RESUME

Ce travail porte sur **l'étude technico-économique du projet d'exploitation du gisement Karu Central – Polygone de Lupoto.** Cette étude parlera des généralités sur le gisement de Karu central ; la modélisation géologique et l'évaluation des réserves géologiques ; la détermination des paramètres de base d'exploitation du gisement ; la conception du design ; l'inventaire des matériaux contenus dans les limites du projet, la planification minière et l'étude de rentabilité économique du projet.

Le gisement de Karu Central est localisé dans le site minier de Kalumines PE nº 2590 dans le territoire de Kipushi de l'actuelle province du Haut-Katanga, par ses coordonnées géographiques à 27°19' longitude Est et à 11°35' latitude Sud à environ 27 km de la ville de Lubumbashi. Dans cette concession, le gisement de Karu Central est en effet situé entre 531000 mE de l'Ouest vers l'Est, et entre 345169.5mN et 871100 mN partant du Sud vers le Nord par rapport à l'échelle sur la carte qui est de 1/25000.

Ce gisement appartient au système Katanguien, dans le groupe de Roan et au sous-groupe Mwasha, soit dans le Groupe des Mines. En premier lieu, la modélisation géologique se basant sur les données des sondages a donné une image sur la géométrie du gisement, ainsi que la disposition lithologique de chaque formation rencontrée dans chaque sondage. L'analyse statistique à l'aide du logiciel Geovia Surpac, qui nous a montré que la distribution de la teