèche en tireté dans la figure III.1 (bien que la tendance de la flèche en tireté comprenne une composante verticale, elle ne signifie pas, dans ce cas, une réduction du niveau de connaissances ou de confiance géologiques). Dans une telle situation, ces facteurs modificateurs devraient être pleinement expliqués. Des ressources indiquées ne peuvent jamais être converties directement en réserves prouvées.

Dans certaines situations, des réserves minérales rapportées antérieurement pourraient être converties en ressources minérales. Ce n'est pas l'intention qu'un reclassement de réserves minérales à ressources minérales soit appliqué en raison de changements attendus qui seraient de court terme ou de nature temporaire, ou lorsque la direction d'une compagnie a pris une décision délibérée de fonctionner à court terme selon une base non rentable. Des exemples de telles situations pourraient être une chute des prix des produits que l'on pense être de courte durée, une urgence non permanente à la mine.

	RESSOURCES GEOLOGIQUES ET MINIERES		RESERVES MINIERES	MARGE D'ERREUR
Délimitation fine	<p>Mesurées I :</p> <ul style="list-style-type: none"> - Délimitation par deux traçages amont et aval et des sondages à maille régulière serrée (+/-16×16) 	Etude technico-économique	<p>Prouvées I :</p> <p>Mêmes informations que la ressource Mesurée I. Requisite pour la planification finale des chantiers.</p>	10 %
	<p>Mesurées II :</p> <ul style="list-style-type: none"> - Délimitation par deux traçages avec des sondages à maille le plus ou moins régulière et large (15×25) - Délimitation par un traçage et des sondages à maille régulière et large 		<p>Prouvées II :</p> <p>Mêmes informations que la ressource Mesurée II. Prouvées I. et II sont régues pour le plan d'exploitation d'une zone.</p>	20 %
Délimitation fine	<p>Indiquées I :</p> <ul style="list-style-type: none"> - Délimitation par deux traçages amont et aval et quelques sondages à maille irrégulière avec une projection de 15 m en extension latérale par rapport au dernier impact - Délimitation par des sondages à maille régulière et large avec une projection de 15 m en extension latérale et 25 m en verticale par rapport au dernier impact. 	Etude technico-économique	<p>Probables I :</p> <p>Mêmes informations que la ressource Indiquée I. Ne permet qu'une étude de pré faisabilité.</p>	30 %
	<p>Indiquées II :</p> <ul style="list-style-type: none"> - Délimitation par un traçage amont et quelques sondages à maille irrégulière large avec une projection de 15 m en extension latérale et 25 m en verticale par rapport au dernier impact. - Délimitation par des sondages à maille irrégulière et large avec une projection de 15 m en extension latérale et 25 m en verticale par rapport au dernier impact. 		<p>Probables II :</p> <p>Mêmes informations que la ressource Indiquée II. Ne permet qu'une étude prospective.</p>	40 %

Tableau III.1 : Classification des ressources et des réserves.

III.2 Calcul de ressources et réserves minérales

La méthode générale de calcul des réserves consiste à diviser la surface du gisement en petits secteurs ayant une forme géométrique connue, à multiplier la surface de ce secteur par la puissance du minerai puis par la masse volumique de minerai pour obtenir le poids des réserves en tonnes (tonnage). [Chabou S., 2011]

Les réserves en un élément utile donné sont obtenues en multipliant le tonnage du minerai par la teneur en cet élément. La somme des réserves des secteurs isolés représente la valeur des réserves du gisement entier.

Les paramètres du calcul des réserves sont donc :

(S) : La surface (m)

(e) : La puissance (m)

(ρ) : La masse volumique (g/cm)

(t) : La teneur en élément utile (%)

La surface du gîte est obtenue soit par planimétrie manuelle soit à partir des logiciels. Les travaux miniers et les sondages qui coupent le gîte fournissent sa puissance moyenne. Les travaux d'échantillonnages donnent la masse volumique du minerai et la teneur en élément utile.

- Le volume du gisement (en m^3) (ou de ses parties) est obtenu par la formule suivante :

$$V = S \times e \quad \dots \dots \dots \text{Eq (II. 1)}$$

- Le tonnage minerai est alors :

$$Q = V \times \rho \quad \dots \dots \dots \text{Eq(II. 2)}$$

(En tonnes si ρ en tonnes / m^3)

- Les réserves en élément utile (tonnage métal) sont :

$$P = \frac{Q \times t}{1000} \quad \dots \dots \dots \text{Eq (II. 3)}$$

Q en tonnes et t en g/tonnes.

III.3 Méthodes conventionnelles de calcul de réserves minières [Chabou S., 2011]

On entend par méthodes conventionnelles, toutes les méthodes autres que les méthodes géostatistiques.

L'objectif est de fournir une estimation de la teneur pour tout élément de volume ou de surface à partir d'un échantillonnage limité. On applique ensuite les teneurs de coupure désirées à ces estimations. Les méthodes conventionnelles sont basées sur un calcul de moyenne pondérée qui attribue des poids aux observations en fonction de la position spatiale des observations par rapport à l'élément de volume ou de surface que l'on veut estimer.

Ces méthodes assignent une « zone d'influence » à chaque observation. La façon dont ces

zones d'influence sont construites définit le volume (ou la surface) estimée.

III.3.1 Méthode des polygones (plus proche voisin)

Dans un plan, on trace autour de chaque point échantillon un polygone renfermant tous les points du plan pour lesquels l'échantillon considéré est l'échantillon le plus près. La méthode la plus utilisée consiste à tracer des triangles les plus équilatéraux possibles (triangulation de Delaunay). Une fois les triangles tracés, on abaisse des perpendiculaires aux points milieux des segments des triangles. Les intersections entre trois perpendiculaires définissent un sommet du polygone.[CHABOU S. ,2011]

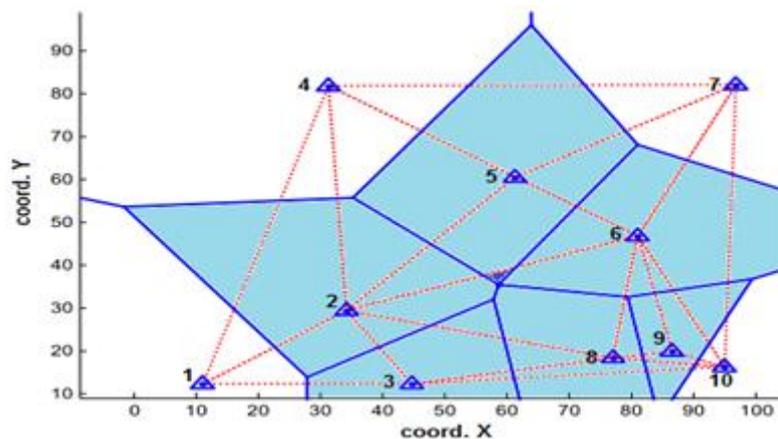


Figure III.2: Exemple de triangulation de Delaunay et polygones de Voronoi.

- Volume associé à un polygone : $V_p = S_p \times e_v \dots \dots \dots \text{Eq(II. 4)}$

Tel que : S_p : Surface du polygone

e_v : Épaisseur de la veine mesurée au point échantillon situé dans chaque polygone.

- Le tonnage en minerais est alors calculé par l' **Eq(II. 2)**.
- Le tonnage métal est calculé par l' **Eq(II. 3)**.

En additionnant les réserves des polygones isolément calculées, on trouve la réserve totale.

L'influence d'un échantillon devient subitement nulle à mi-distance d'un échantillon adjacent; l'influence s'étend donc également sur tout le polygone et elle ne dépend que du patron d'échantillonnage.

La géostatistique permet de démontrer que cette méthode est inadéquate pour estimer les ressources car elle néglige un facteur extrêmement important: **l'effet support**. En effet, la distribution des valeurs estimées sera identique à celle des valeurs (ponctuelles) observées.

Cette méthode peut donner tout de même de bons résultats pour des patrons d'échantillonnage denses où la minéralisation est continue et varie graduellement pourvu que l'on tienne compte du support de sélection dans le calcul des ressources.[CHABOU S., 2011]

III.3.2 Méthode des triangles

- Façons de tracer les triangles

Il existe plusieurs façons de construire les triangles. En général, il est préférable de tracer des triangles équilatéraux. Dans certains cas, on peut tracer les triangles parallèlement à la continuité de la minéralisation. La triangulation de Delaunay est unique et fournit les triangles les plus équilatéraux possibles. Une triangulation de Delaunay est obtenue lorsque le cercle passant par les sommets d'un triangle n'inclut aucun point échantillon à l'intérieur, et ce, pour chaque triangle. [Chabou S., 2011]

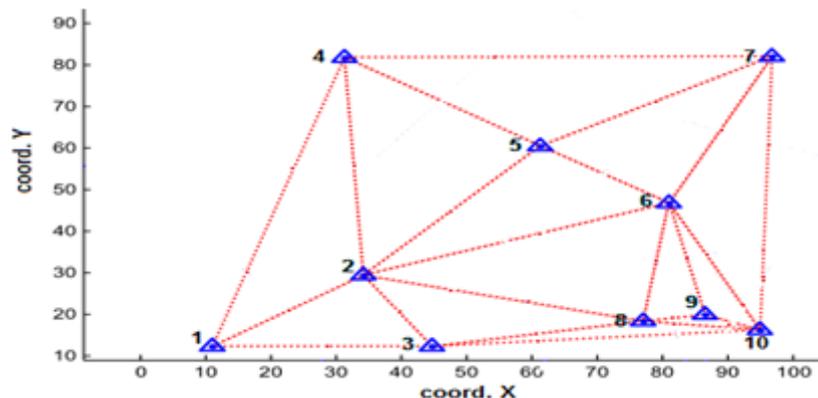


Figure III.3 : Exemple de triangulation de Delaunay à dix points.

La méthode des triangles consiste à diviser la surface en triangles dont les sommets sont les sondages (de 1 à 10 dans l'exemple de la figure en de-sus). Toute la surface sera divisée en prismes triangulaires dont les bases supérieures et inférieures sont les triangles et les sommets les points d'entrée et de sortie des sondages.

Les arêtes latérales de ces prismes correspondent aux puissances du gîte au niveau de chaque sondage.

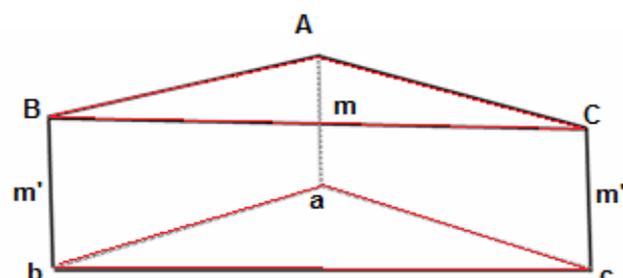


Figure III.4: Prisme trièdre tracer par trois sondages.

En additionnant les réserves des prismes isolés, on trouve les réserves totales. Pour les autres méthodes de calcul de teneur moyenne il y a :

C. Méthode de l'inverse de la distance

La formule générale de la méthode de l'inverse de la distance est donnée par

$$t = \frac{\sum_{i=1}^{i=n} \frac{t_i}{d_i^b}}{\sum_{i=1}^{i=n} \frac{1}{d_i^b}} \dots \dots \dots \text{Eq(II. 10)}$$

Tel que :

- n : nombre de points ;
- t_i : La teneur de point i ;
- d_i : La distance entre le point i et le point à estimer ;
- t : la teneur du point à estimer calculée par l'inverse de la distance;
- b : l'exposant.

Pour soigner le calcul par la méthode de l'inverse de la distance il faut :

- Choix d'une distance maximale: puisque l'influence de certains points est négligeable à une certaine distance, on peut les exclure du calcul.
- Inclusion d'anisotropie géométrique, c'est-à-dire on calcule la distance par la formule:

$$d = \sqrt{x^2 + ay^2} \dots \dots \dots \text{Eq(II. 11)}$$

où « a » est un facteur d'anisotropie. Les coordonnées x et y ne sont pas nécessairement les coordonnées originales.

La détermination de l'exposant, d'anisotropie éventuelle et de la distance maximale est faite en se basant sur la connaissance géologique du gisement. On peut aussi utiliser une technique de validation croisée pour nous aider dans nos choix.

- **Validation croisée:** Le principe de la validation croisée consiste à retirer tour à tour une donnée connue et à estimer ce point à l'aide des autres données. à la fin du processus, en chaque point d'observation, on dispose de la vraie valeur observée (Z_i) et de l'estimé (Z_i^*) obtenu en utilisant les données voisines et la méthode testée. On peut donc construire des « erreurs » : $e_i = Z_i - Z_i^*$, et calculer des statistiques sur ces erreurs comme la moyenne, la variance, etc...

On peut répéter le processus en changeant de méthode d'estimation (par exemple en changeant l'exposant « b ») et en comparant les statistiques des erreurs obtenues. La méthode choisie est la méthode donnant les meilleures statistiques d'erreur (moyenne près de 0, variance la plus faible possible, etc.).

Ce principe de validation croisée peut être utilisé pour toutes les méthodes d'estimation, en particulier pour les **méthodes géostatistiques**.

III.3.3 Méthode des blocs géologiques

Elle est utilisée dans le cas d'un terrain plat et d'une puissance régulière.

La méthode des blocs géologique consiste à diviser la surface du gisement en blocs en se basant sur certains critères (géologique, composition des minerais, densité du réseau de prospection...). [Chabou M.C., 1996]

Pour chaque bloc, on procède au calcul de ses réserves. Les réserves totales du gisement sont alors égales à la somme des réserves de chaque bloc.

Dans l'application de cette méthode, on divise la surface en blocs. Le calcul des paramètres de chaque bloc se fait de la manière suivante :

- ✓ La surface de chaque bloc. les puissances
- ✓ La puissance moyenne est une simple moyenne arithmétique entre des échantillons situés à l'intérieur de chaque bloc.
- ✓ Ceci fait, nous avons multiplié la puissance moyenne par la surface du bloc, et de cette façon nous avons déterminé le volume des réserves dans un bloc.
- ✓ La teneur moyenne de chaque bloc est la moyenne pondérée (par la puissance) des échantillons situés à l'intérieur.

Le tonnage est alors calculé par l' **Eq(II. 3)**.

En additionnant les réserves des blocs isolés, on trouve les réserves totales.

III.3.4 Méthode des sections

La méthode des sections consiste à tracer une suite de sections à travers un gisement, à déterminer les zones de minerais dans chaque section et à compiler le volume total en utilisant les distances entre chaque section. Cette méthode est particulièrement indiquée dans le cas de gisements en forme de veines ou de lentilles. Elle demande que les forages soient positionnés selon des sections parallèles, lesquelles sont habituellement orthogonales au corps minéralisé. [CHBOU M.C., 1996].

Les teneurs des forages servaient à estimer directement les teneurs des surfaces, lesquelles servaient à estimer directement les teneurs des volumes. Mais actuellement on préfère découper le volume en blocs et les estimer par géostatistique ou inverse de la distance.

Conclusion

Quand beaucoup de travaux miniers ont été effectués, les méthodes conventionnelles de calcul des réserves demandent une bonne connaissance de la distribution spatiale du paramètre étudié (teneur, etc.).

En réalité les connaissances que nous avons sont limitées à un certain nombre d'observations (échantillons) qui ne prennent pas en compte la variabilité spatiale (isotropie, anisotropie) du paramètre étudié, l'effet de support (taille de l'échantillon) et la mesure de l'erreur d'estimation. Dans le cas de quelques travaux de sondages limités on a recours à la géostatistique.

La géostatistique qui étudie les lois de distribution spatiale des paramètres géologiques (teneur) dans leur champ naturel, répond à ces considérations. (voir l'annexe B)

Chapitre IV

Calcul des réserves géologiques et minières

Introduction

Le choix d'une méthode dépend des particularités de la minéralisation (morphologie, dimension, caractéristiques de la minéralisation, nature et intensité de la minéralisation) ainsi que des procédés et des moyens de la prospection et de l'exploitation. Parmi ces méthodes, on a :

- Méthode des courbes de niveau.
- Méthode des coupes géologiques.

IV. 1 Choix de secteur de calcul

La superficie du gisement d'Ifri est de 187 hectares, c'est pourquoi le calcul de réserves s'effectuera sur une partie délimitée en fonction des critères suivants :

- Avancement des travaux d'ouverture.
- Progression de la préparation.
- Evolution de l'exploitation.
- Planification à moyen et long terme.

La zone qui nous intéresse a une superficie de 63,16 hectares (encadrée en rouge sur la figure IV.1 ci-dessous).

Les coordonnées UTM de la zone encadrée par le rouge (zone de calcul) sont représentées dans le tableau suivant (Tableau IV.1) :

Points	Coordonnées UTM	
	X	Y
1	540297.13	4051100.26
2	541000.00	4051700.00
3	541441.92	4051162.17
4	540756.26	4050583.58

Tableau IV.1: Coordonnées de la zone de calcul des réserves géologiques.

Nous présentons dans ce chapitre les deux méthodes en première lieu la méthode des courbes de niveau et en second lieu la méthode des coupes géologiques.

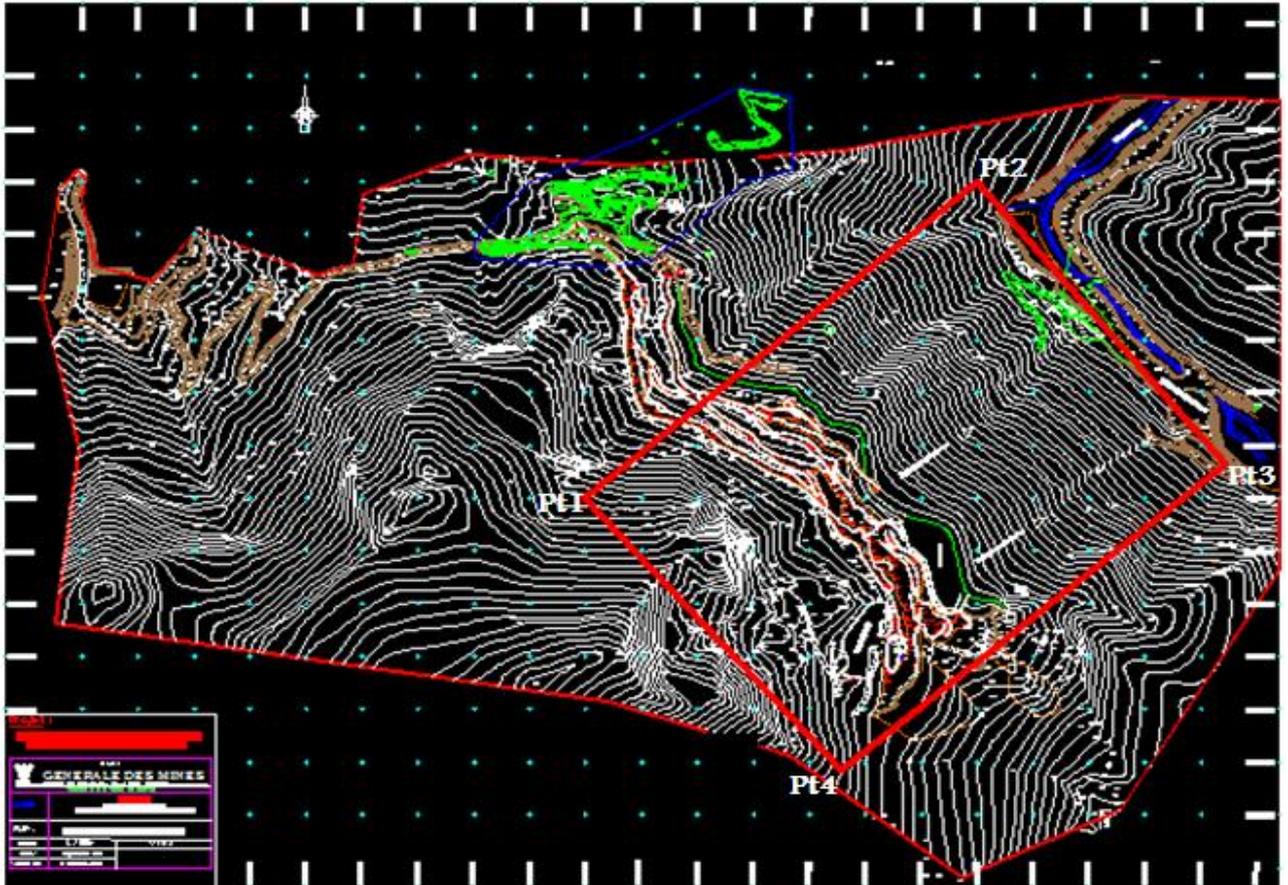


Figure IV.1: Levé topographique du gisement d'Irfi au 1/1000^{ème} (Zone de calcul des réserves en rouge).

IV.2 Méthode des courbes de niveau

IV.2.1 Présentation de la méthode :

La topographie de la surface terrestre est restituée par l'intermédiaire de courbes de niveau. Une courbe de niveau correspond à l'intersection de la surface topographique avec un plan horizontal d'altitude donné. Elle joint donc un ensemble de points de même altitude. La différence d'altitude entre les plans horizontaux est appelé équidistance des courbes de niveau.

La méthode de calcul des réserves par les courbes de niveau consiste à calculer un volume entre deux courbes de niveau distinctes après avoir calculé leurs surfaces.

Soit deux courbes de niveau successives, de surfaces S_i et S_{i+1} espace d'un pas P (dénivelé).

Comme le montre la figure IV.2 ci-dessous :

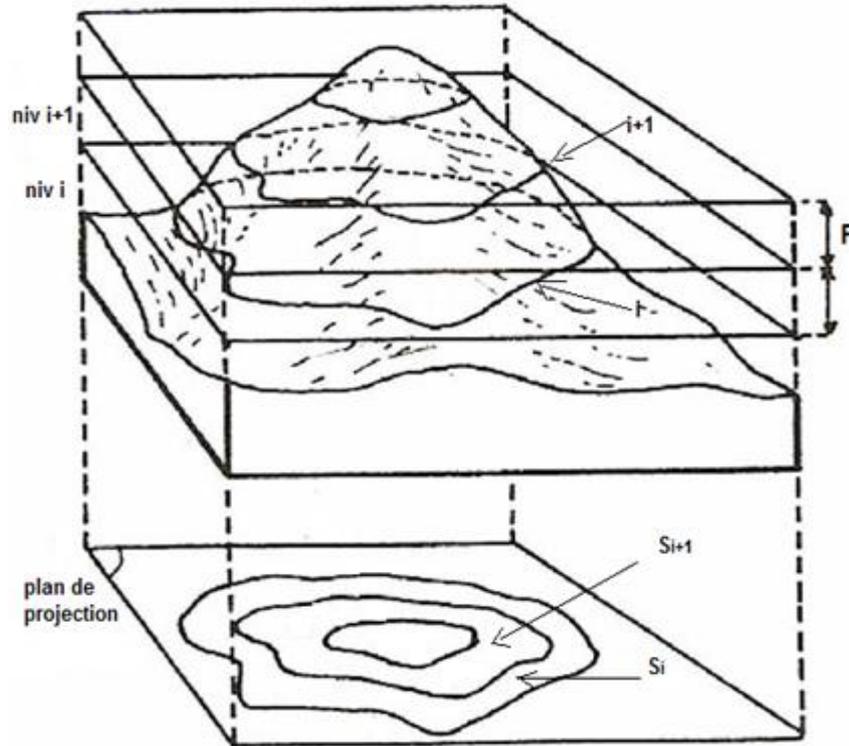


Figure IV.2: Présentation des niveaux d'un massif rocheux.

Le volume entre ces deux courbes de niveau (i, i+1) est :

$$V_i = (S_i + S_{i+1}) \cdot P/2 \dots \dots \dots Eq (IV.1)$$

De façon analogue pour toutes les courbes de niveau et sur toute la zone à calculer.

Donc le volume total sera :

$$V_t = \sum_{i=1}^n V_i \dots \dots \dots Eq(IV.2)$$

Le calcul des réserves par les courbes de niveau est un calcul surestimé à cause des hypothèses de calcul qui sont obligatoires.

Pour le calcul de réserves géologiques d'un gisement par les courbes de niveau, on procède à des estimations de la découverte par rapport à la quantité de minerai, et à des hypothèses d'homogénéité du gisement sur tout le périmètre de calcul.

IV.2.2 Utilisation de la méthode

La méthode des courbes de niveau est beaucoup plus utilisée dans le calcul des volumes des corps homogène c.-à-d. de même nature par exemple le calcul de réserves d'eau dans un barrage. Après avoir fait un levé topographique de ce dernier avant l'accumulation des eaux, on procède en délimitant des plaques de niveau dans chaque niveau. Un tableau récapitulatif est fait en basant sur la méthode des courbes de niveau et les réserves en eau se liront de façon directe.

IV.2.3. Application de la méthode dans notre modèle

La zone encadrée est subdivisée en deux parties pour le calcul de réserves :

- La première partie du niveau 850 à 540.
- La deuxième partie du niveau 540 jusqu'à 240.

Cette différenciation de calcul est due au conglomérat rencontré au niveau 540 et en dessous.

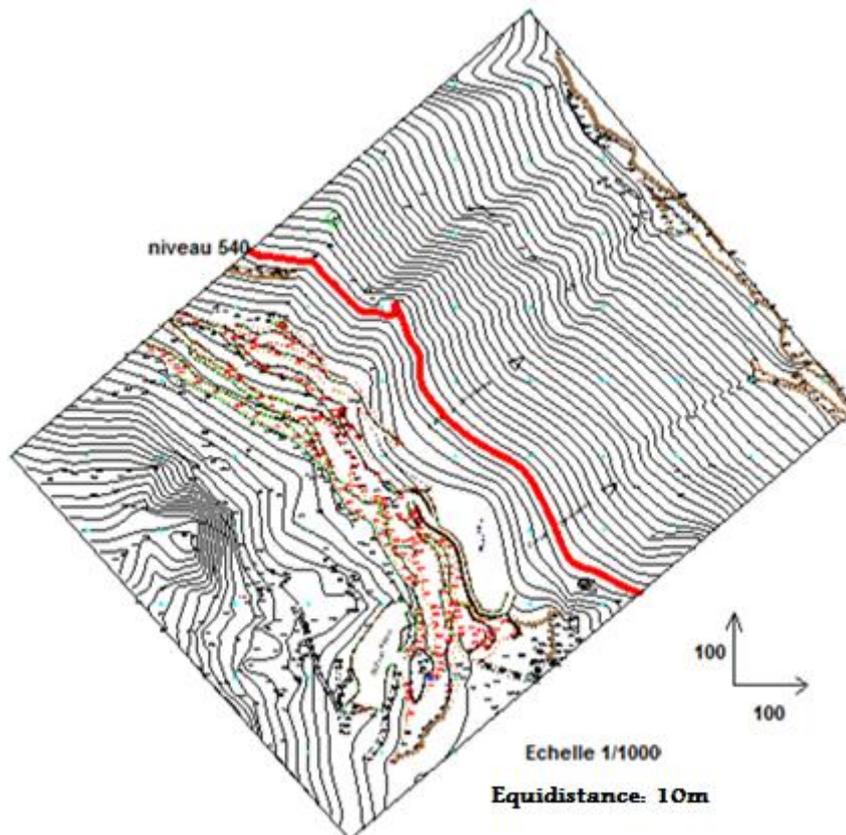


Figure IV.3 : Subdivision des zones de calcul.

Par contre les niveaux supérieurs à partir de la côte 540 montrent un affleurement du calcaire sur de grandes surfaces et des dépôts d'argile quaternaire à la base des sommets avec des failles comblées.

Les surfaces de ces niveaux sont calculées à l'aide du logiciel AutoCAD.

AutoCAD a été développé à l'origine pour les ingénieurs en mécanique, il est aujourd'hui utilisé par de nombreux corps de métiers. Il est actuellement le logiciel de dessin assisté par ordinateur (DAO) le plus répandu dans le monde. C'est un logiciel de dessins techniques pluridisciplinaires :

- Industrie ;
- Cartographie et Topographie (Géosciences);
- Electronique;
- Electrotechnique (schémas de câblage);
- Architecture et Urbanisme;
- Mécanique.

Tableaux de calcul des volumes entre les deux niveaux : 850 et 540

Niveau	Surface (m^2)		Moyenne	Volume (m^3)
850	S_1	1 379.26	3 273.35	32 733.50
840	S_2	5 167.44		
840	S_2	5 167.44	7 694.73	76 947.30
830	S_3	10 222.02		
830	S_3	10 222.02	12 137.26	121 372.60
820	S_4	1 4052.5		
820	S_4	1 4052.5	15 944.77	159 447.70
810	S_5	17 837.05		
810	S_5	17 837.05	19 915.10	19 915.10
800	S_6	21 993.16		
800	S_6	21 993.16	24 404.55	244 045.50
790	S_7	26 815.94		
790	S_7	26 815.94	29 494.95	294 949.50
780	S_8	32 173.96		
780	S_8	32 173.96	33 925.70	339 257.00
770	S_9	35 677.45		
770	S_9	35 677.45	36 380.02	363 800.20
760	S_{10}	37 082.60		
760	S_{10}	37 082.60	32 968.41	329 684.10
750	S_{11}	38 854.22		
750	S_{11}	38 854.22	40 162.38	401 623.80
740	S_{12}	41 470.55		
740	S_{12}	41 470.55	42 714.71	427 147.10
730	S_{13}	43958.88		
			Volume total	2 810 923.40

Tableau IV.2: Calcul des volumes entre les deux niveaux : 850 et 730.

Niveau	Surface (m^2)		Moyenne	Volume (m^3)
730	S_{13}	43 958.88	57 571.51	575 715.10
720	S_{14}	71 184.14		
720	S_{14}	71 184.14	76 711.81	767 118.10
710	S_{15}	82 239.48		
710	S_{15}	82 239.48	88 941.91	889 419.10
700	S_{16}	95 644.34		
700	S_{16}	956 44.34	101 792.03	1 017 920.30
690	S_{17}	107 939.73		
690	S_{17}	107 939.73	114 541.80	1 145 418.00
680	S_{18}	121 143.88		
680	S_{18}	121 143.88	128 325.68	1 283 256.80
670	S_{19}	135 507.49		
670	S_{19}	135 507.49	140 129.02	1 401 290.20
660	S_{20}	144 750.55		
660	S_{20}	144 750.55	150 710.61	1 507 106.10
650	S_{21}	1566 70.67		
650	S_{21}	156 670.67	167 518.28	1 675 182.80
640	S_{22}	178 365.89		
640	S_{22}	178 365.89	183 135.42	1 831 354.20
630	S_{23}	187 904.95		
630	S_{23}	187 904.95	196 254.20	1 962 542.00
620	S_{24}	204 603.45		
620	S_{24}	204 603.45	219 173.48	2 191 734.80
610	S_{25}	233 743.52		
610	S_{25}	233 743.52	250 478.55	1 302 325.50
600	S_{26}	267 213.59		
600	S_{26}	267 213.59	277 054.48	2 770 544.80
590	S_{27}	286 895.37		
590	S_{27}	286 895.37	292 150.97	2 921 509.70
580	S_{28}	297 406.58		
580	S_{28}	297 406.58	302 582.01	3 025 820.10
570	S_{29}	307 757.44		
570	S_{29}	307 757.44	312 965.45	3 129 654.50
560	S_{30}	318 173.46		
560	S_{30}	318 173.46	323 012.39	3 230 123.90
550	S_{31}	327 851.33		
550	S_{31}	327 851.33	322 698.43	3 226 984.30
540	S_{32}	337 545.53		
			Volume total	35 855 020.30

Tableau IV.3: Calcul des volumes entre les deux niveaux : 730 et 540.

Comme représenté dans les tableaux IV.2 et IV.3, le volume total entre l'argile et le calcaire est de : **38 665 943.70 m^3**

On estime le volume des dépôts quaternaires (colluvion et tout venant) égal à 0.5 % en volume des terrains. On aura le tableau suivant :

	Calcaire	Argile et marne
Volume (m³)	38 472 614	193 329.71
densité	2.7	2.57
Tonnage (t)	103 876 057.80	496 857.35

Tableau IV.4: Tonnage du calcaire, de l'argile et des marnes entre les niveaux 850 et 540.

Remarque :

En annexe A, on présente un calcul basé sur une estimation du pourcentage en volume des dépôts quaternaires par rapport au volume de l'ensemble (0.5% à 3%).

Nous avons considéré les valeurs suivantes pour la densité :

- Pour la densité des argiles est entre **2.2** et **2.6**.
- Pour la densité des marnes : entre **2.6** et **2.9**.

Alors dans le tableau en dessus, c'est la moyenne entre ces valeurs qu'est de **2.57**

Pour la zone deux c.à.d. entre les deux niveaux 540 et 240, le calcul se fera sur l'hypothèse qu'en dessous du conglomérat il n'y a pas de dépôts d'argile c.à.d. l'argile en dessous est assimilée à un conglomérat.

Tableaux de calcul des volumes entre les deux niveaux : 540 et 240

Niveau	Surface (m ²)		Moyenne	Volume (m ³)
540	S ₃₂	337545.53	343 028.51	3 430 285.10
530	S ₃₃	348511.49		
530	S ₃₃	348511.49	353 459.47	3 534 594.70
520	S ₃₄	358407.46		
520	S ₃₄	358407.46	363 081.81	3 630 818.10
510	S ₃₅	367756.17		
510	S ₃₅	367756.17	372 217.03	3 722 170.30
500	S ₃₆	376677.90		
500	S ₃₆	376677.90	381 171.10	3 811 711.00
490	S ₃₇	385664.30		
490	S ₃₇	385664.30	390 259.43	3 902 594.30
480	S ₃₈	394854.56		
480	S ₃₈	394854.56	399 169.25	3 991 692.50
470	S ₃₉	403484.49		
470	S ₃₉	403 484.49	407 799.02	4 077 990.20
460	S ₄₀	412 113.55		
460	S ₄₀	412 113.55	416 457.80	4 164 578.00
450	S ₄₁	420 802.06		
450	S ₄₁	420 802.06	425 185.66	4 251 856.60
440	S ₄₂	429 569.26		
			Volume total	38 518 290.80

Tableau IV.5: Calcul des volumes entre les deux niveaux : 540 et 440.

Niveau	Surface (m^2)		Moyenne	Volume (m^3)
440	S_{42}	429 569.26	433 877.36	4 338 773.60
430	S_{43}	438 185.46		
430	S_{43}	438 185.46	442 554.12	4 425 541.20
420	S_{44}	446 922.78		
420	S_{44}	446 922.78	451 196.96	4 511 969.60
410	S_{45}	455 471.14		
410	S_{45}	455 471.14	459 493.60	4 594 936.00
400	S_{46}	463 516.06		
400	S_{46}	463 516.06	467 516.47	4 675 164.70
390	S_{47}	471 516.88		
390	S_{47}	471 516.88	476 452.89	4 764 528.90
380	S_{48}	481 388.90		
380	S_{48}	481 388.90	486 042.97	4 860 429.70
370	S_{49}	490 697.05		
370	S_{49}	490 697.05	495 231.30	4 952 313.00
360	S_{50}	499 765.55		
360	S_{50}	499 765.55	504 352.83	5 043 528.30
350	S_{51}	508 940.11		
350	S_{51}	508 940.11	513 801.38	5 138 013.80
340	S_{52}	518 662.65		
340	S_{52}	518 662.65	523 376.65	5 233 766.50
330	S_{53}	528 090.66		
330	S_{53}	528 090.66	533 163.62	5 331 636.20
320	S_{54}	538 236.59		
320	S_{54}	538 236.59	543 129.17	5 431 291.70
310	S_{55}	548 021.75		
310	S_{55}	548 021.75	552 805.24	5 528 052.40
300	S_{56}	557 588.74		
300	S_{56}	557 588.74	562 368.09	5 623 680.90
290	S_{57}	567 147.45		
290	S_{57}	567 147.45	572 111.05	5 721 110.50
280	S_{58}	577 074.66		
280	S_{58}	577 074.66	581 912.28	5 819 122.80
270	S_{59}	586 749.91		
270	S_{59}	586 749.91	591 365.62	5 913 656.20
260	S_{60}	595 981.33		
260	S_{60}	595 981.33	601 183.86	6 011 838.60
250	S_{61}	606 386.39		
250	S_{61}	606 386.39	609 869.12	6 098 691.20
240	S_{62}	613351.85		
			Volume total	104 018 045.80

Tableau IV.6 : Calcul des volumes entre deux niveaux 440 et 240.

Remarques :

- Les calculs ont été réalisés sur la base de la plate-forme de réception du niveau 240.
- Le calcul de volume du conglomérat se fera par le pourcentage de ce dernier par rapport au volume total dans la méthode des coupes géologiques.
- La densité du conglomérat est variable : 2,2 à 2,7 g/cm^3 elle dépend de la composition du ciment du conglomérat et des minéraux associés.
- Dans notre calcul la densité du conglomérat est de 2.65 g/cm^3 .

Le volume total entre les calcaires et les conglomérats est de l'ordre de **142 536 336.6 m³**.

	calcaire	conglomérat
Volume (m³)	131 242 298.80	11 294 037.86
Densité	2.7	2.65
Tonnage (t)	354 354 206.60	29 929 200.33

Tableau IV.7: Tonnage du calcaire et du conglomérat entre les niveaux 540 et 240.

En conclusion le résultat du calcul global sur les deux parties, c'est-à-dire la zone d'étude, avec la méthode des courbes de niveau sont représenté dans le tableau IV.8:

	Argile et marne	conglomérat	calcaire
Volume (m³)	193 329.71	11 294 037.86	169 714 912.70
Densité	2.57	2.65	2.7
Tonnage (t)	496 857.35	29 929 200.33	458 230 264.40

Tableau IV.8: Tonnage global du calcaire, conglomérat, et des argiles – marnes.

IV.3 La carte géologique [BELHADAD F., 2008]

IV.3.1 Définition

Une carte géologique est la représentation, sur un fond topographique, des terrains qui affleurent à la surface du sol.

IV.3.2 Eléments fondamentaux d'une carte géologique

Lorsqu'un géologue est chargé de cartographier une région, son premier outil est la carte topographique sur laquelle il reporte les niveaux rencontrés à la suite de plusieurs coupes et corrélations (les différents terrains seront représentés par une couleur conventionnelle affectée d'une notation).

IV.3.2.1 Principe de notation et de figuration

Sur une carte géologique, les divers terrains sont désignés par des notations et généralement affectés de couleurs qui indiquent leur âge géologique quand on le connaît.

Couleur:

- Quaternaire (IV).....beige et gris
- Tertiaire (III)jaune à orange
- Crétacévert
- jurassique(II)bleu
- Triasviolet
- Primaire (I)teintes variables sombres

IV.3.2.2 Légende géologique

Elle est imprimée en marge de la carte, les différentes couches représentées par leur couleur et la notation correspondante sont disposées sous forme d'un petit caisson rectangulaire dans l'ordre de superposition normale (de bas en haut, on va de la couche la plus ancienne vers la couche la plus récente). Devant chaque caisson sont rappelées brièvement.

- l'âge ;
- la nature lithologique ;
- l'épaisseur quand on la connaît.

IV.4 Coupes géologiques [BELHADAD F., 2008]

IV.4.1 Généralités sur les coupes géologiques

La coupe géologique représente la section des terrains par un plan vertical. A la différence du profil topographique, la coupe géologique exige une certaine part d'interprétation (on représente en effet des terrains cachés en profondeur, n'en connaissait que la partie qui affleure). Il nous est alors possible de dessiner l'allure la plus vraisemblable des terrains telle qu'elle se déduit logiquement des indications de la carte.

Certaines coupes géologiques sont visibles dans la nature :

- * bord des routes ;
- * tranchées de chemins de fer ;
- * carrières ;
- * gorges profondes et verticales de torrents (d'oueds) ;
- * falaises marines.

IV.4.2 Les figurés de la coupe géologique

Alors que sur la carte, les différents terrains se distinguent par une notation et une couleur, sur la coupe, les figurés doivent rendre compte des caractères lithologiques des formations représentées.

Les figurés se dessinent en rapport avec les limites des couches et non avec l'horizontale, autrement dit, les traits des figurés seront parallèles ou perpendiculaires aux limites des couches.

IV.4.3 La coupe géologique : Marche à suivre (cas des dépôts sédimentaires)

- 1 - Exécuter le profil topographique orienté avec le plus grand soin.
- 2 - Repérer toutes les couches géologiques qui affleurent le long du trait de coupe (couleurs et indices). Chercher les correspondances dans la légende.
- 4 - On commence par dessiner la couche la plus récente dont on connaît le toit et le mur partout où elle affleure.

5 - une fois dessinée cette première couche (et du même coup remarquons-le la couche la plus récente qui lui est superposée). On fait de même pour les couches sous-jacentes en respectant à chaque fois l'épaisseur et les limites de chaque couche.

Dans la même couche, l'épaisseur doit rester constante tout le long de son tracé (sauf pour la couche superficielle car elle a été soumise à l'érosion).

6 - les alluvions laissées par les rivières lors des crues n'interviennent pas dans la structure géologique, on les représente à la fin par un trait de crayon plus épais sur le tracé du profil.

IV.5 Description de la méthode de calcul des réserves par coupes géologiques

Le calcul des réserves par cette méthode est utilisé lorsque la morphologie du corps est complexe et que les ouvrages sont disposés le long des lignes de prospection. Le principe de cette méthode est la délimitation de chaque bloc par deux coupes voisines parallèles ou non parallèles.

IV.5.1 Marches à suivre pour l'exécution de cette méthode [HAMADACHE K., 1994]

- le bloc de réserves est délimité par deux coupes successives.
- On calcule la surface du corps dans chaque coupe et séparément pour chaque catégorie.

Catégorie 1 : lorsque les coupes sont parallèles et si :

- $|S_1 - S_2| \leq 40\%$ on a :

$$V = \frac{(S_1 + S_2)}{2} \cdot l \dots \dots \dots Eq(IV.3)$$

S_1, S_2 : Surface des blocs sur les coupes voisines.

- $|S_1 - S_2| \geq 40\%$ on a :

$$V = S_1 + S_2 + \frac{\sqrt{S_1 * S_2} * L}{3} \dots \dots \dots Eq(IV.4)$$

Catégorie 2 : lorsque les coupes ne sont pas parallèles et si :

- $|S_1 - S_2| \leq 40\%$ et $\alpha \leq 10^\circ$ on a

$$V = \frac{(S_1 + S_2) * (l_1 + l_2)}{2} \dots \dots \dots Eq(IV.5)$$

l_1, l_2 : Distance minimale et maximale des points extérieurs.

- $|S_1 - S_2| \geq 40\%$ et $\alpha \leq 10^\circ$ on a :

$$V = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 * S_2}}{3} * \frac{(l_1 + l_2)}{2} \dots \dots \dots Eq(IV.6)$$

c. $|S_1 - S_2| \leq 40\%$ et $\alpha \geq 10^\circ$ on a :

$$V = \frac{\alpha}{\sin \alpha} * \frac{(S_1 + S_2)}{2} * \frac{(l_1 + l_2)}{2} \dots \dots \dots Eq(IV.7)$$

d. $|S_1 - S_2| \geq 40\%$ et $\alpha \geq 10^\circ$ on a :

$$V = \frac{\alpha}{\sin \alpha} \left(\frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 * S_2}}{3} \right) \frac{(l_1 + l_2)}{2} \dots \dots \dots Eq(IV.8)$$

α : Angle entre les coupes en radian.

c. On calcule les réserves en minerai selon l'Eq (II.2).

IV.5.2 Délimitation des affleurements sur la carte topographique

Pour la réalisation des coupes géologiques il faut une délimitation sur une carte topographique des zones d'affleurement des terrains.

Comme dans notre cas, nous avons délimité les affleurements des terrains en nous basant sur la zone de calcul, la figure IV.4 montre ces affleurements et leur délimitation :

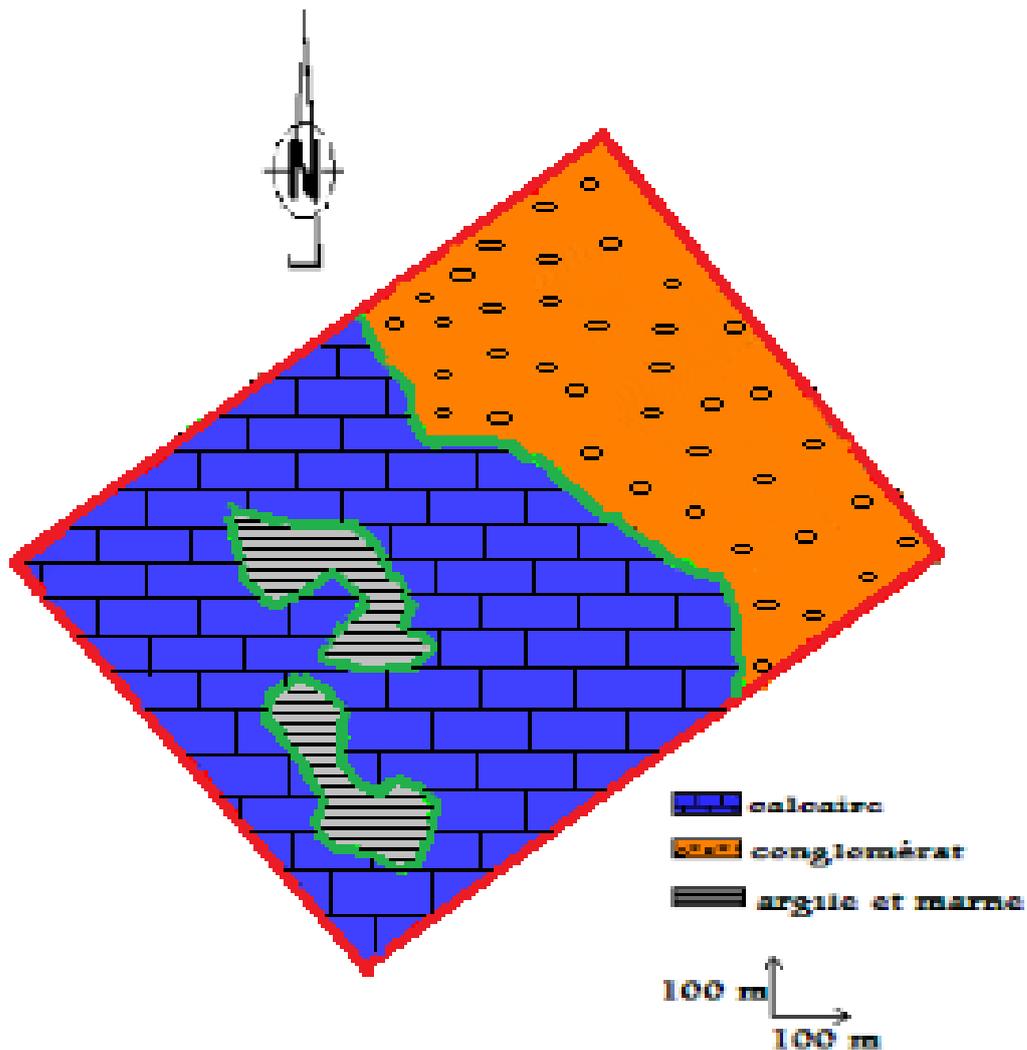


Figure IV.4: Carte de délimitations des affleurements.

IV.5.3 Les profils des coupes

Les profils des coupes géologiques dans notre cas se feront de façon à couvrir toute la zone de calcul, comme la zone de calcul est subdivisée en deux parties; les coupes géologiques se feront dans le but de couvrir les deux parties :

- 1^{ère} partie : deux coupes géologiques parallèles de chaque côté, et une coupe géologique inclinée entre les quatre.
- 2^{ème} partie : quatre coupes géologiques parallèles.

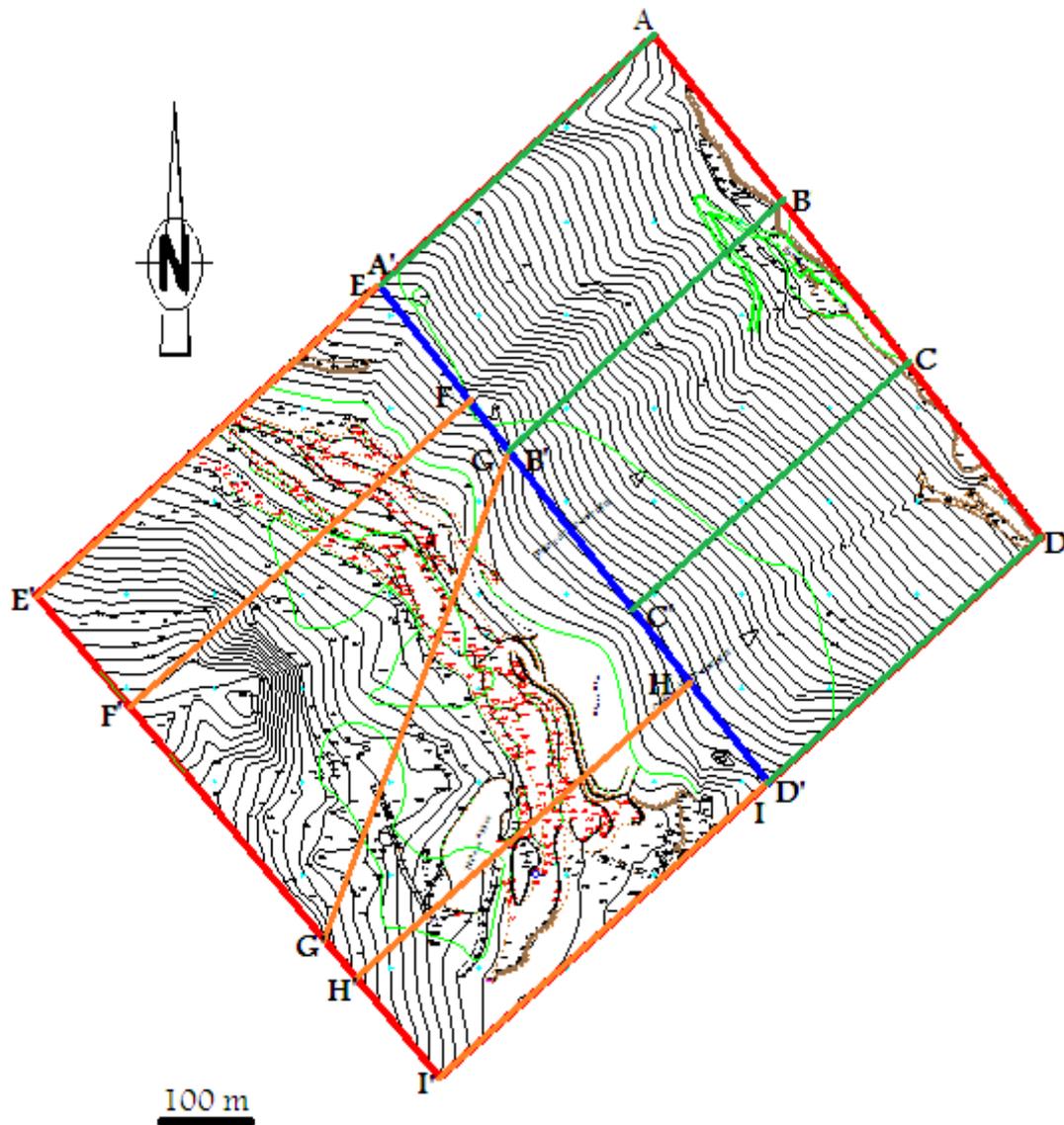


Figure IV.5: Profils des coupes géologiques.

IV.5.3.1 Les coupes géologiques de la deuxième partie et calcul de réserves

Nous présentons les coupes réalisées AA',BB',CC',DD', au 1/3000 qui ont servi à calculer les réserves dans les figures suivantes (Fig. IV.6 à 9).

- Coupe AA' :

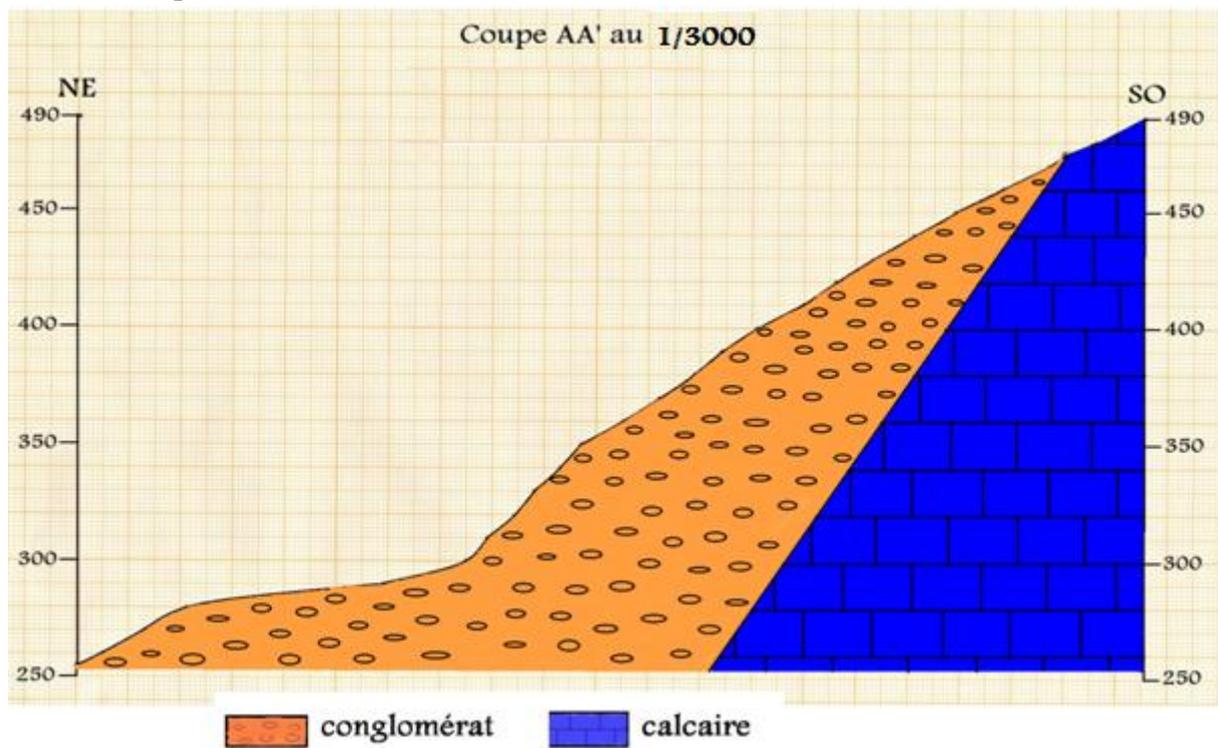


Figure IV.6 : Coupe géologique AA'.

- Coupe BB' :

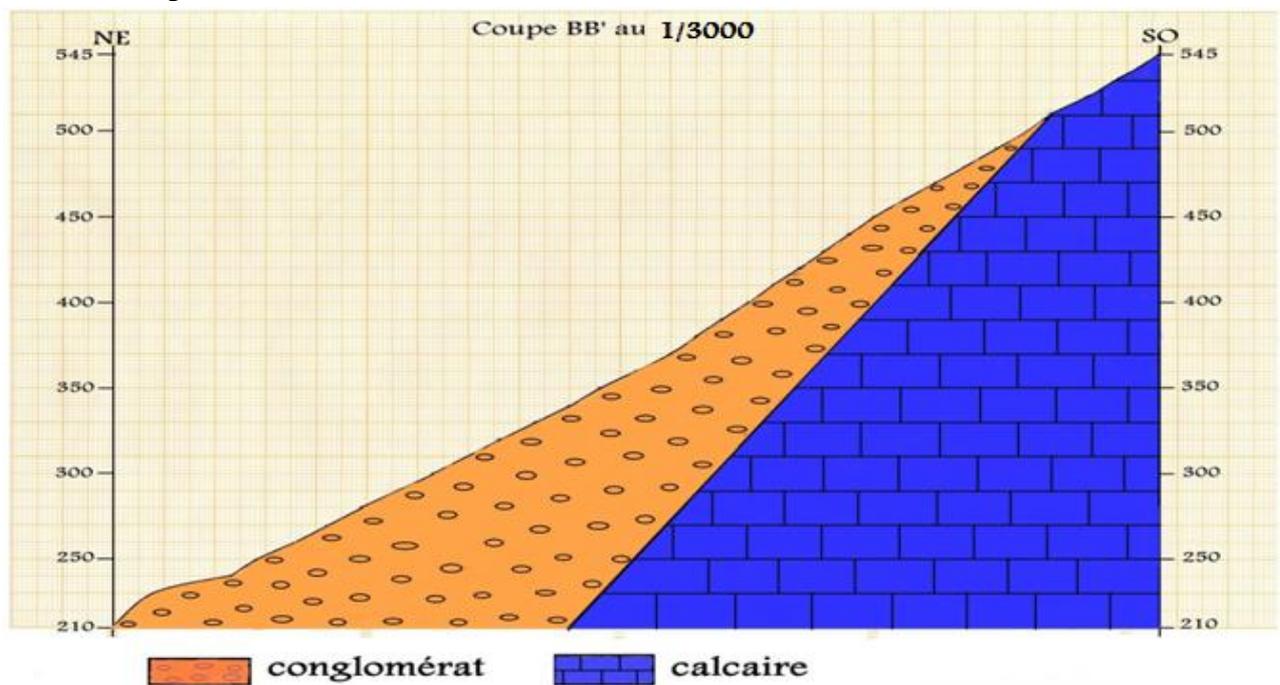


Figure IV.7 : Coupe géologique BB'.

- Coupe CC' :

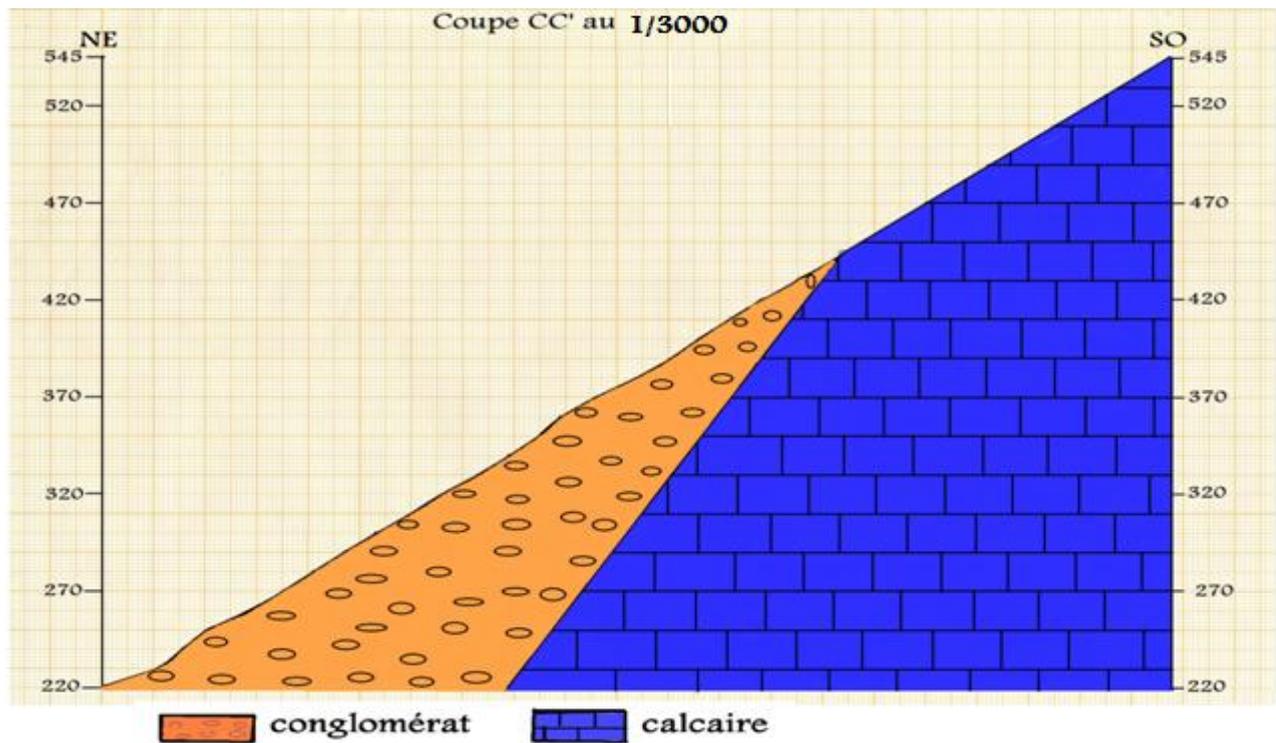


Figure IV.8 : Coupe géologique CC'.

- Coupe DD' :

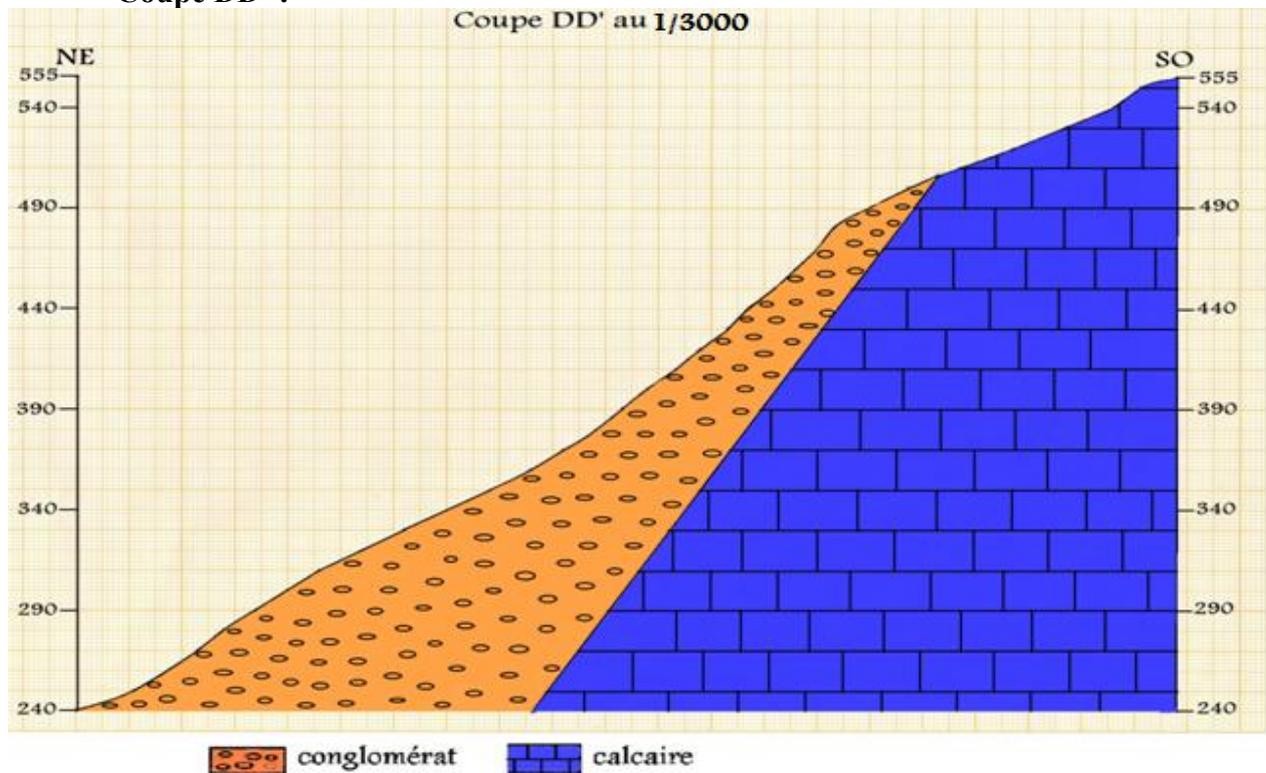


Figure IV.9 : Coupe géologique DD'.

Les calculs sont présentés dans le tableau IV.9 suivant :

Coupes	Surface du calcaire (m^2)	Surface du conglomérat (m^2)	Distance entre 2 coupes	Volume du calcaire (m^3)	Volume du conglomérat (m^3)
Coupe AA'	21 966	24 964	230	1 918 966 .85	5 612 000
Coupe BB'	41 814	23 836			
Coupe BB'	41 814	23 836	223	10 160 103	2 366 143 .81
Coupe CC'	49 308	40 238			
Coupe CC'	49 308	40 238	241	11 565 590	2 353 145 .47
Coupe DD'	46 672	20 242			
			Volume total	23 644 659.85	10 331 289.28

Tableau IV.9: Calcul des volumes de la 2^{ème} partie.

Les coupes AA', BB', CC' et DD' ne traversent pas toute la zone du calcul des réserves géologiques, ainsi une portion de terrain n'a pas été calculée (on suppose que le terrain est totalement calcaire) à savoir la verticale de l'interface entre les deux parties du calcul jusqu'au niveau 240 (base de calcul) multipliée par la surface de la 1^{ère} partie.

Les coupes EE', FF', GG', HH', II' commencent de l'interface qui est à une altitude moyenne de 282.5 m jusqu'au sommet (850 m), donc la portion de terrains - supposée entièrement calcaire- en dessous du niveau moyen 282.5 m jusqu'à la base (240 m) n'est pas calculée.

La surface de la 1^{ère} partie est de : $690.82 * 498.90 = 344\ 650.09\ m^2$

La différence de niveau entre l'altitude de l'interface et la base 240 est évaluée en moyenne à **282.5 m**.

Le volume de la portion non calculée est alors de :

$$V = 344\ 650.09 * 282.5$$

Soit $V = 97\ 363\ 650.43\ m^3$

IV.5.3.2 Les coupes géologiques de la première partie et calcul de réserves

Nous présentons les coupes réalisées EE', FF', GG', HH', II' au 1/3000 qui ont servi à calculer les réserves dans les figures suivantes (Fig. IV.10 à 14).

- Coupe EE' :

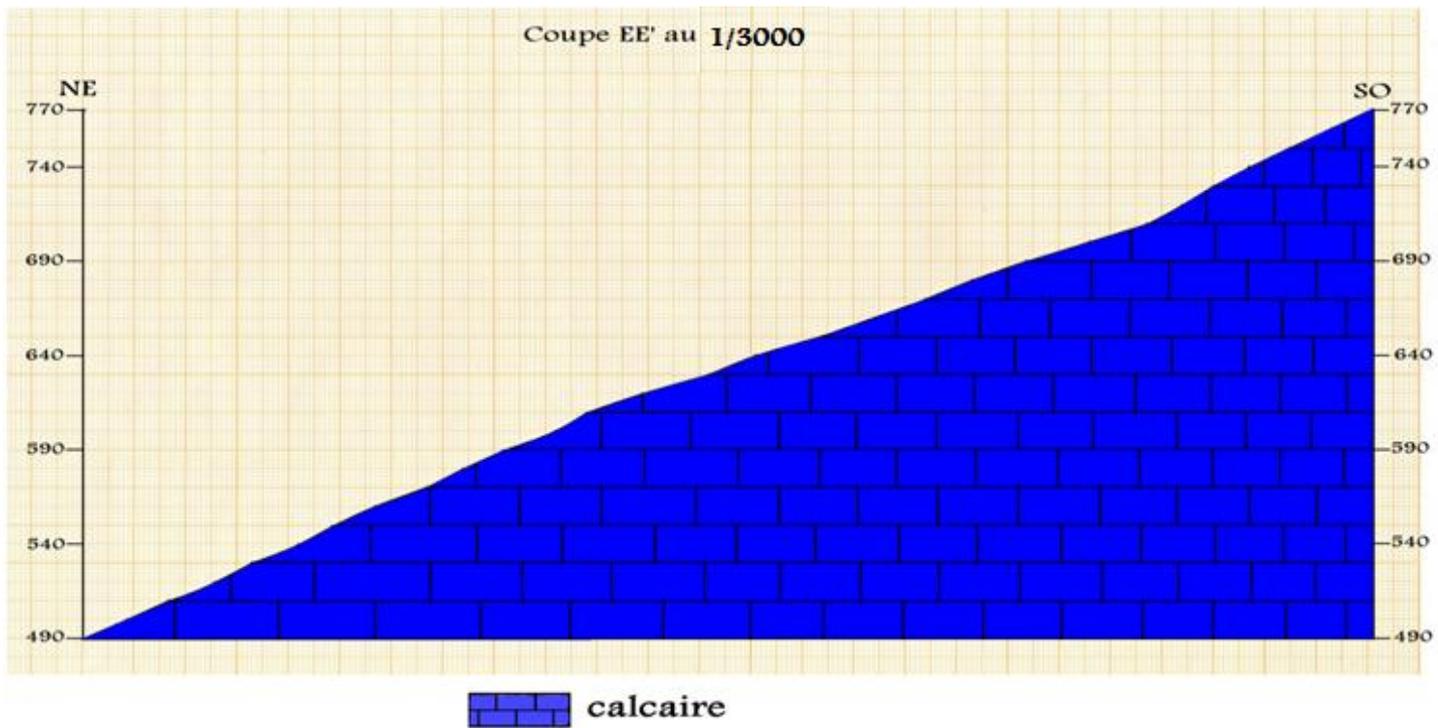


Figure IV.10 : Coupe géologique EE'.

- Coupe FF' :

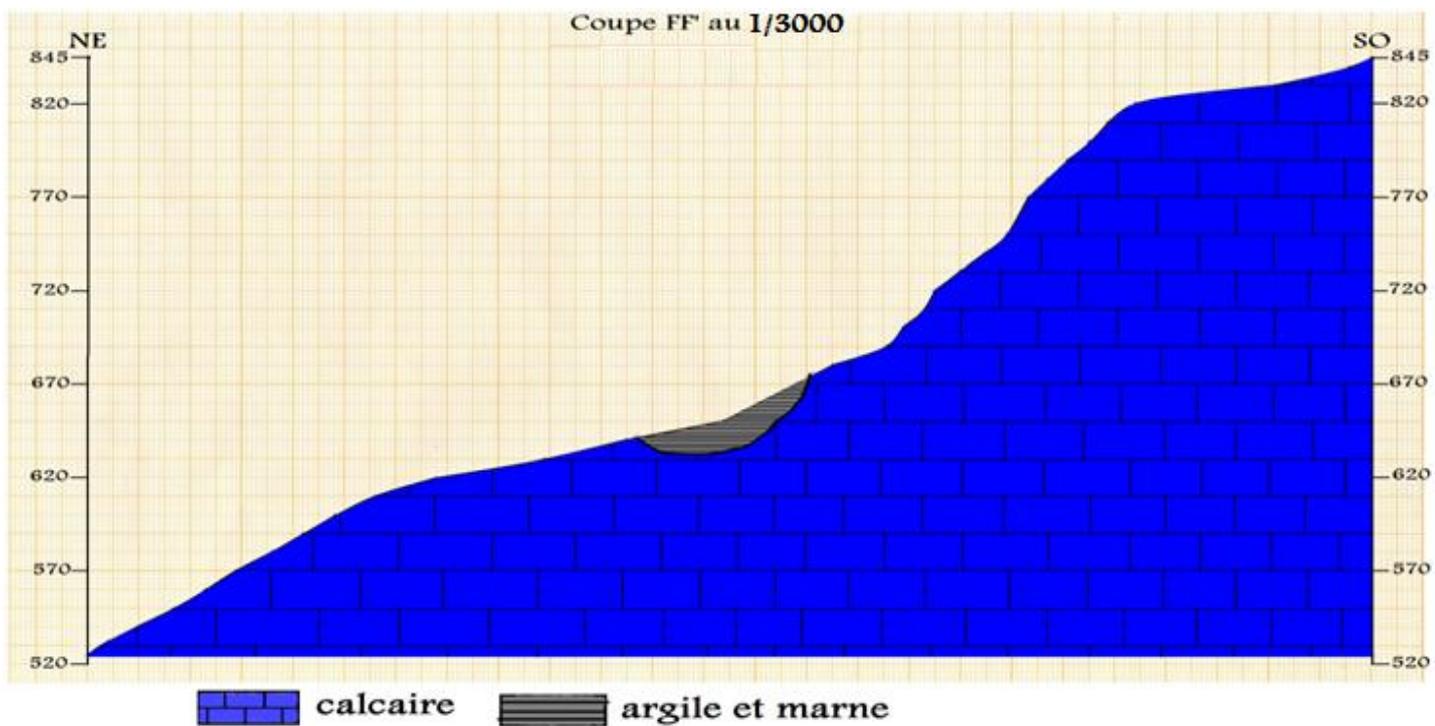


Figure IV.11 : Coupe géologique FF'.

- Coupe GG' :

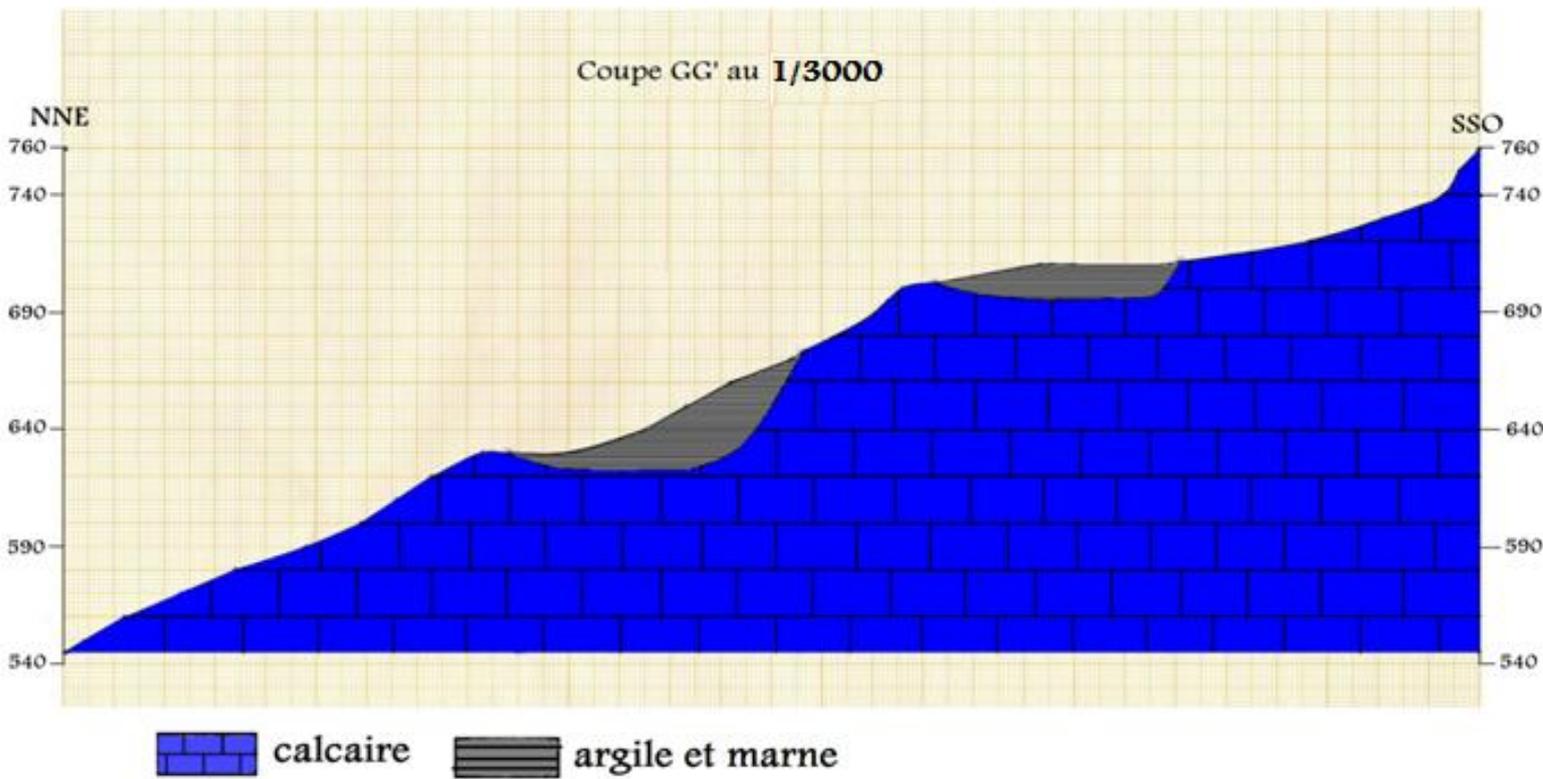


Figure IV.12 : Coupe géologique GG'.

- Coupe HH' :

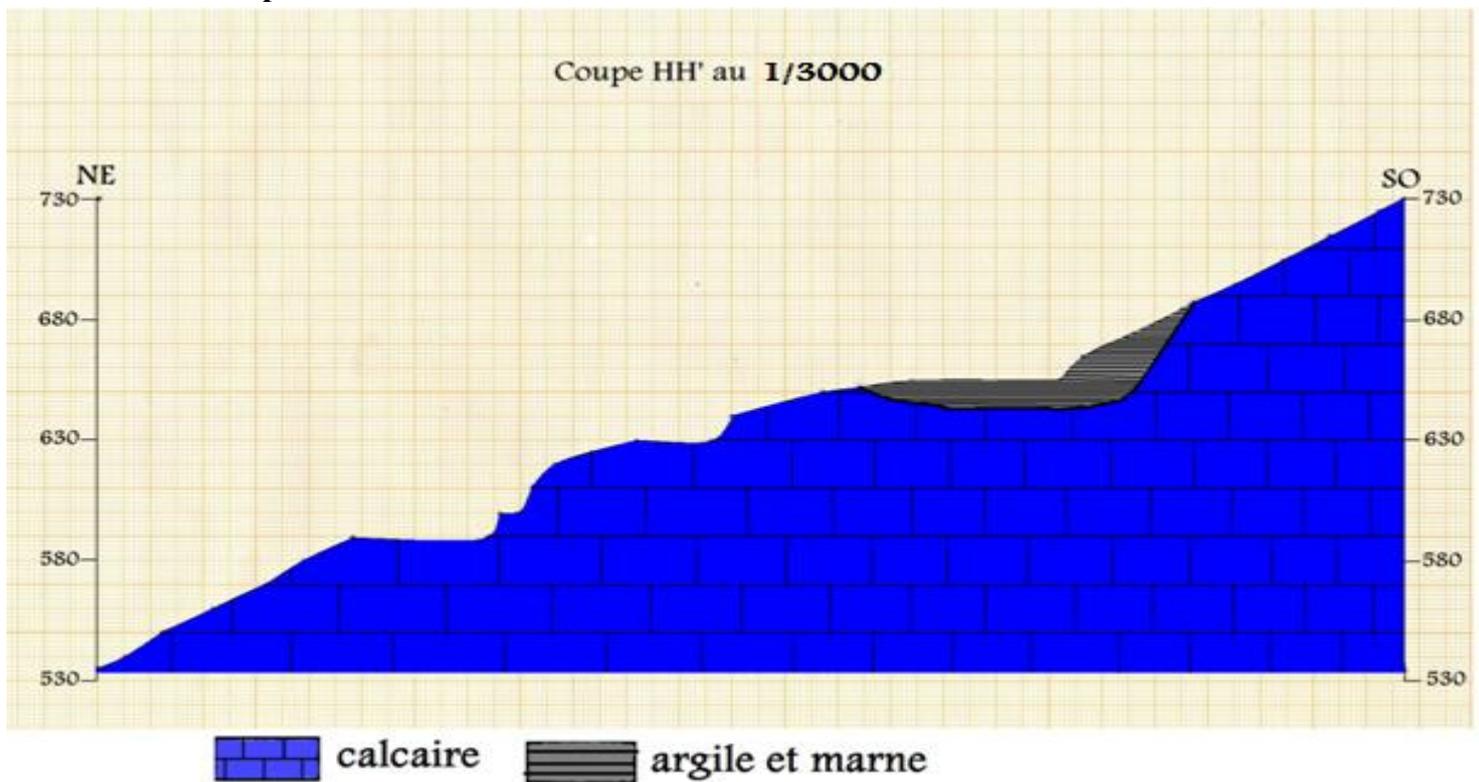


Figure IV.13 : Coupe géologique HH'.

- Coupe II' :

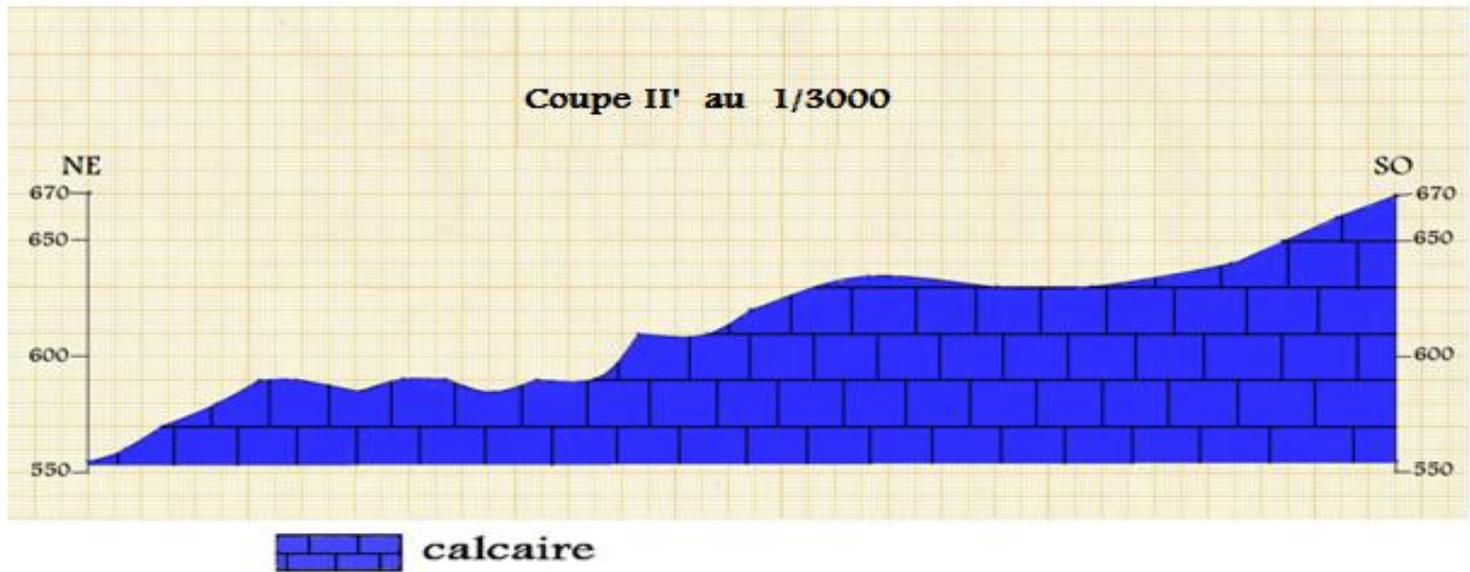


Figure IV.14 : Coupe géologique II'.

Le tableau IV.10 montre les résultats du calcul des réserves de la 1^{ère} partie

Coupes	Surface du calcaire (m^2)	Distance entre 2 coupes (m)	Volume total (m^3)	Volume des argiles - marnes (m^3)	Volume du calcaire (m^3)
Coupe EE'	69 940	160	11 952 160	59 760.8	11 892 399.20
Coupe FF'	79 462				
Coupe FF'	79 462	68.1	14 892 908.50	74 464.54	14 818 443.96
Coupe GG'	63 782	332.5			
Coupe GG'	63 782	464.3	15 518 759.85	77 593.80	15 441 166.05
Coupe HH'	51 120	56.1			
Coupe HH'	51 120	141.5	1 906 425.40	9 532.12	1 896 893.27
Coupe II'	29 318				
			Volume total (m^3) par nature	221 351.26	44 048 902.48

Tableau IV.10: Calcul des volumes de la 1^{ère} partie.

Remarque :

- la coupes GG' fait un angle de $\alpha = 27^\circ$, par rapport à deux coupes FF' et GG'.
- Le volume entre les deux coupes FF', GG' et GG',HH' est calculé par l'**Equation (IV.7)**

Le résultat global du calcul des réserves géologiques sur les deux parties c'est-à-dire la zone que nous avons considérée pour l'évaluation par la méthode des coupes géologiques est le suivant (**Tableau IV.11**):

	Argile et marne	conglomérat	calcaire
Volume (m^3)	221 351.26	10 331 289.28	165 057 212.80
Densité	2.57	2.65	2.7
Tonnage (t)	568 872.73	27 377 916.59	445 654 474.50

Tableau IV.11: Tonnage global du calcaire, conglomérat, et des argiles – marnes.

IV.6 Calcul des réserves exploitables

IV.6.1 Introduction

Pour investir dans un projet d'exploitation d'une mine, il est nécessaire d'avoir les réserves exploitables afin de déterminer la dure de vie du projet (de la mine).

Après avoir calculé les réserves géologiques du gisement de calcaire d'Ifri, il est intéressant de connaître les réserves exploitables ou au moins d'avoir une idée du tonnage de la partie à exploiter.

La zone considérée pour les calculs des réserves géologiques du gisement d'Ifri, doit être certainement plus grande par rapport à la zone qui sera prise pour les calculs des réserves exploitables pour plusieurs considérations.

IV.6.2 Le choix de la zone de calcul

Le choix de la zone de calcul des réserves exploitables eu égard à plusieurs façons de procéder pour l'extraction du minerai (calcaire), c'est-à-dire à la méthode d'exploitation du gisement (notre cas d'Ifri), ce qui est en relation directe avec les conditions naturelles du gisement et les propriétés mécaniques et physiques de la roche à extraire.

L'exploitation du gisement d'Ifri à été projetée du niveau 700 m jusqu'au niveau 475m, par gradins de 15 m de hauteur ce qui nous fait 15 gradins.

Remarque : les gradins sont représentés en vert dans la **figure IV.15**

Coordonnées UTM des points de la zone considérée :

Points	Coordonnées UTM	
	X	Y
1	540741.55	4051479.21
2	541194.55	4050953.63
3	541054.80	4050835.73
4	540996.20	4050901.58
5	540701.21	4050655.04
6	540629.76	4050735.35
7	540740.77	4050830.27
8	540421.08	4051205.43

Tableau IV.12: Coordonnées UTM des points.

La figure suivante montre la zone de calcul des réserves d'exploitation est les points qui la délimitent.

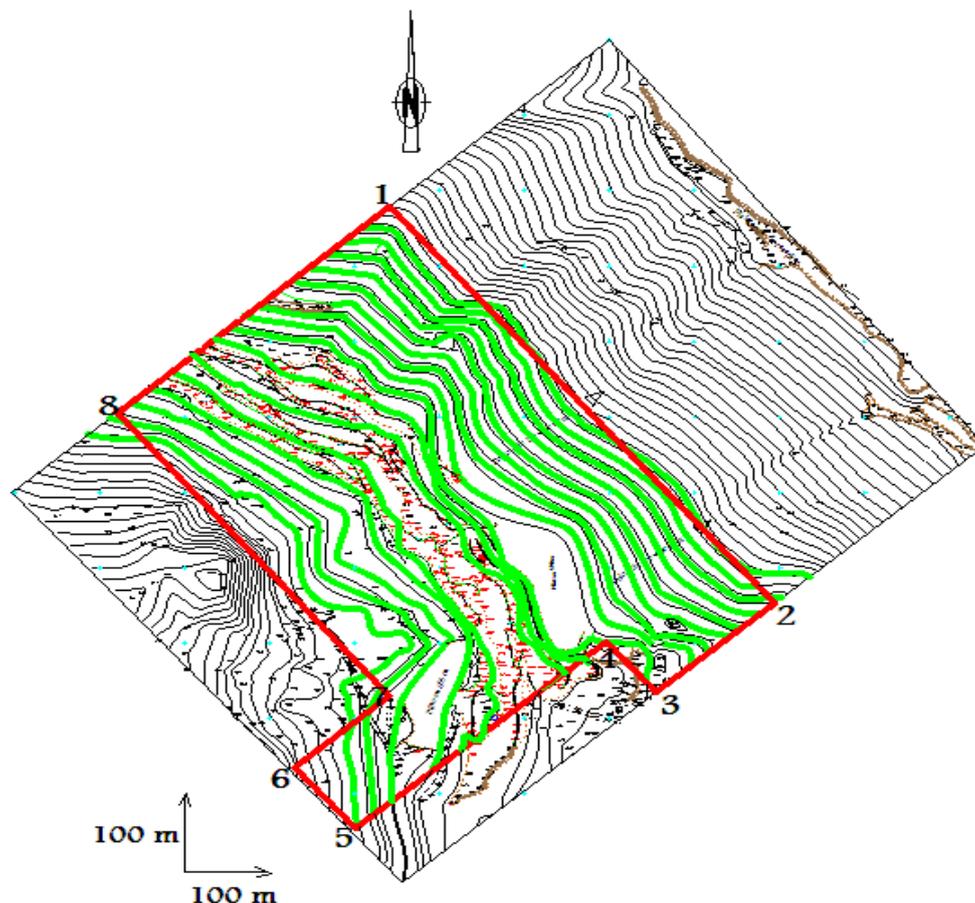


Figure IV.15: Délimitation du secteur de calcul des réserves exploitables.

IV.6.3 Les profils des coupes topographiques :

Les profils des coupes topographiques se feront de manière à combler le secteur choisi, Elles sont de nombre de neuf, parallèles entre elles avec des distances variables.

Réalisés comme suit :

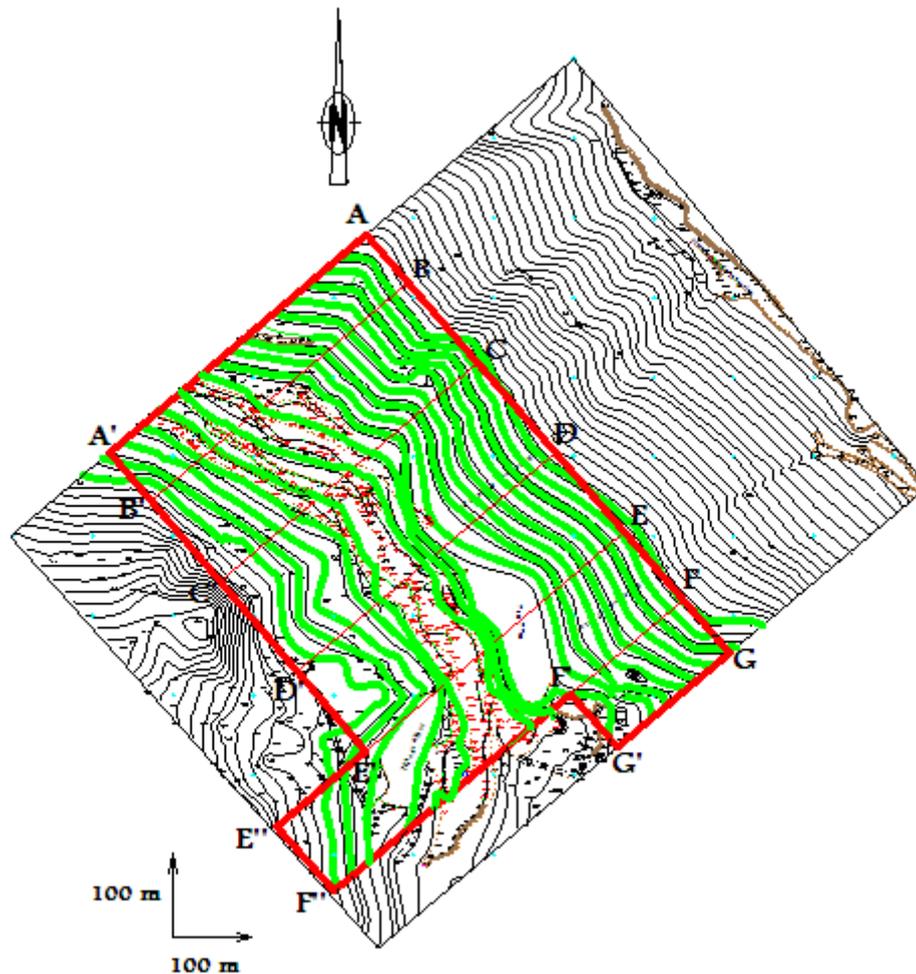


Figure IV.16: Les profils des coupes topographiques.

A la fin de chaque exploitation d'une carrière à ciel ouvert l'angle de liquidation des gradins, et l'angle de liquidation de tout la mine doivent être respecté. Ils sont dépendants de plusieurs paramètres (la dureté de la roche, la profondeur de la mine, le coefficient de sécurité F_s ,...)

Le tableau ci dessous illustre les différentes valeurs de ces angles :

Caractéristiques des roches	Facteur de dureté	Angle de liquidation du gradin(°)	Angle de liquidation(°) de la carrière en fonction de la profondeur(m)			
			90	180	240	300
Très dure	15 – 20	75 – 85	60 - 68	57 - 63	60 - 63	48 – 54
Dure	8 – 14	66 – 75	50 - 60	48 - 57	45 - 53	41 - 38
moyen	<u>3 - 7</u>	56 – 65	43 - 60	41 - 48	39 - <u>45</u>	36 - 43
tendre	1 – 2	40 – 55	30 - 43	28 - 41	26 - 39	24 - 36
Très tendre	0.6 – 0.8	25 – 40	21 - 30	20 - 38	/	/

Tableau IV.13: Angles de liquidations.[GACEM et BOUCHAIR *in* MOHAMED AGUID,2012]

- Coupe AA' :

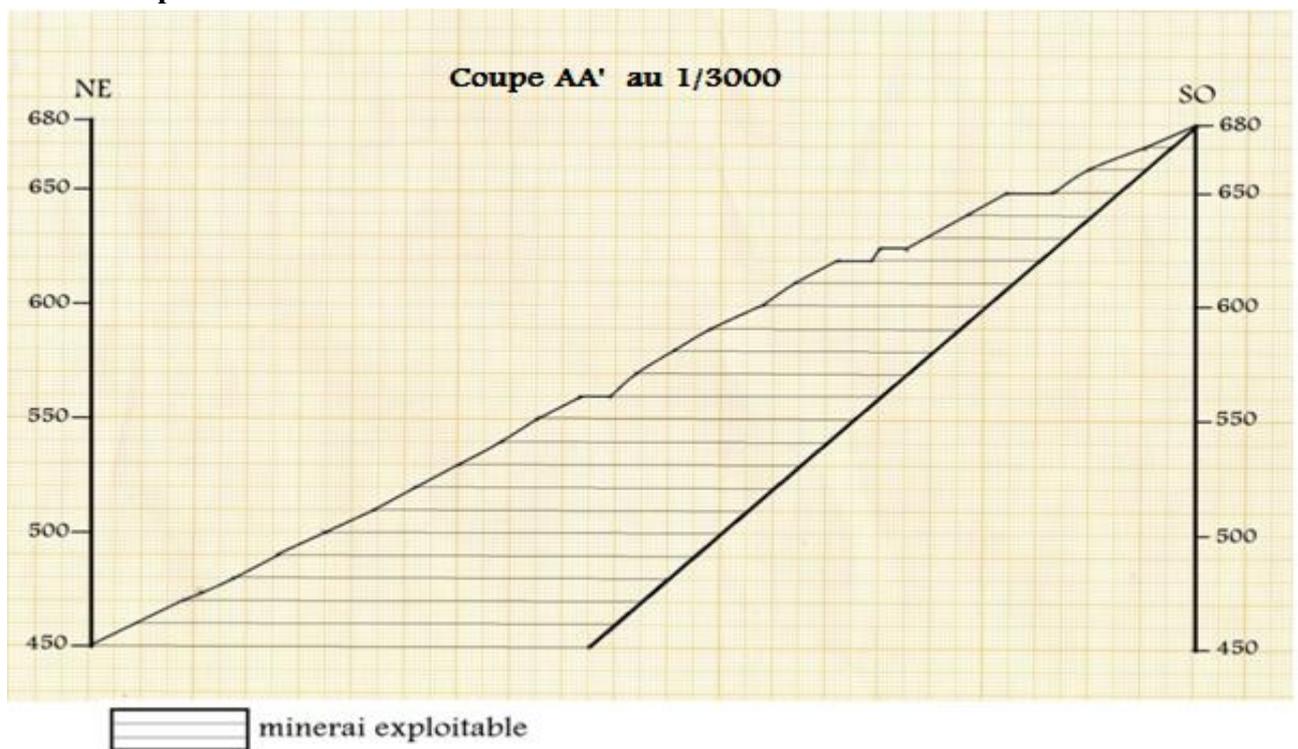


Figure IV.17: Coupe topographique AA'.

- Coupe BB' :

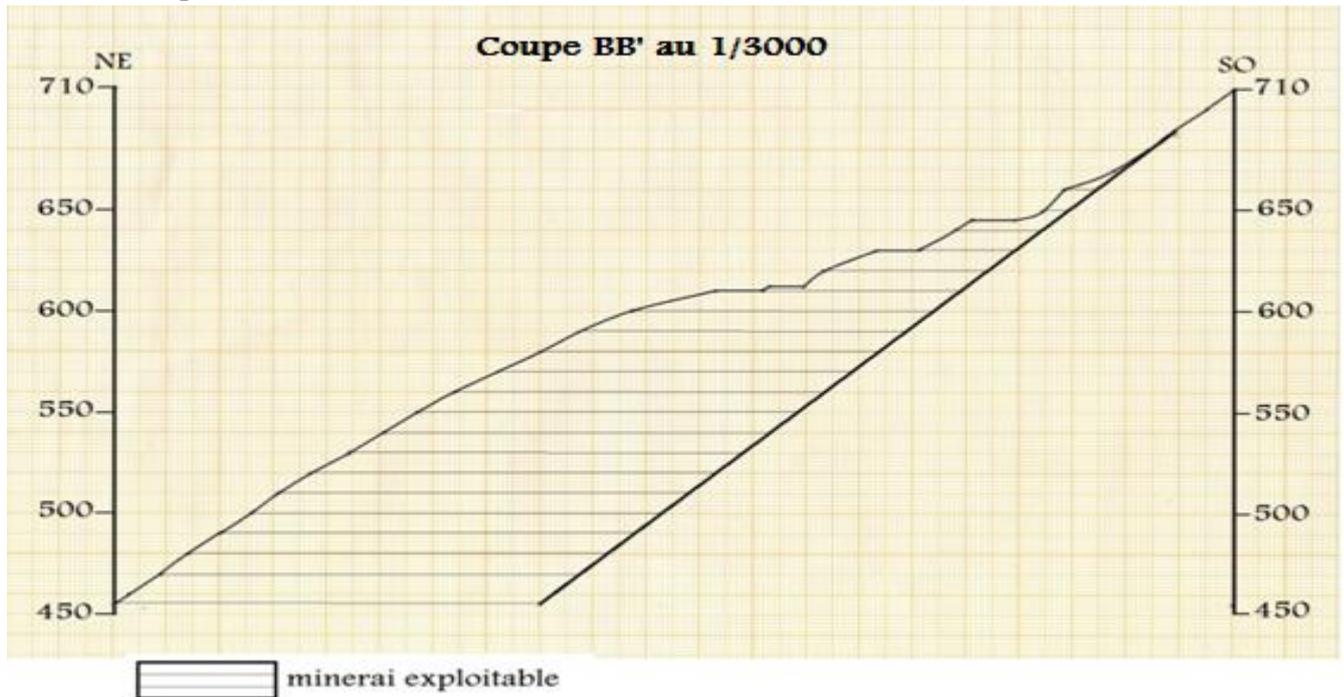


Figure IV.18 : Coupes topographiques BB'.

- Coupe CC' :

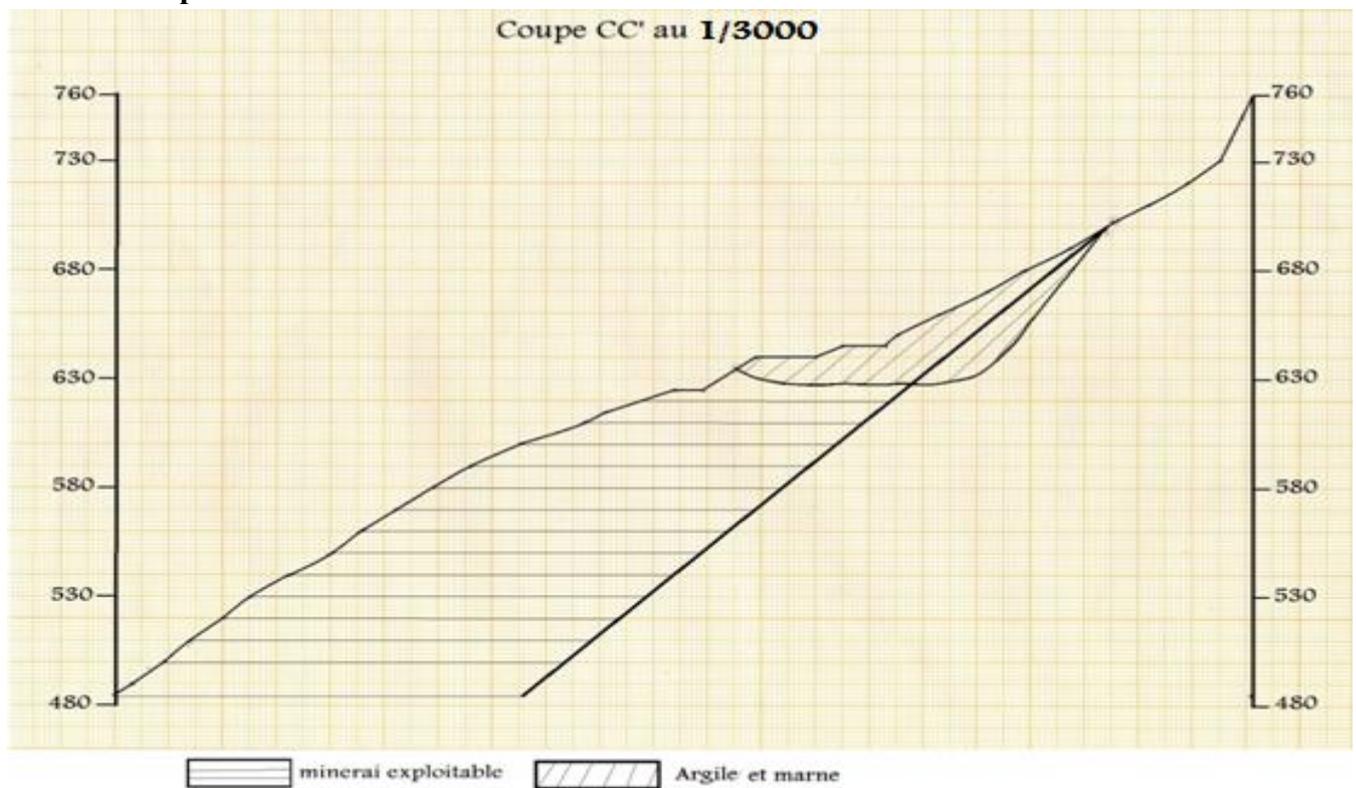


Figure IV.19 : Coupes topographiques CC'.

- Coupe DD' :

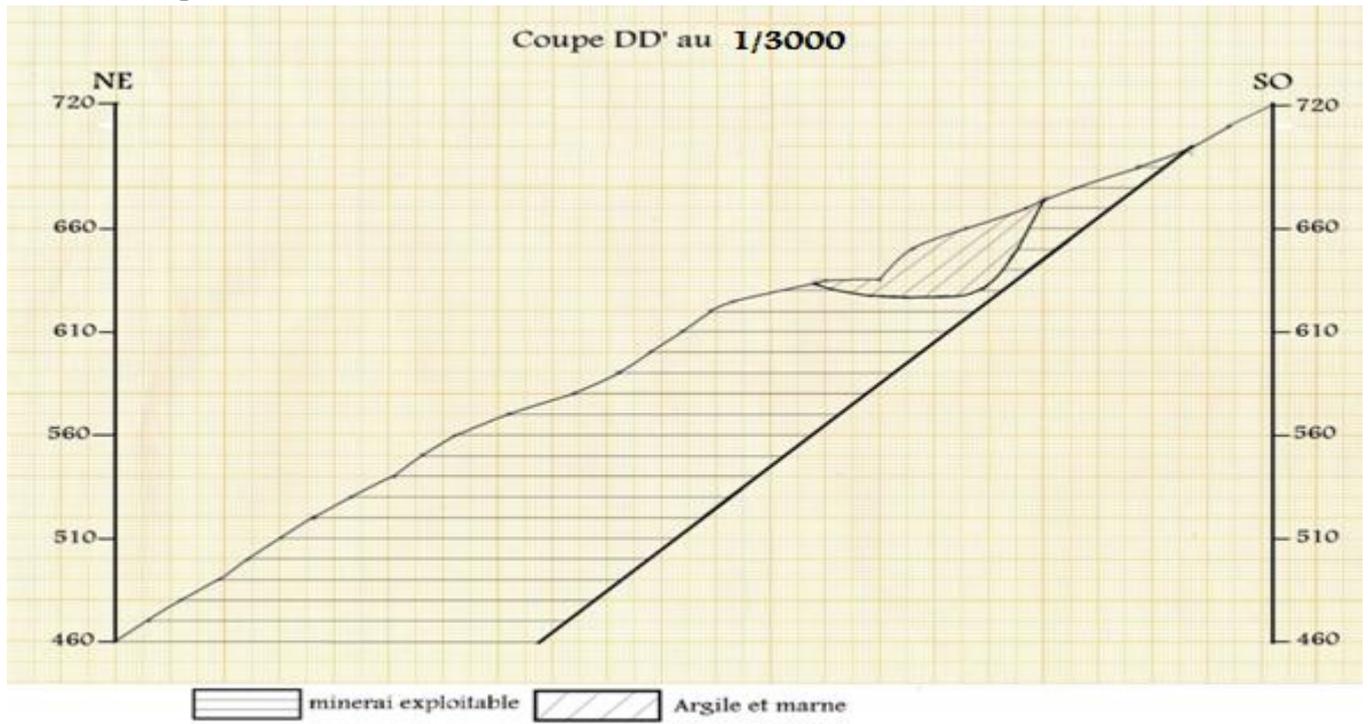


Figure IV.20 : Coupes topographiques DD'.

- Coupe EE' :

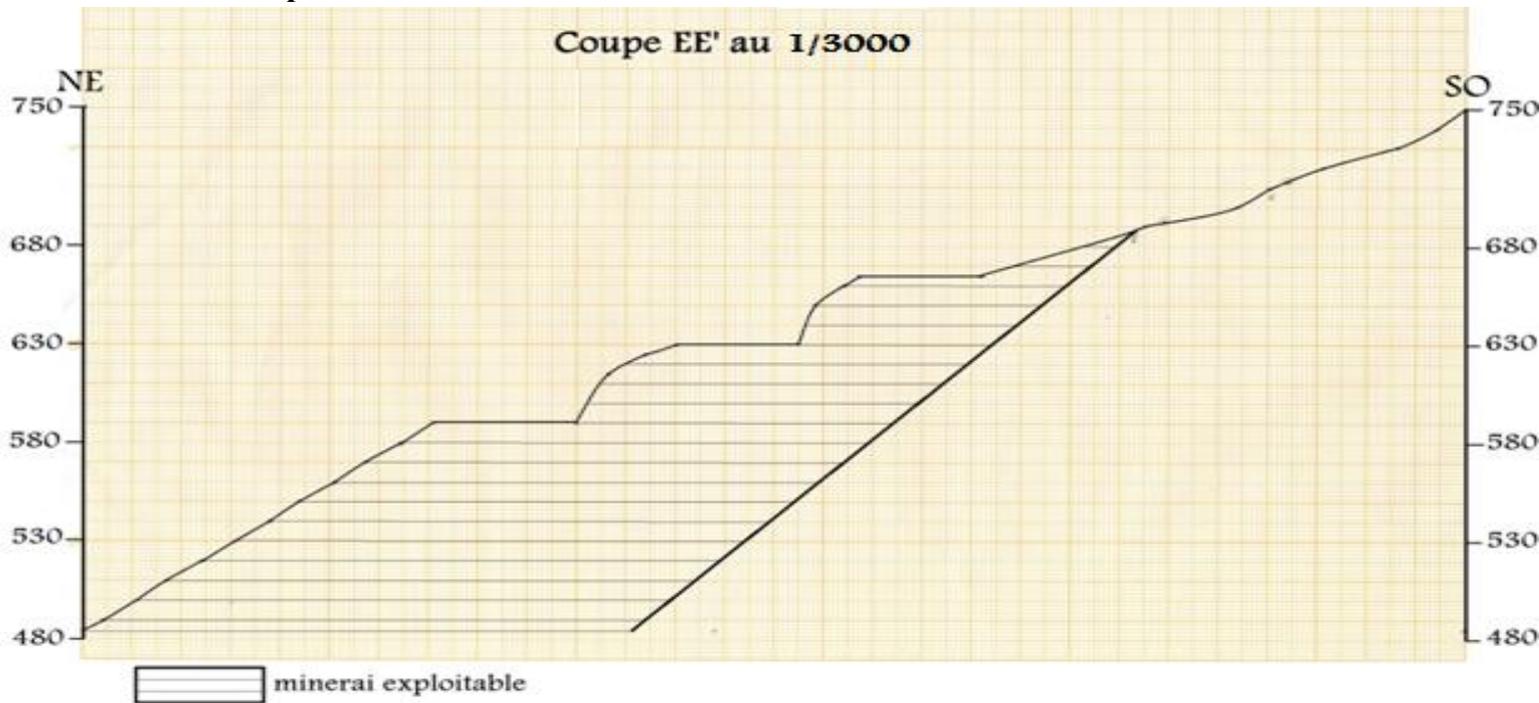


Figure IV.21 : Coupes topographiques EE'.

- Coupe EE'' :

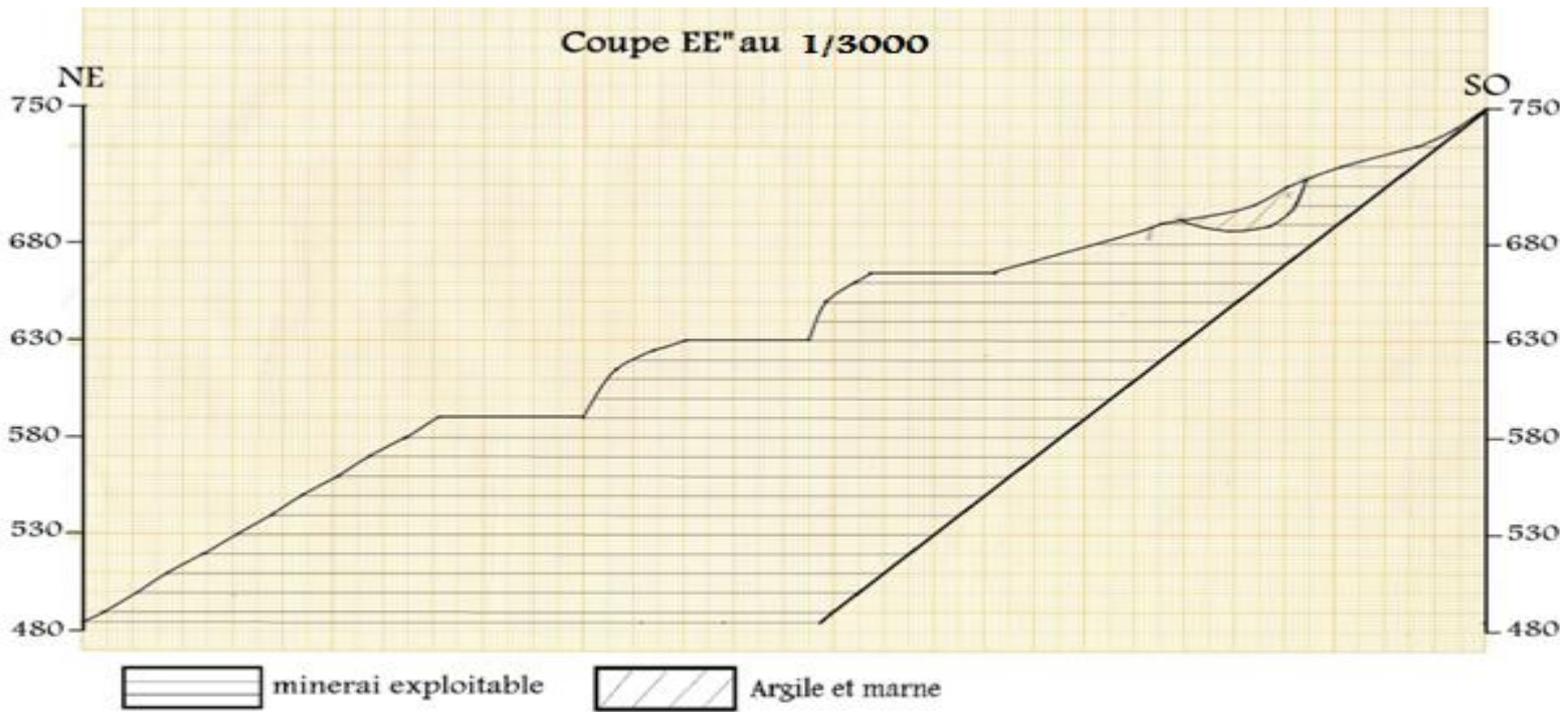


Figure IV.22: Coupes topographiques EE''.

- Coupe FF' :

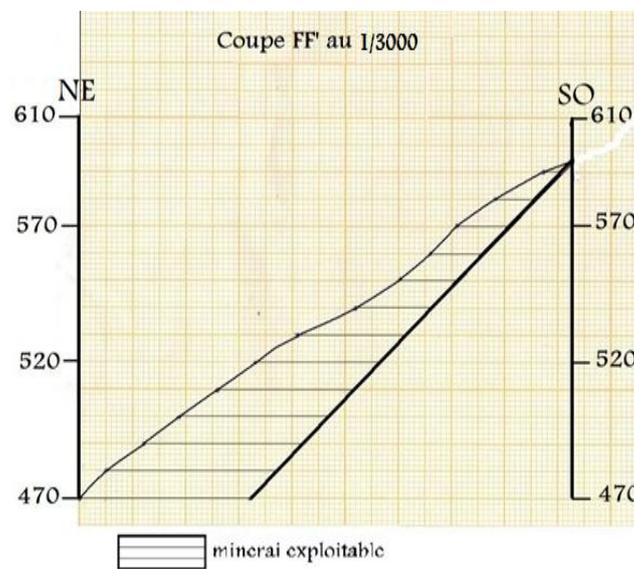


Figure IV.23 : Coupes topographiques FF'.

- Coupe FF'' :

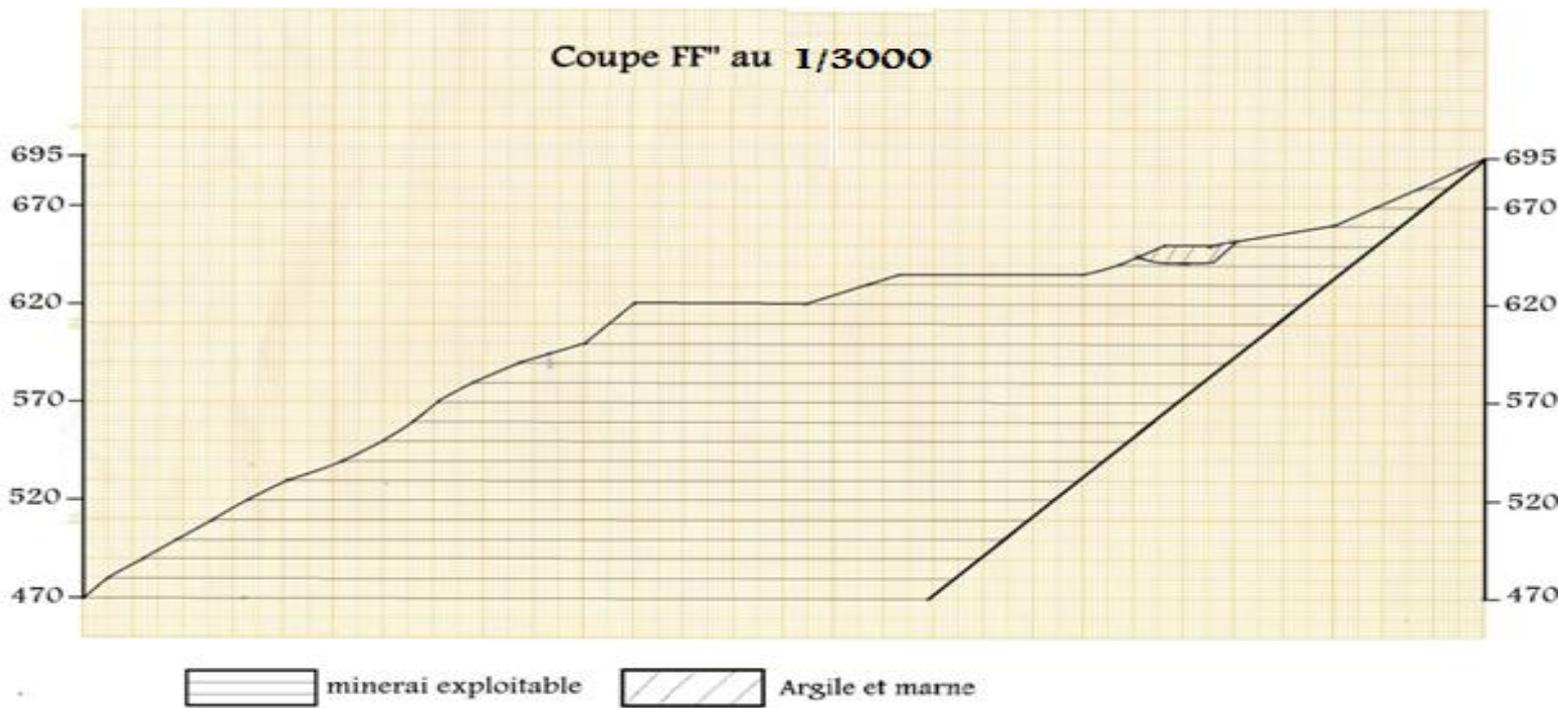


Figure IV.24: Coupes topographiques FF''.

- Coupe GG' :

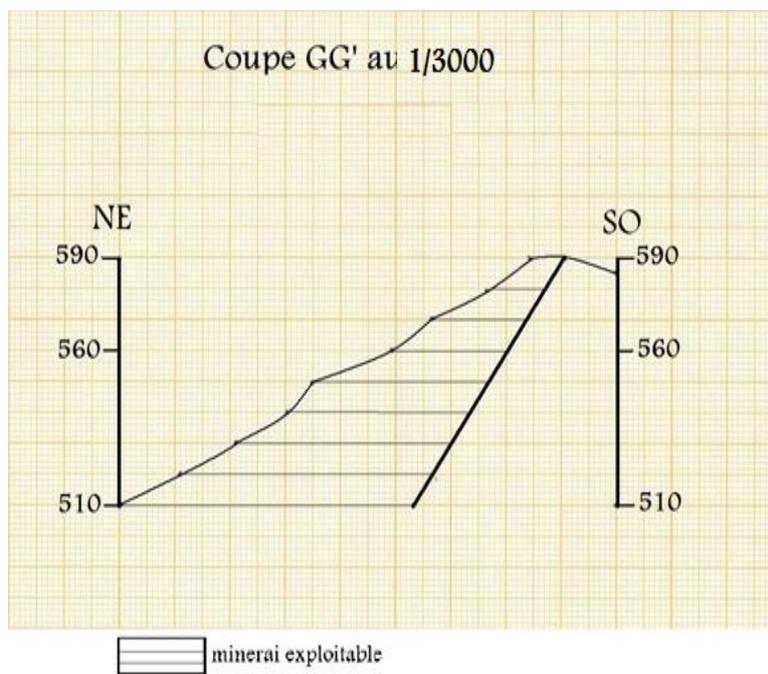


Figure IV.25: Coupes topographiques GG'.

IV.6.4 Calcul des réserves exploitables

Le calcul des réserves exploitables par la méthode des coupes topographiques est effectué après que les angles de liquidation ont été choisis. Les résultats de calcul sont présentés dans le tableau suivant :

Coupes	Surface du minerai et les argiles-marnes (m^2)	Distance entre 2 coupes (m)	Volume du minerai et les argiles-marnes (m^3)	Volume des argiles-marnes (m^3)	Volume du minerai (m^3)
Coupe AA'	22 518	79.47	1 853 717.22	9 268.58	1 844 448.64
Coupe BB'	24 134				
Coupe BB'	24 134	133.30	2 960 992.90	14 804.96	2 946 187.94
Coupe CC'	20 292				
Coupe CC'	20 292	148.44	3 335 595.24	16 677.97	3 318 917.27
Coupe DD'	24 650				
Coupe DD'	24 650	131.80	3 589 704.80	17 948.52	3 571 756.28
Coupe EE'	29 822				
Coupe EE''	33 384	113.14	4 628 727.11	23 143.63	4 605 583.48
Coupe FF''	48 439				
Coupe FF'	4 580	87.92	440 479.20	2 202.39	438 276.81
Coupe GG'	5 440				
		Volume total (m^3)	16 809 216.47	84 046.08	16 725 170.39
			Tonnage (t)	215 998.42	45 157 960.05

Tableau IV.14: Réserves exploitables.

IV.6.5 Durée de vie

Pour calculer la durée de vie d'une carrière il faut savoir la production annuelle (P) de celle-ci, et les réserves à exploiter (R).

Le cas du gisement d'Ifri la production provisionnelle pour l'année 2013 est de 1650 000 t. on suppose que cette production est fixe:

$$N = \frac{R}{P} = \frac{45\,157\,960.05}{1650000} = 27.36 \text{ ans.}$$

Alors la durée de vie du périmètre d'exploitation du gisement d'Ifri est plus de 27 ans.

Les résultats global de calcul des réserves géologiques et des réserves exploitables sur les zones choisis, par deux pourcentages différents des dépôts quaternaires (0.5% et 3%) sont représentés dans le tableau IV.15 en dessous.

Méthodes	Parties de calcul	Pourcentage des dépôts quaternaires 0.5% en volumes total			Pourcentage des dépôts quaternaires 3% en volumes total (*)			Moyenne entre les pourcentages		
		Calcaire (t)	Argile-marne (t)	Conglomérat (t)	Calcaire (t)	Argile-marne (t)	Conglomérat (t)	Calcaire (t)	Argile-marne (t)	Conglomérat (t)
Courbes de niveau	1 ^{ère} partie	103 876 057.80	496 857.35	/	101 266 106.60	2 981 144.26	/	102 571 082.20	1 739 000.80	/
	2 ^{ème} partie	354 354 206.60	/	29 929 200.33	354 354 206.60	/	29 929 200.33	354 354 206.60	/	29 929 200.33
Coupes géologiques	1 ^{ère} partie	118 932 036.70	568 872.73	/	115 943 794.60	3 413 236.53	/	117 437 915.70	1 991 054.63	/
	2 ^{ème} partie	326 722 437.80	/	27 377 916.59	326 722 437.80	/	27 377 916.59	326 722 437.80	/	27 377 916.59
Coupes topographiques	Partie choisi	45 157 960. 05	215 998.42	/	44 023 337.95	1 295 990.57	/	44 590 649	755 994.49	/
	Moyenne entre les deux méthodes	451 942 369.50	532 865.04	28 653 558.46	404 143 272.80	3 197 190.39	28 653 558.46	450 542 821.20	1 865 027.71	28 653 558.46

Tableau IV.15 : Récapitulation des résultats de calcul.

(*) Pour le détail de calcul avec le pourcentage de 3% des dépôts quaternaires voir l'annexe A.

Conclusion

Les résultats du calcul des réserves géologiques par les deux méthodes (courbes de niveau, coupes géologiques) sont sensiblement équivalents, malgré une petite différence qui est due aux erreurs de traçage des profils, de calcul des surfaces dans la méthode des coupes géologiques, et pour la méthode des courbes de niveau, le pourcentage des conglomérats est pris selon le calcul de la méthode des coupes géologiques.

Le calcul des réserves exploitables permet de connaître la durée de vie du gisement. Une fois que celle-ci est connue, le projet d'investissement sera jugé rentable ou non.

Conclusion générale

La précision d'estimation des réserves géologiques d'un site géographique donné est liée principalement au degré d'exactitude dans la détermination de la répartition spatiale des différents paramètres de la minéralisation, ceci permet la prise de décisions appropriées et l'efficacité des travaux de passage à l'exploitation et une capacité à planifier à moyen et long terme.

Au terme de notre étude sur les réserves géologiques et minières du gisement de calcaire d'Ifri, nous avons évalué ces réserves.

Les réserves géologiques à **451 942 369.50 t** et les réserves exploitables à **45 157 960.05 t**, pour une production annuelle prévue de **1 650 000 t**. La durée de vie du secteur étudié est de plus de **27 ans**.

Concernant le pourcentage pris pour l'évaluation géologique et minière des réserves, il est basé sur l'observation des formations géologiques, cette estimation de l'ordre de 0.5% peut être supérieure si on tient compte du remplissage karstique par les argiles. Pour cette raison on a estimé à 3% maximum les dépôts quaternaires et on a fait la moyenne entre les deux pourcentages et les deux méthodes de calcul.

La présentation des résultats en fonction de la lithologie nous semble ainsi plus adéquate :

- **Calcaire : 450 542 821.20 t.**
- **Argile et marne : 1 865 027.71 t.**
- **Conglomérat : 28 653 558.46 t.**

Compte tenu de ces résultats selon la norme **NI 43-101**, il s'agit bien pour le gisement d'Ifri de réserves selon ces critères

- Les réserves géologiques se classent dans la catégorie des réserves probables car elles ne répondent pas à toutes les exigences de la faisabilité de la production.
- Les réserves exploitables se classent dans la catégorie des réserves prouvées car elles répondent aux exigences de la planification et de la faisabilité de la production.

Pour expertiser ces résultats de calcul des réserves, il faudra des travaux de sondages qui confirmeront l'extension de la minéralisation en profondeur. La géostatistique permet l'évaluation et l'appréciation des réserves avec un degré d'exactitude lié aux données existants.

Bibliographie

- ARMSTRONG M. et CARIGNON J., 1997. Géostatistique linéaire – Application au domaine minier – Ecole des mines de Paris.
- BELKEBIR A. et MEKDOUR T., avant 2007. Etude géologique de gisement d'Ifri, document de l'ENOF, rapport Inédit
- BENAMGHAR A., 2007. cours de géostatistique, Génie Minier ENP.
- BENCHOUK M., 1994. Analyse factorielle krigéante de données de prospection géochimique multi-élémentaire, mém. magister ENP.
- CHABOU M.C., 1996. Comparaison du calcul des réserves par la méthode de bloc géologiques et de triangles sur l'exemple de la partie centrale de la zone 9 du gisement aurifère d'Amesmessas, pfe. ENP.
- CHABOU S., 2011. Communications orale et cours d'évaluation minière, 5^{ème} Génie Minier, ENP.
- CHABOU S., 2012. Cours de géostatistique - master II-, ENP.
- Khokha V. et Mors M., 1979. Rapport de la prospection détaillée du gisement de calcaire de Kéddara, SONAREM.
- Le Comité Ad Hoc de l'CIM, décembre 2005. Normes de l'CIM sur les ressources et les réserves minérales-Définitions et lignes directrices-conseil de l'CIM.
- MATHERON G., 1962. traité de géostatistique appliquée -tome I-.
- MATHERON G., 1963. traité de géostatistique appliquée -tome II -.
- MAZARI M., 2009. Détermination géostatistique du profil géologique sur la trace d'un ouvrage souterrain cas d'un tronçon du métro d'Alger (Hai El Badr – El Harrach centre), pfe. ENP.
- Plan annuel 2012, relatif à l'exploitation de la carrière, ALGRAN, ENOF, rapport inédit.
- Plan d'exploitation 2012, unité de Kéddara, ALGRAN, ENOF, rapport inédit.

Bibliographie

- BOUCHIND'HOMME J.F. , 2006. Géostatistique, Informatique de terrain et industrie minérale.
- HAMADACHE K., 1994.Documentation géologique des ouvrages de la prospection et calcul des réserves dans le gisement de Boukais-secteur N° III.pfe. Univ Boumerdès.
- BELHADAD F., 2008.cartes et coupes géologiques. Travaux pratiques de géologie, Univ MOHAMMED V-Agdal, Rabat.
- MOHAMED AGUID ,2012. Communication orale.

Tables des matières

Introduction générale.....	10
CHAPITRE I : Cadre géologique régional.....	11
Introduction	11
I.1 Localisation de l'unité.....	12
I.2 Cadre géologique régional	12
I.3 Stratigraphie.....	13
I.3.1 Précambrien.....	13
I.3.2 Trias.....	13
I.3.3 Jurassique.....	13
I.3.4 Crétacé.....	13
I.3.5 Paléogène.....	14
I.3.6 Quaternaire.....	14
I.3.7 Roches intrusives.....	15
I.4 Tectonique.....	15
I.5 Caractéristique hydrogéologiques.....	17
I.6 Caractéristiques hydrauliques.....	17
I.7 Géologie locale.....	17
I.7.1 Localisation et situation géographique.....	17
I.7.2 Géologie du gisement.....	19
I.7.3 Tectonique locale.....	19
Conclusion.....	20
CHAPITRE II : Exploitation et traitement du minerais.....	21
Introduction	21
II.1 Exploitation.....	22
II.1.1 Situation actuelle de la carrière	22
II.1.2 Travaux d'exploitation.....	23
II.1.2.1 Méthode d'exploitation	23
II.1.2.2 Paramètres technico- miniers.....	24
II.1.2.3 Travaux miniers	25
II.1.2.4 Programme prévisionnel des travaux miniers.....	27
II.1.2.5 Moyens humains et matériels.....	28
II.2 Traitement	29
II.2.1 Description des installations de concassage de l'unité de Keddara.....	30
II.2.1.1 Installation BABITLESS.....	30
II.2.1.2 Installation secondaire ARJA	32

Table des matières

II.2.1.3 Installation de sable ARJA.....	33
Conclusion.....	34
CHAPITRE III : Ressources et réserves minières et méthodes d'estimation.....	35
Introduction	35
III.1 Ressources minérales et réserves minières	36
III.1.1 Historique et terminologie.....	36
III.1.2 Définitions et généralités.....	36
III.1.3 Classification des ressources et des réserves	38
III.2 Calcul de ressources et réserves minérales.....	41
III.3 Méthodes conventionnelles de calcul de réserves minières	41
III.3.1 Méthode des polygones.....	42
III.3.2 Méthode des triangles.....	43
III.3.3 Méthode des blocs géologiques.....	46
III.3.4 Méthode des sections.....	46
Conclusion.....	47
CHAPITRE IV : Calcul des réserves géologiques et minières.....	48
Introduction	48
IV.1 Choix de le secteur de calcul.....	49
IV.2 Méthode des courbes de niveau.....	50
IV.2.1 Présentation de la méthode.....	50
IV.2.2 Utilisation de la méthode.....	52
IV.2.3 Application de la méthode dans notre modèle.....	52
IV.3 La carte géologique.....	57
IV.3.1 Définition	57
IV.3.2 Eléments fondamentaux d'une carte géologique.....	57
IV.3.2.1 Principe de notation et de figuration.....	57
IV.3.2.2 Légende géologique.....	58
IV.4 Coupes géologiques.....	58
IV.4.1 Généralités sur les coupes géologiques.....	58
IV.4.2 Les figurés de la coupe géologique.....	58
IV.4.3 La coupe géologique : Marche à suivre.....	58
IV.5 Description de la méthode de calcul des réserves par les coupes géologiques.....	59
IV.5.1 Marches à suivre pour l'exécution de cette méthode.....	59
IV.5.2 Délimitation des affleurements sur la carte topographique.....	60
IV.5.3 Les profils des coupes.....	61
IV.5.3.1 Les coupes géologiques de la deuxième partie et calcul de réserves.....	62

Table des matières

IV.5.3.2 Les coupes géologiques de la première partie et calcul de réserves...	66
IV.6 Calcul des réserves exploitables.....	69
IV.6.1 Introduction.....	69
IV.6.2 Le choix de la zone de calcul.....	69
IV.6.3 Les profils des coupes topographiques.....	71
IV.6.4 Calcul des réserves exploitables.....	77
IV.6.5 Durée de vie du gisement d’Ifri.....	77
Conclusion	79
Conclusion générale.....	80
Bibliographie	

ANNEXES

Annexe A : Calcul des réserves avec une autre estimation des dépôts quaternaires.

Annexe B : Méthodes d’estimation géostatistiques.

Annexe C : Échelle des temps géologiques.

Annexes

Annexe A : Calcul des réserves avec une autre estimation des dépôts quaternaires

Introduction

Vu les difficultés d'estimations des dépôts quaternaires, le pourcentage en volume des ces derniers a été pris égale à 0.5% dans la première partie de la zone de calcul des réserves.

Cette estimation de pourcentage est basée sur l'observation en surface des affleurement. En effet, les calcaires sont généralement très fissurés et faillés, en outre les modèles karstiques peuvent se présenter dans la formation sédimentaire, s'ils sont remplis d'argiles, le pourcentage en volume sera plus grand.

Le pourcentage de ces argiles et marnes ne devait pas dépasser les 3% en volume total. c.à.d. il sera compris entre **0.5%** et **3%**

Calculons les tonnages des réserves géologiques et réserves exploitables en nous basant sur la valeur maximale 3%.

A.1 Réserves géologiques

A.1.1 Par la méthode des courbes de niveau

Le résultat du calcul du volume par la méthode des courbes de niveau dans la première partie (850-540) est de **38 665 943.70 m³**. (Tableau IV.4)

Tableau de calcul de tonnages des calcaires, argiles et marnes dans la première partie (entre deux niveaux 850 et 540)

	Calcaire	Argile et marne
Volume (m³)	37 505 965.39	1 159 978.31
densité	2.7	2.57
Tonnage (t)	101 266 106.60	2 981 144.26

Le résultat du calcul du volume par la méthode des courbes de niveau dans la deuxième partie (540-240) est de **142 536 336.6 m³**.. (Tableau IV.7)

Tableau de calcul du tannage des calcaires et conglomérats dans la deuxième partie (entre les niveaux 540 et 240)

	calcaire	conglomérat
Volume (m³)	131 242 298.70	11 294 037.86
Densité	2.7	2.65
Tonnage (t)	354 354 206.60	29 929 200.33

Tableau de calcul du tonnage global :

	Argile et marne	conglomérat	calcaire
Volume (m³)	1 159 978.31	11 294 037.86	168 748 264.10
Densité	2.57	2.65	2.7
Tonnage (t)	2 981 144.26	29 929 200.33	455 620 313

A.1.2 Par la méthode des coupes géologiques

Le résultat de calcul du volume par la méthode des coupes géologiques dans la première partie est de **44 270 253.75 m³**. (Tableau IV.10)

Annexe A

Tableau de calcul du volume de la première partie de la zone encadrée.

Coupes	Surface du calcaire (m^2)	Distance entre 2 coupes (m)	Volume total (m^3)	Volume des argiles - marnes (m^3)	Volume du calcaire (m^3)
Coupe EE'	69 940	160	11 952 160	358 564.80	11 593 595.20
Coupe FF'	79 462				
Coupe FF'	79 462	68.1	14 892 908.50	446 787.25	14 446 121.25
Coupe GG'	63 782	332.5			
Coupe GG'	63 782	464.3	15 518 759.85	465 562.79	15 053 197.06
Coupe HH'	51 120	56.1			
Coupe HH'	51 120	141.5	1 906 425.40	57 192.76	1 849 232.64
Coupe II'	29 318				
			Volume total (m^3) par nature	1 328 107.60	42 942 146.15

Tableau de calcul du volume de la deuxième partie de la zone encadrée.

Coupes	Surface du calcaire (m^2)	Surface du conglomérat (m^2)	Distance entre 2 coupes	Volume du calcaire (m^3)	Volume du conglomérat (m^3)
Coupe AA'	21 966	24 964	230	1 918 966 .85	5 612 000
Coupe BB'	41 814	23 836			
Coupe BB'	41 814	23 836	223	10 160 103	2 366 143 .81
Coupe CC'	49 308	40 238			
Coupe CC'	49 308	40 238	241	11 565 590	2 353 145 .47
Coupe DD'	46 672	20 242			
			Volume total	23 644 659.85	10 331 289.28

Tableau de calcul du tonnage global est :

	Argile et marne	conglomérat	calcaire
Volume (m^3)	1 328 107.60	10 331 289.28	163 950 456.40
Densité	2.57	2.65	2.7
Tonnage (t)	3 413 236.53	27 377 916.59	442 666 232.40

A.2 Réserves exploitables :

Tableau de calcul du tonnage global dans la zone d'exploitation

Coupes	Surface du minerai et les argiles-marnes (m^2)	Distance entre 2 coupes (m)	Volume du minerai et les argiles-marnes (m^3)	Volume des argiles-marnes (m^3)	Volume du minerai (m^3)
Coupe AA'	22 518	79.47	1 853 717.22	55 611.51	1 798 105.71
Coupe BB'	24 134				
Coupe BB'	24 134	133.30	2 960 992.90	88 829.78	2 872 163.12
Coupe CC'	20 292				
Coupe CC'	20 292	148.44	3 335 595.24	100 067.85	3 235 527.39
Coupe DD'	24 650				
Coupe DD'	24 650	131.80	3 589 704.80	107 691.14	3 482 013.66
Coupe EE'	29 822				
Coupe EE''	33 384	113.14	4 628 727.11	138 861.81	4 489 865.30
Coupe FF''	48 439				
Coupe FF'	4 580	87.92	440 479.20	13 214.37	427 264.83
Coupe GG'	5 440				
		Volume total (m^3)	16 809 216.47	504 276.49	16 304 939.98
			Tonnage (t)	1 295 990.57	44 023 337.95

A.2.1 La durée de vie

Considérons la production prévisionnelle du gisement d'Ifri pour l'année 2013, elle est de 1650 000 t. en supposant que cette production annuelle est constante donc :

$$N = \frac{R}{P} = \frac{44\,023\,337.95}{1650000} = 26.68 \text{ ans.}$$

Alors la durée de vie du périmètre d'exploitation du gisement d'Ifri est de plus de 26 ans.

Annexe B : Méthodes d'estimation géostatistiques.

Introduction

La géostatistique c'est-à-dire l'estimation des gisements telle qu'elle se pratique actuellement, a été inventée par le professeur **G. Matheron** il y a plus de 50ans. L'usage en géostatistique de gros systèmes informatiques centralisée remonte à plus de 40ans.

Puis, il y a environ 30 ans, on assiste à l'émergence de nouvelles idées concernant le mariage de la géostatistique avec de nouvelles technologies informatiques plus facilement délocalisables sur le terrain.

Pour beaucoup de géologues et de mineurs, cette nouvelle donne technologie allait révolutionner la conduite des exploitations tout en validant sur des réalités bien vivantes des méthodes d'estimation déjà bien élaborées. L'attente était donc double :

- Offrir à l'exploitant une connaissance actualisée du gisement et les moyens de calcul lui permettant de faire la production au présent sans compromettre le programme des productions à venir.
- Mémoriser géographiquement les résultats des productions sur l'exploitation et multiplier les comparaisons estimer/exploité à fins d'amélioration méthodologique tant pour l'estimation que pour l'exploitation.

Au cours des 25 dernières années, la géostatistique a prouvé sa supériorité en tant que méthode d'estimation des réserves dans de nombreux types de mines (métaux précieux, fer, métaux de base etc.). Son application à l'industrie du pétrole est plus récente, mais a néanmoins prouvé son utilité, tout particulièrement pour établir la topographie des sites, pour modéliser et simuler l'hétérogénéité interne des réservoirs et des aquifères.

B.1 Généralités sur la géostatistique

Dans ce chapitre, nous présentons des définitions de base en géostatistique, et en particulier les concepts de fonction aléatoire et de variable régionale. Les hypothèses sous-jacentes (stationnarité d'ordre 2 et hypothèse intrinsèque) sont abordées. Le semi-variogramme et la covariance spatiale sont définis. Nous traitons également le problème de savoir si une variable doit être considérée comme stationnaire, intrinsèque, ou non stationnaire. quelques-unes des propriétés élémentaires de la covariance spatiale sont présentées dans ce chapitre, dans la mesure où elles sont utiles pour décider du degré de stationnarité. La relation entre la covariance spatiale et le variogramme est explicitée. Les notions de krigeage sont aussi mentionnées.

B.1.1 Rappels de statistiques

B.1.1.1 Variable aléatoire (V. A.)

C'est une variable dont les valeurs ont été générées par un processus aléatoire donné. Rappelons que chacune des observations est une réalisation de la v.a.

- **Mesures de tendance centrale :**
 - mode : x tel que $f_X(x)$ est maximum
 - médiane : x tel que $P(X < x) = 0.5$
 - moyenne (ou espérance mathématique) :

$$m(X) = E(X) = \int_{-\infty}^{+\infty} x f_X(x) dx \dots \dots \dots (Eq. 1)$$

- **Mesures de dispersion :**

- Variance :

$$var(X) = E[(X - E(X))^2] = \sigma_X^2 \dots \dots \dots (Eq. 2)$$

- Écart-type :

$$\sigma_X = \sqrt{\text{var}(X)} = \sqrt{E[(X - E(X))^2]} \dots \dots \dots \text{(Eq. 3)}$$

Remarque : toutes ces quantités sont généralement, inconnues. On doit donc les estimer à partir d'un ensemble d'observations appelé l'échantillon.

À partir de l'échantillon, on peut construire des estimateurs :

- De la moyenne : $\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n x_i = \bar{x} \dots \dots \dots \text{(Eq. 4)}$

- De la variance : $\frac{1}{n} \sum_{i=1}^n (x_i - \bar{x})^2 = \bar{\sigma}^2 \dots \dots \dots \text{(Eq. 5)}$

- **Passage à plus d'une variable :**

On peut aussi étudier et décrire le comportement simultané de deux variables aléatoires ou plus. La fonction de densité conjointe : $f_{x,y}(x, y)$ donne la probabilité que, simultanément $X = x$ et $Y = y$.

On a: $\int_{-\infty}^{+\infty} \int_{-\infty}^{+\infty} f_{XY}(x, y) dx dy = 1 \dots \dots \dots \text{(Eq. 6)}$

Deux mesures additionnelles permettent de décrire des caractéristiques importantes de fonction de densité conjointe :

- La covariance: $\text{cov}(X, Y) = E[(X - E(X))(Y - E(Y))] \dots \dots \dots \text{(Eq. 7)}$

Elle mesure la force du lien linéaire entre les variables X et Y.

- La corrélation : $\rho_{XY} = \text{cov}(X, Y) / \sigma_X \sigma_Y \dots \dots \dots \text{(Eq. 8)}$
 $\rho_{XY} = 0$ implique l'indépendance de X et Y c.-à-d. l'absence de lien linéaire entre X et Y.

B.1.1.2 Variables régionalisées :

Le terme variable régionalisée à été choisi par **Matheron** (1965, 1970) pour souligner les deux aspects apparemment contradictoires de ce type de variable :

- un aspect aléatoire, qui explique les irrégularités locales;
- et un aspect structuré, qui reflète les tendances du phénomène à grande échelle.

Les modèles statistiques courants d'analyse de tendance concentrent l'aspect aléatoire dans le terme correctif et l'aspect structuré dans le terme déterministe. Malheureusement, cette dichotomie n'est pas réaliste pour les phénomènes géologiques. [MATHERON G., 1962, TI]

Une meilleure façon de représenter la réalité est d'introduire l'aspect aléatoire par le biais de termes de fluctuation autour d'une surface fixée que nous appellerons désormais **dérive** pour éviter toute confusion avec le terme **tendance**. Les fluctuations ne sont pas des erreurs, mais bien des traits du phénomène à part entière, possédant une structuration qui lui est propre. La première étape dans une étude géostatistique consiste à identifier cette structure, d'où le nom d'analyse structurale. Par la suite, le géo-statisticien peut résoudre plusieurs types de problèmes, comme l'estimation ou la simulation. [MATHERON G., 1962, TI]

En géostatistique, les variables aléatoires (v. a.) sont régionalisées, c.-à-d. elles dépendent de leur localisation dans le gisement.

Par exemple : $Z(X)$ est le v. a. régionalisée.

Z : teneur d'un minerai dans un gisement G .

Différentes visions du même gisement G :

- Collection infinie de valeurs ponctuelles

$$Z_G = \frac{1}{G} \int_G Z(X) dx \dots \dots \dots (Eq. 9)$$

Z_G est la teneur moyenne du gisement obtenue en faisant la moyenne de toutes les valeurs ponctuelles.

- Collection finie de N petits blocs v

$$Z_G = \frac{1}{N} \sum_{i=1}^N z_v(X) \dots \dots \dots (Eq. 10)$$

- Collection finie de M gros blocs V

$$Z_G = \frac{1}{M} \sum_{i=1}^M Z_V(X) \dots \dots \dots (Eq. 11)$$

Si on connaît le comportement de la variable aléatoire au niveau ponctuel (ou quasi- ponctuel) alors on peut aussi décrire le comportement de Z_v , Z_V et Z_G .

Cette collection de variables aléatoires s'appelle fonction aléatoire. Le gisement en est une réalisation limitée dans le temps et dans l'espace. On cherchera à caractériser $Z(x)$ pour pouvoir calculer Z_v , Z_V ou Z_G .

B.1.1.3 Fonction aléatoire

La valeur observée à chaque point de donnée x est considérée comme la réalisation $z(x)$ d'une variable aléatoire $Z(x)$.

Sa moyenne au point x est notée $m(x)$. Aux points où aucune mesure n'a été réalisée, les valeurs $z(x)$ sont bien définies, même si elles sont inconnues. On peut également les concevoir comme étant les résultats (ou réalisations) des variables aléatoires correspondantes $Z(x)$. En termes mathématiques, la famille de toutes ces variables aléatoires est une fonction aléatoire (ou processus stochastique, champ aléatoire). [CHABOU S., 2012]

La relation entre une fonction aléatoire et une de ses réalisations est la même que la relation entre une variable aléatoire et un de ses tirages, si ce n'est que la réalisation d'une fonction aléatoire est une fonction ordinaire, alors que le tirage d'une variable aléatoire est un nombre.

Une fonction aléatoire est caractérisée par sa loi spatiale, c'est-à-dire par l'ensemble des lois simultanées de tout jeu de variables $Z(x_1), Z(x_2), \dots, Z(x_k)$,

pour tout k , et pour tout point x_1, x_2, \dots, x_k . Bien entendu, il serait impossible de faire quoi que ce soit avec ce modèle sans faire d'hypothèses sur les caractéristiques de ces lois. En particulier, dans la mesure où une seule réalisation est disponible, nous devons faire des hypothèses concernant sa stationnarité. On rencontre le même problème avec les variables aléatoires.

B.1.1.4 Hypothèses stationnaire et intrinsèque

Il est courant en statistique de supposer qu'une fonction aléatoire est stationnaire, c'est-à-dire que sa loi est invariante par translation. De la même manière, une fonction aléatoire stationnaire se répète elle-même dans l'espace. Ceci rend possible l'inférence statistique. Dans son sens le plus strict, la stationnarité nécessite que tous les moments soient invariants par translation, mais comme cela ne peut être vérifié avec un nombre limité de données expérimentales, on se contente généralement de demander que les deux premiers moments (la moyenne et la covariance) soient invariants par translation. [CHABOU S., 2012]

On parle alors de stationnarité faible ou d'ordre deux en d'autres termes :

- la moyenne de la fonction $Z(X)$ est constante : $E[Z(X)] = m(X) = m = \bar{X}$, qui est indépendant de x ;
- la fonction de covariance entre deux points X et $X + h$ est indépendante du point x . Elle ne dépend que du vecteur h :

$$E[Z(X), Z(X + h)] - m^2 = C(h) \dots \dots \dots \text{(Eq. 12)}$$

En particulier, en $h = 0$, la covariance est égale à la variance de $Z(X)$, qui doit également être constante.

L'équation (Eq. 12) suppose l'existence et la constance de l'espérance m , ce qui n'est pas

demande l'estimation préalable de l'espérance mathématique), mais également parce qu'il permet d'accommoder les situations où $\text{Var}(Z(X))$ n'est pas définie. Par ailleurs, elle n'exige que la l'hypothèse de stationnarité intrinsèque.

Le Semi-variogramme est une fonction habituellement croissante en fonction de h , elle synthétise beaucoup d'informations concernant le comportement conjoint des variables aléatoires. [BENAMGHAR A., 2007]

B.2.1 Le semi-variogramme théorique

Soit Z la variable considérée distribuée dans un domaine 1D (dimension), 2D ou 3D. La formulation théorique du semi-variogramme $\gamma(h)$ fait appel à la notion de variance (Var) appliquée à la différence entre deux observations $Z(X)$ et $Z(X + h)$ séparées par une distance h .

Ce qui donne le semi-variogramme théorique, pour tout x dans D :

$$\gamma(h) = \frac{1}{2} \text{Var}[Z(X) - Z(X + h)] \dots \dots \dots \text{(Eq. 15)}$$

On peut schématiser l'ensemble des modèles théoriques de semi-variogramme par le graphique de la (Fig.1). Ce graphique met en avant 3 paramètres fondamentaux.

L'effet de pépite, le seuil, et la portée. Ces trois paramètres sont brièvement décrits ci-dessous. [MAZARI M., 2009]

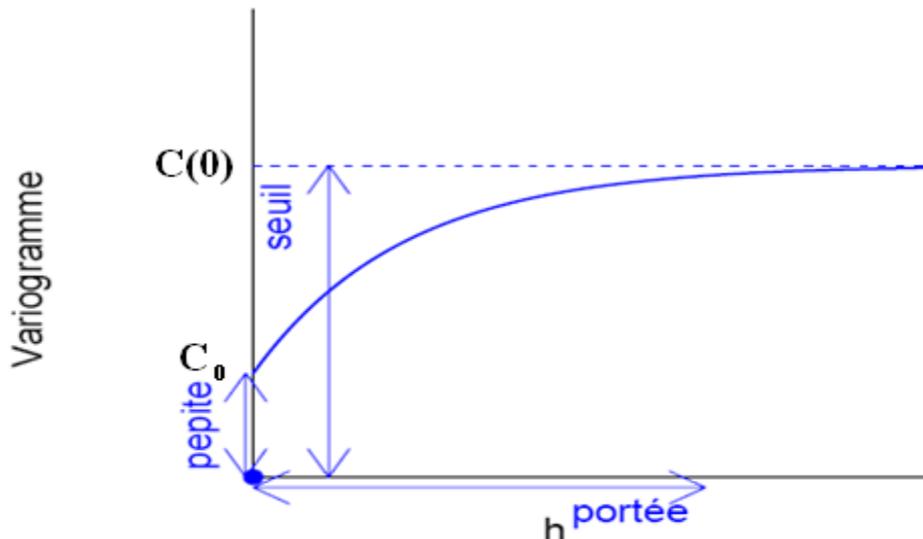


Figure A.1: Schéma type d'un variogramme.

B.2.1.a Effet de pépite

L'effet de pépite C est défini par la valeur de semi-variogramme au voisinage de l'origine. C'est la limite de cette fonction quand h tend vers 0. Il représente une discontinuité à l'origine qui est expliquée par d'éventuelles erreurs de mesure ou par la présence d'une microstructure d'une portée plus faible que la maille d'échantillonnage utilisée.

B.2.1.b La portée

Dans l'étude de la variabilité spatiale, il est important d'examiner le comportement du semi-variogramme à grande distance.

La fonction semi-variogramme peut atteindre une limite à partir d'une certaine distance appelée portée (a). A partir de cette distance il n'y a plus de corrélation spatiale entre les données.

Cette limite est nommée palier et désigne la variance totale (C(0)). Dans la pratique, la portée est définie par la distance à laquelle le semi-variogramme atteint 95% de la valeur de son palier.

B.2.1.c Le seuil ou palier

On appelle seuil du semi-variogramme sa valeur limite pour de grandes valeurs de h. Ce paramètre suscite un intérêt très important dans l'analyse de la régularité des variations locales. En effet, si le seuil d'un semi-variogramme est infini, alors le processus des variations locales n'est pas stationnaire. [MAZARI M., 2009]

B.2.2 Le semi-variogramme expérimental

Pour une direction donnée, le variogramme expérimental donne l'écart quadratique de teneur en fonction de distance.

A priori, cet écart est croissant avec la distance à se ressembler au fur et à mesure que la distance qui les sépare augmente. Mais, il a des exceptions notamment en présence de rythmicités dans la répartition du minerai. Souvent, le variogramme présente un palier atteint à la portée. [BOUCHIND'HOMME J.F. ,2006]

Le semi-variogramme permet de mesurer la variabilité à différentes échelles d'une variable régionalisée Z(X) en calculant la différence entre deux échantillons Z₁ et Z₂ situés en deux points X₁ et X₂ d'un domaine spatial. Cette différence notée γ_e s'écrit :

$$\gamma_e = \frac{(Z_2 - Z_1)^2}{2} \dots \dots \dots (\text{Eq. 16})$$

Pour voir si l'azimut décrit par les deux points considérés a un effet quelconque on fait dépendre γ de la distance et de l'orientation de la paire de points (vecteur $h = x_2 - x_1$) indifféremment de la position de la paire dans le domaine étudié.

$$\gamma_e(h) = \frac{1}{2} (Z(X) - Z(X + h))^2 \dots \dots \dots (\text{Eq. 17})$$

En formant la moyenne des dissemblances γ entre valeurs pour toutes les N(h) paires de points reliées par un vecteur h donné pour une maille donnée (avec, le cas échéant, une certaine tolérance sur la longueur et l'angle du vecteur), on obtient la notion de semi-variogramme expérimental.

$$\gamma_e(\mathbf{h}) = \frac{1}{2N(\mathbf{h})} \sum_{i=1}^{N(\mathbf{h})} [Z(\mathbf{X}_i) - Z(\mathbf{X}_i + \mathbf{h})]^2 \dots \dots \dots (\text{Eq. 18})$$

Où : $N(\mathbf{h})$ représente le nombre de paires d'observations séparées par la distance h .

On peut aussi calculer le variogramme selon certaines directions spécifiques à l'aide d'une expression particulière du variogramme :

$$\gamma_e(\mathbf{h}, \theta) = \frac{1}{2N(\mathbf{h}, \theta)} \sum_{i=1}^{N(\mathbf{h}, \theta)} [Z(\mathbf{X}_i) - Z(\mathbf{X}_i + \mathbf{h})]^2 \dots \dots \dots (\text{Eq. 19})$$

Où : $N(\mathbf{h}, \theta)$: nombre de paires de points séparés d'une distance h dans la direction θ .

En pratique, on s'accorde une tolérance sur h et sur θ afin d'avoir suffisamment de Paires de points pour chaque h et chaque θ (Fig.3). [MAZARI M., 2009]

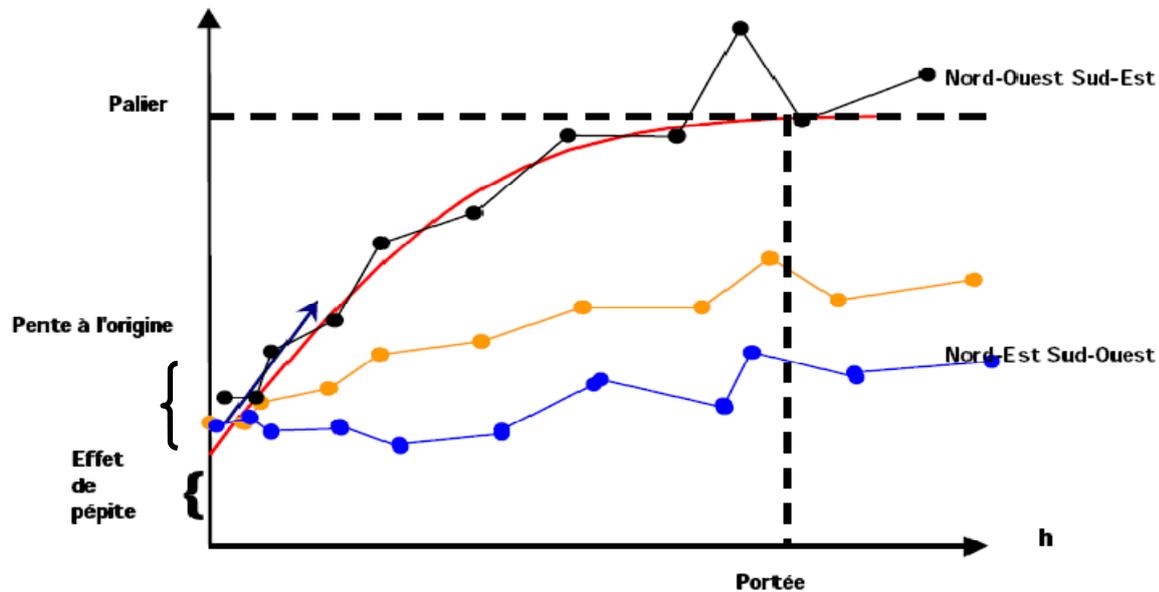


Figure A.2: Modèle de variogramme multidirectionnel. [MAZARI M., 2009]

Idéalement, afin qu'un point du semi-variogramme expérimental soit jugé représentatif, il est nécessaire que $N(h) \geq 30$. À ces valeurs ponctuelles on ajuste un modèle théorique de semi-variogramme admissible (voir paragraphe suivant).

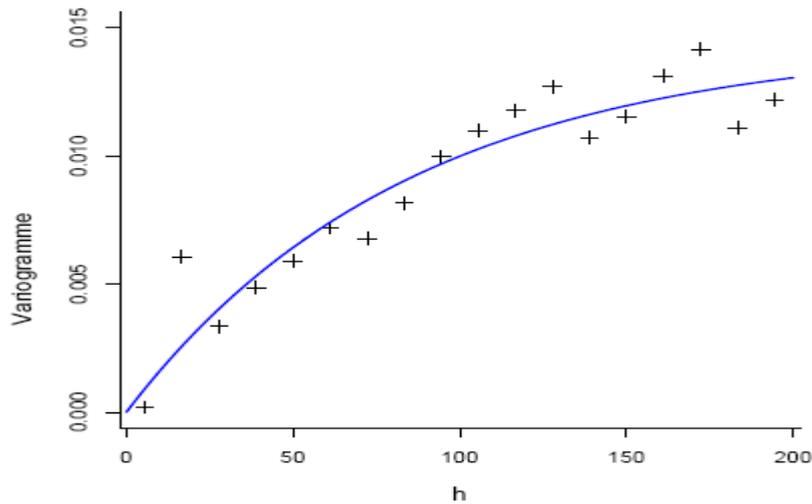


Figure A.3: Ajustement d'un modèle théorique de semi-variogramme à un semi-variogramme expérimentale. [MAZARI M., 2009]

B.2.3 Modèles théoriques de variogrammes

Une fois que le semi-variogramme expérimental a été construit, on passe à l'adaptation du modèle théorique de semi-variogramme aux points obtenus en optimisant le modèle par contre vérification. Le semi-variogramme théorique est recherché par modélisations en utilisant une fonction connue de la nuée variographique. L'objectif est de trouver la courbe théorique qui s'adapte le mieux à la courbe expérimentale.

Les principaux modèles admissibles sont l'effet pépité, le modèle linéaire, le modèle sphérique, le modèle puissance, le modèle gaussien et le modèle exponentiel. Une combinaison de deux de ces modèles ou plus est également faisable.

La situation de plus forte irrégularité des variations locales correspond à une absence de dépendances entre des mesures effectuées en des sites différents, ce qui se traduit par l'effet de pépité (Figure A.4 I) :

- Pour tout $h \neq 0$
 $C(h) = 0$.
 $\gamma(h) = C(0)$.

Inversement, la situation théorique de plus grande régularité correspond à des dépendances locales maximales (Figure A.4 II) :

- Pour tout $h \neq 0$
 $C(h) = C(0)$.
 $\gamma(h) = 0$.

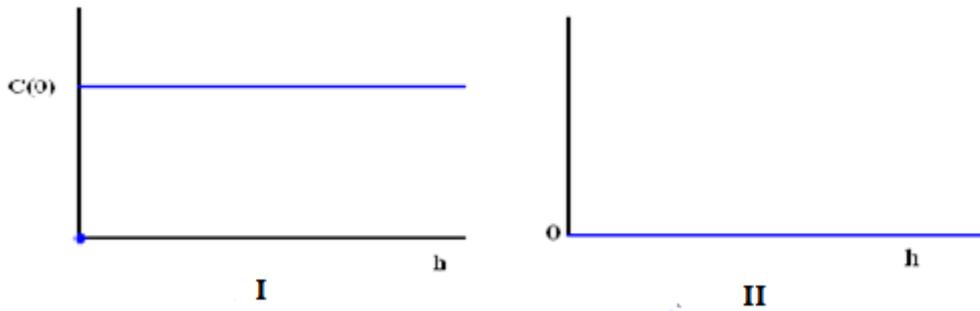


Figure A.4: Schéma type d'un semi-variogramme (effet de pépite).

Entre ces deux situations extrêmes, la régularité du processus des variations locales se mesure à la régularité fonctionnelle du semi-variogramme de ce processus au voisinage de 0.

Lorsque le semi-variogramme atteint une limite, on s'intéresse à la valeur de h pour laquelle cette limite est atteinte. En effet, cette valeur, qu'on appelle la portée des variations locales, caractérise l'écart entre les sites de mesures au-delà duquel les dépendances entre les mesures du processus sont nulles.

Les deux modèles suivants constituent deux exemples très classiques de semi-variogramme pour des processus stationnaires se différenciant par leur régularité au voisinage de 0.

[MAZARI M., 2009]

- Le modèle exponentiel:

$$\gamma(h) = \gamma_0 + \sigma^2 \left[1 - \exp\left(-\frac{h}{a}\right) \right] \dots \dots \dots \text{(Eq. 20)}$$

- Le modèle gaussien :

$$\gamma(h) = \gamma_0 + \sigma^2 \left[1 - \exp\left(-\frac{h^2}{a^2}\right) \right] \dots \dots \dots \text{(Eq. 21)}$$

- Le modèle sphérique :

$$\gamma(h) = \begin{cases} C_0 + C \left(\frac{3h}{2a} - \frac{1h^3}{2a^3} \right) \dots \dots \dots 0 \leq h \leq a \\ C_0 + C \dots \dots \dots h > a \end{cases} \dots \dots \dots \text{(Sys. 1)}$$

Modèle		Expression	Représentation
A effet de Pépite		$\gamma(h)=0 \quad h=0$ $\gamma(h)=C \quad h >0$	
Avec palier	Sphérique	$\gamma(h)=C \left[\frac{3 h }{2a} - \frac{1}{2} \left(\frac{ h }{a} \right)^3 \right] \quad h <a$ $\gamma(h)=C \quad h >a$	
	Exponentiel	$\gamma(h)=C \left[1 - \exp\left(-\frac{ h }{a}\right) \right]$	
	Gaussien	$\gamma(h)=C \left[1 - \exp\left(-\frac{ h ^2}{a^2}\right) \right]$	
Sans palier	Puissance	$\gamma(h)= h ^\alpha$ $\alpha=1$, linéaire $\alpha=2$, parabolique	
	Logarithmique	$\gamma(h)=C \cdot \text{Log} \frac{ h }{a}$ $ h \geq a$! Intérêt historique	
A effet de trou	Sinus cardinal	$\gamma(h)=C \left[1 - \frac{\sin r}{r} \right]$ $r = \frac{h}{a}$	

Figure B.5: Modèles de variogrammes théoriques courants. [BENAMGHAR A., 2007]

B.2.4 Isotropie

Quand une fonction $\gamma(|h|, \alpha, \varphi)$ dépend uniquement de $|h|$ du vecteur h , le phénomène est dit "isotrope". La variabilité de FA tri-dimensionnelle (x_u, x_v, x_w) , caractérisées par le demi-variogramme $\gamma(|h|)$, est identique dans toutes les directions de l'espace.

B.2.5 Anisotropie

Un phénomène est dit "anisotropie " quand sa variabilité n'est pas identique dans toutes les directions. La fonction structurale $\gamma(|h|, \alpha, \varphi)$ caractérisant la variabilité spatiale en moyenne dépend donc des paramètres de direction α et φ .

En pratique, une réelle anisotropie de la fonction structurale $\gamma(h)$ correspond à l'existence de directions préférentielles au temps de la genèse du phénomène étudié. Ces directions préférentielles sont, en général, connues a priori et le variogramme quantifie leurs variabilités respectives. [BENCHOUK M., 1994]

B.2.5.1 Anisotropie géométrique

Un demi-variogramme $\gamma(h_u, h_v, h_w)$ présent une anisotropie géométrique quand sa portée change avec la direction, pendant que sont palier reste constante. Cette anisotropie peut être réduite à une isotropie par une simple transformation linéaire des coordonnées ().

$$\gamma(h_u, h_v, h_w) = \gamma' \left(\sqrt{(h'_u)^2 + (h'_v)^2 + (h'_w)^2} \right) \dots \dots \dots \text{(Eq. 22)}$$

Avec

$$[h'] = [A] \cdot [h]$$

Où $[A] = [a_{ij}]$ représente la matrice de transformation des coordonnées, et $[h]$ et $[h']$ sont les deux matrices colonnes des coordonnées. (BENCHOUK. M, 1994).

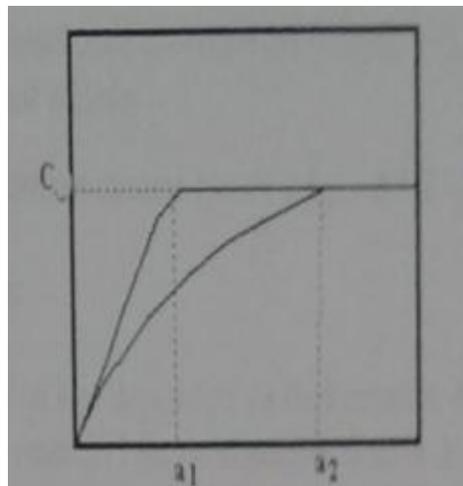


Figure B.6: Anisotropie géométrique ou elliptique.

B.2.5.2 Anisotropie zonale

Un demi-variogramme $\gamma(h_u, h_v, h_w)$ présente une anisotropie zonale quand son palier change avec la direction, pendant que sa portée reste constante. en pratique il est rare de trouver une anisotropie zonale pure (). Il est plus commun de trouver un mélange d'anisotropies zonale et géométrique. (BENCHOUK. M, 1994).

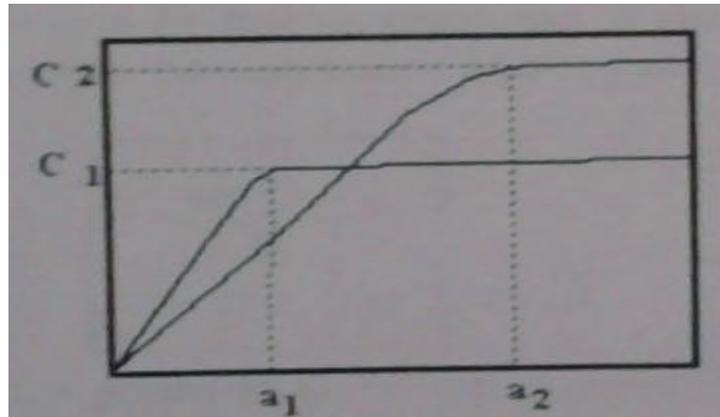


Figure A.7: Anisotropie zonale.

Après avoir vu quelques applications possibles de la géostatistique à l'industrie minière, la question naturelle est : est-ce que la géostatistique apporte vraiment un plus par rapport aux autres méthodes d'estimation des réserves ?

Puisqu'on peut calculer la variance d'estimation pour tout estimateur linéaire, pourquoi ne pas choisir celui qui assure la variance d'estimation minimale? C'est précisément ce qu'effectue le krigeage. Dans le cas stationnaire, on en reconnaît deux types principaux, selon que la moyenne du processus est connu ou non, soit le krigeage simple et le krigeage ordinaire appelée krigeage, du nom du précurseur sud-africain D.G. krige.

B.3 Le krigeage

Le krigeage attribue des poids faibles aux échantillons éloignés et inversement, ces poids étant calculés de manière à rendre minimale la variance d'estimation $[Z_v^*]$ résultante, compte tenu des caractéristiques géométrique.[MATHERON Geo. ,1962, TII] Il n'est naturellement possible de calculer effectivement le poids optimum qu'il convient d'attribuer à chaque échantillon, qu'à la condition de faire certaines hypothèses sur les caractéristiques géostatistiques du gisement étudié (homogène, isotrope, dispersion intrinsèque).

B.3.1 Krigeage ordinaire

La moyenne de la variable étudiée étant non connu, est la somme des poids égale à 1

Système de krigeage ordinaire :

$$\begin{cases} \sum_j^n \lambda_j cov[Z_i, Z_j] + \mu = cov[Z_v, Z_i] \\ \sum_j^n \lambda_j = 1 \end{cases}, \forall i = 1 \dots n. \dots \dots \dots (sys. 2)$$

Tel que : λ_j : poids attribuées. Z_i, Z_j : v.a. des échantillons i, j
 μ : multiplicateur de Lagrange. Z_v : v.a. de bloc v.

L'estimateur est linéaire donc : $Z_v^* = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z_i$

La variance d'estimation minimale, appelée variance de krigeage, est obtenue en substituant les équations de krigeage dans l'expression générale pour la variance d'estimation:

$$\sigma_{k.o}^2 = var[Z_v] - \sum_{i=1}^n \lambda_i \cdot cov[Z_v, Z_i] - \mu \dots \dots \dots (Eq. 23)$$

cette variance de krigeage ne dépend pas des valeurs observées, elle ne dépend que du variogramme et de la configuration des points servant à l'estimation par rapport ou bloc à estimer.

Comme la variance d'estimation s'écrit aussi en terme du variogramme, on peut aussi réécrire le système de krigeage en fonction du variogramme.

$$C(h) = \sigma^2 - \gamma(h) \dots \dots \dots (Eq. 24) \quad \text{et que} \quad \sum \lambda_i = 1$$

Donc : $\sigma_{k.o}^2 = \sigma_v^2 - \lambda \cdot k \dots \dots \dots (Eq. 25)$

B.3.2 Krigeage simple

Pour le krigeage simple il n'est pas exigé de connaître la moyenne de la variable étudiée, elle est supposée constante partout. Mais parfois on connaît la moyenne "m" du champ à estimer ou du moins on en possède un estimé fiable.

alors on peut former un estimateur sans biais, dans lequel intervient la moyenne m, sans imposer la contrainte que la somme des poids soit égale à 1.

$$Z_v^* = \sum_{i=1}^n \lambda_i Z_i + \left(1 - \sum_{i=1}^n \lambda_i \right) \cdot m \dots \dots \dots (Eq. 26)$$

Où Z_i : désignent les V. A. correspondantes aux échantillons. m : la moyenne de la V.A.

λ_i : les poids attribuées.

Systeme de krigage simple

$$\left\{ \begin{array}{l} \sum_j^n \lambda_j cov[Z_i, Z_j] = cov[Z_v, Z_i] \dots \dots \dots (sys. 3) \\ \forall i = 1 \dots n \end{array} \right.$$

et la variance d'estimation, appelée variance de krigage simple s'écrit:

$$\sigma_{k.s}^2 = var[Z_v] - \sum_{i=1}^n \lambda_i \cdot cov[Z_v, Z_i] \dots \dots \dots (Eq. 27)$$

Remarque :

Le krigage simple requiert la connaissance de la moyenne "m", l'hypothèse de stationnarité requise est plus forte que dans le cas du krigage ordinaire. Dans le cas du krigage ordinaire, seule l'hypothèse intrinsèque est requise. Dans le cas du krigage simple, la stationnarité est nécessaire. Ainsi, il n'est pas possible d'effectuer un krigage simple si le variogramme ne présente pas de palier.

B.3.3 Simulation d'un dépôt pour évaluer un plan de forage

Comme tout interpolateur, le krigage donne du gisement une image plus lisse que la réalité. Cela implique que si l'on conçoit un modèle numérique de gisement pour tester différentes méthodes d'exploitation, un modèle obtenu par krigage donnera une image erronée de la variabilité spatiale à petite échelle. Dans ce cas, il faut faire appel à une simulation conditionnelle du gisement. [MARGARET A. et CARIGNON J., 1997]

B.4 Variance de blocs, Variance de dispersion et variance d'estimation

B.4.1 Variance de blocs

La Variance de bloc décrit l'amplitude théorique des variations des teneurs de blocs pour un domaine infini. On peut faire l'analogie avec la variance ponctuelle (palier du variogramme) pour des blocs. Rappelons que cette notion n'est définie que pour les modèles de variogramme avec palier. [CHABOU.S,2012]

On peut calculer la variance des blocs si l'on connaît le variogramme des informations ponctuelles ou quasi-ponctuelles (carottes). De fait, on peut même calculer le variogramme (et le **covariogramme**) des blocs. Par l'équation (Eq. 21)

$$var(Z_v) = \sigma_v^2 = \bar{C}(v_1, v_2) \dots \dots \dots (Eq. 28)$$

L'équation (Eq. 21) indique que la variance du bloc v est donnée par la moyenne des

B.5 Estimation des réserves globales

La première étape importante dans une étude de faisabilité est la détermination des réserves in situ. La géostatistique peut aider l'ingénieur d'exploitation à obtenir, à partir des informations disponibles, de bonnes estimations du tonnage global in situ et de la teneur moyenne, et ainsi lui permettre de décider si un projet mérite des investissements plus importants. [MARGARET A. et CARIGNON J., 1997]

B.5.1 Estimation des réserves des blocs

Une fois que la décision d'exploiter un gisement a été prise, des estimations bloc par bloc du tonnage en minerai et de teneur moyenne sont nécessaires. Ici un bloc peut représenter la production d'un poste, la production d'un mois.

Le krigeage fournit non seulement une estimation du tonnage brut et de la teneur moyenne de chaque bloc, mais également une estimation des variables qualitatives.

B.5.2 Estimation des erreurs

Aucune méthode d'estimation ne peut donner à coup sur une valeur exacte, puisqu'il y a inévitablement une erreur associée dont il est important de connaître l'ordre de grandeur. Les décideurs ont besoin de savoir si la teneur estimée est correcte à +/- 1% ou à +/- 10%. La géostatistique fournit non seulement la valeur estimée, mais aussi, avec la variance de krigeage, une mesure de la précision de l'estimation. C'est l'une des supériorités de la géostatistique sur les méthodes traditionnelles d'estimation des réserves. [MARGARET A. et CARIGNON J., 1997]

B.5.3 Espacement optimal des sondages (ou des échantillons)

La variance d'estimation (calculée par la géostatistique) dépend du modèle de variogramme choisi pour le gisement, ainsi que de la localisation des sondages, mais pas des valeurs numériques des échantillons. Donc une fois que le variogramme a été déterminé pour un gisement particulier, ou une région particulière, la variance d'estimation peut être calculée. Ceci permet d'évaluer la variance d'estimation pour une large variété de configurations de sondages, sans avoir pour autant à les réaliser, et de déterminer ainsi une campagne de sondages correspondant à la précision requise. [MARGARET A. et CARIGNON J., 1997]

Ceci peut conduire à des économies considérables sur les budgets de sondage et d'échantillonnage.

B.5.4 Estimation du récupérable

Au stade de l'étude de faisabilité d'un gisement, il faut prévoir les réserves récupérables, c'est-à-dire les quantités de minerai et de métal contenus dans des blocs dont la teneur est supérieure à un seuil économique. Si les dimensions de la maille d'échantillonnage sont comparables à celles des blocs, les teneurs peuvent être estimées avec une précision raisonnable. Mais si les blocs sont beaucoup plus petits que la maille de sondage, comme c'est souvent le cas au stade de l'étude de faisabilité, il peut être erroné de réaliser la sélection sur

les blocs estimés, car ces estimations ne sont pas assez précises. Il faut alors mettre en œuvre les techniques de la géostatistique non linéaire. [MARGARET A. et CARIGNON J., 1997]

L'estimation des réserves récupérables, faisant appel à la géostatistique non linéaire. Une des utilisations les plus fréquentes de la géostatistique dans l'industrie minière consiste à estimer par krigeage la teneur moyenne des blocs minier meilleurs résultats, en général, que les autres méthodes d'estimation. Mais les problèmes rencontrés lors de l'estimation des blocs sont dus à deux effets : **l'effet d'information** et **l'effet de support**.

le variogramme permettra de calculer les pondérations optimales à considérer pour estimer un bloc ou un point (krigeage).

- **L'effet d'information** : L'effet information indique que l'on ne dispose pas des vraies teneurs des blocs qui nous intéressent mais seulement d'une estimation de celles-ci. Pour un même tonnage extrait, la sélection s'effectuant sur des blocs d'une taille donnée, on récupérera toujours moins de métal avec un estimateur qu'avec les vraies valeurs. Normalement plus on améliore l'estimateur, soit en recourant à de meilleures méthodes d'estimation, soit en augmentant le nombre de données, plus on retire de métal pour un même tonnage. [CHABOU S., 2012]
- **L'effet de support** : L'effet support indique que la distribution des teneurs dépend de la taille des blocs que l'on considère. Ainsi pour un même tonnage extrait et supposant que l'on connaisse les vraies valeurs des blocs, on retire toujours plus de métal si la sélection s'effectue sur de petits blocs plutôt que sur des gros blocs (l'opération sur de petits blocs est plus sélective). [CHABOU S., 2012]

Conclusion

Dans la mesure où nous disposons d'une information partielle sur le phénomène étudié, un modèle est nécessaire pour tirer des conclusions sur des zones non échantillonnées. Une façon intuitive et séduisante consiste à modéliser la genèse du phénomène. Malheureusement, les processus géologiques régissant ne seraient-ce que de simples phénomènes sédimentaires sont extrêmement complexes et leur représentation nécessite de nombreux paramètres. Il est donc très difficile d'obtenir des estimations significatives dans ce contexte à partir d'échantillonnages limités. Puisque nous avons besoin non seulement des estimations des valeurs, mais aussi de la variance d'estimation, nous pourrions recourir à des méthodes statistiques bien connues comme l'analyse de tendance. Le problème est que la plupart des variables géologiques présentent une forte variabilité sur de petits domaines, à laquelle viennent s'ajouter des tendances à plus grande échelle pouvant être raisonnablement bien décrites par des fonctions déterministes. Si l'on impose au terme correctif aléatoire d'être indépendant de la fonction déterministe, cette dernière doit alors être extrêmement irrégulière, ce qui explique la présence des termes trigonométriques et exponentiels dans le tableau. Ceci suggère qu'il pourrait être préférable de considérer des méthodes prenant en compte des corrélations entre des valeurs distantes. C'est l'idée principale qui sous-tend la géostatistique.

trois avantages relatifs aux méthodes géostatistiques :

- ✓ Les résultats portant sur les réserves en minerai sont facilement appréhendés par les différents opérateurs de la mine, puisque la place de l'interprétation subjective est très réduite une fois que le modèle de variogramme a été choisis ·
- ✓ La géostatistique améliore significativement les estimations de teneurs, y compris lorsqu'on utilise des données de support et de fiabilité variables·
- ✓ Un calcul amélioré des réserves de minerai permet une meilleure planification à court et long terme, et autorise une plus grande flexibilité de l'opérateur lorsqu'il est confronté à des contretemps (panne, instabilité des parois, fluctuation du prix des métaux, ... etc.)

**Annexe C : Échelle des temps
géologiques**

Annexe C

Éon	Ère	Période ou Système	Époque ou Série	Étage	Bornes		Évènements majeurs	Fossiles spécifiques
					Ma ^[1]	± ^{[2],[3]}		
P H A N É R O Z O Ï Q U E	C É N O Z O Ï Q U E	Quaternaire	Holocène	Atlantique			Agriculture et sédentarisation	
				Boréale	0,011784*	-		
			Pléistocène	Tarantien	0,126*	-	Cycles glaciaires dans l'hémisphère Nord ; extinction des mammifères géants ; évolution de l'homme moderne	<i>Homo sapiens</i> <i>H. neanderthalensis</i> <i>H. antecessor</i> <i>H. erectus</i> <i>H. ergaster</i> <i>H. habilis</i>
				Ionien	0,781**	-		
				Calabrien				
		Gélasien	1,806*	-				
		Tertiaire	Néogène	Pliocène	Plaisancien	3,600*	-	Abel, Lucy
					Zancléen	5,332*	-	
				Miocène	Messinien	7,246*	-	Séparation de la lignée humaine et de la lignée des chimpanzés
	Tortonien				11,608*	-		
	Serravallien				13,82*	-		
	Langhien				15,97	-		
	Burdigalien		20,43		-			
	Aquitaniens		23,03*	-				
	Paléogène		Oligocène	Chattien	28,4	0,1	Nombreuses nouvelles espèces de petits mammifères et surrection des Alpes (cétartiodactyles, rongeurs...).	
				Rupélien	33,9*	0,1		
			Éocène	Priabonien	37,2	0,1		
				Bartonien	40,4	0,2		
				Lutétien	48,6	0,2		
		Paléocène	Yprésien	55,8*	0,2			
			Thanétien	58,7*	0,2			
	Crétacé	Supérieur	Sélandien	61,1*	0,2	Premiers périssodactyles, glires, primates...		
Danien			65,5*	0,3				
			Maastrichtien	70,6*	0,6	Isolement de l'Euramérique ; extinction des dinosaures ;	Ammonites	
			Campanien	83,5	0,7			

Annexe C

M É S O Z O Ï Q U E	Secondaire			Santonien	85,8	0,7	premiers mammifères placentaires.	
				Coniacien	89,3	1,0		
				Turonien	93,6*	0,8		
				Cénomarien	99,6*	0,9		
			Inférieur	Albien	112,0	1,0	Isolement de l'Afrique	
				Aptien	125,0	1,0		
				Barrémien	130,0	1,5		
				Hauterivien	133,9	2,0		
				Valanginien	140,2	3,0		
				Berriasien	145,5	4,0		
		Supérieur Malm	Tithonien	150,8	4,0	Mammifères marsupiaux, premiers oiseaux ; premières plantes à fleurs.		
			Kimméridgien	155,6**	4,0			
			Oxfordien	161,2	4,0			
		Moyen Dogger	Callovien	164,7	4,0			
			Bathonien	167,7*	3,5			
			Bajocien	171,6*	3,0			
			Aalénien	175,6*	2,0			
		Inférieur Lias	Toarcien	183,0	1,5	Division de la Pangée		
			Pliensbachien	189,6*	1,5			
			Sinemurien	196,5*	1,0			
			Hettangien	199,6**	0,6			
		Trias	Supérieur	Rhétien	203,6	1,5	Extinction du Trias-Jurassique (environ 50% des espèces)	
				Norien	216,5	2,0		
Carnien	228,7*			2,0				
Moyen	Ladinien		237,0*	2,0	Premiers dinosaures, mammifères ovipares ; algues calcaires dans les mers ; forêts de conifères.			
	Anisien		245,0**	1,5				
Inférieur	Olenekien		249,7**	0,7				
	Indusien	251,0*	0,4					
Permien	Loping'ien	Changxing'ien	253,8*	0,7		Extinction du Permien-Trias (95 % des espèces marines, 70 % des espèces terrestres)		
		Wuchiaping'ien	260,4*	0,7				

Annexe C

P A L É O Z O Ï Q U E	Primaire		Guadalupéen	Capitanien	265,8*	0,7					
				Wordien	268,0*	0,7					
				Roadien	270,6*	0,7					
			Cisuralien	Kungurien	275,6**	0,7					
				Artinskien	284,4**	0,7					
				Sakmarien	294,6**	0,8					
				Assélien	299,0*	0,8					
			Carbonifère	Pennsylvanien cf. Silésien	Gzhélien(Stéphanien)	303,4			0,9	Insectes géants ; premiers sauropsides (reptiles) ; arbres primitifs de grande taille ; fossilisation importante de matière organique...	
					Kazimovien	307,2			1,0		
		Moscovien			311,7	1,1					
		Bashkirien			318,1*	1,3					
		Mississippien cf. Dinantien		Serpoukhovien	328,3	1,6					
				Viséen	345,3*	2,1					
				Tournaisien	359,2*	2,5					
		Dévonien	Supérieur	Famennien	374,5*	2,6	Crise de la faune marine : extinction du Dévonien ; premiers vertébrés terrestres ; premières plantes à graines ; premiers arbres.	Archaeopteris			
				Frasnien	385,3*	2,6					
			Moyen	Givétien	391,8*	2,7	Plantes ligneuses : prêles, fougères...				
				Eifelien	397,5*	2,7					
			Inférieur	Emsien	407,0*	2,8					
				Praguien	411,2*	2,8					
			Silurien	Ludlowien	Lochkovien	416,0*	2,8	« Sortie des eaux » : premières plantes terrestres, arthropodes terrestres.	Euryptérides Cooksonia		
Pridolien	418,7*				2,7						
Wenlockien	Ludfordien	421,3*		2,6							
	Gorstien	422,9*		2,5							
Llandovérien	Homérien	426,2*		2,4							
	Sheinwoodien	428,2*		2,3							
		Télychien	436,0*	1,9							
		Aéronien	439,0*	1,8							

Annexe C

		Ordovicien	Supérieur	Rhuddanien	443,7*	1,5	Extinction de l'Ordovicien-Silurien Prédominance des invertébrés Extinction du Cambrien (environ 85% des espèces)	Graptolites	
				Hirnantien	445,6*	1,5			
				Katien	455,8*	1,6			
				Sandbien	460,9*	1,6			
			Moyen	Darriwilien	468,1*	1,6			
				Dapingien	471,8*	1,6			
			Inférieur	Floien	478,6*	1,7			
				Trémadocien	488,3*	1,7			
		Cambrien	Furongien	Étage 10	492,0	-	« Explosion cambrienne » : faune de Burgess, premiers chordés	Trilobites, Conodontes	
				Étage 9	496,0	-			
				Paibien	499,0*	2,0			
			Série 3	Guzhangien	503,0*	-			
				Drumien	506,5*	-			
				Étage 5	510,0	2			
			Série 2	Étage 4	517,0	-			
				Étage 3	521,0	-			
			Terreneuvien	Étage 2	528,0	-			
Fortunien	542,0*			1,0					
Fin du Précambrien							Organismes archaïques de classement incertain ; métazoaires bilatériens	faune de l'Édiacarien	
P R O T É R O Z O Ï Q U	NÉO	Édiacarien			635*	-	Glaciation Varanger		
		Cryogénien	Varangien			650			-
			Sturtien			850*			-
	Tonien				1000*	-	Formation du continent Rodinia	Acritarches (Pyramimonadales)	
	MÉSO	Sténien				1200*	-		Eucaryotes multicellulaires
		Ectasien				1400*	-		
		Calymnien				1600*	-		
	PALÉO	Stathérien				1800*	-	Emergence du continent Columbia	Stromatolites
		Orosirien				2050*	-	Premiers eucaryotes ; atmosphère riche en dioxygène O ₂ ; Grande oxydation ; couches rouges ;	
		Rhyacien				2300*	-		
Sidérien					2500*	-			

Annexe C

E						glaciation huronienne	
A R C H É E N	NÉOARCHÉEN		2800	-		Bactéries ; archées ; photosynthèse (cyanobactéries) ; disparition du méthane CH ₄ ; gisements de fer rubané	
	MÉSOARCHÉEN		3200	-			
	PALÉOARCHÉEN		3600	-			
	ÉOARCHÉEN		4000	-			
H A D É E N			4600	-		Formation des océans par condensation de l'eau de l'atmosphère composée de N ₂ , de CO ₂ et de CH ₄ ; refroidissement de la Terre ; solidification de la croûte terrestre ; Grand bombardement tardif.	

Notes

1. Le temps indiqué dans la colonne est celui du début de la période.
2. Les dates et incertitudes proposées sont celles de la « International Stratigraphic Chart 2008 » et des Points Stratotypiques Mondiaux (PSM) de la Commission internationale de stratigraphie. Ces incertitudes sont essentiellement liées aux erreurs relatives à la datation.
3. Les dates avec un * indiquent les Points Stratotypiques Mondiaux (PSM) acceptées par la communauté scientifique international. Celles avec ** sont en cours d'acceptation.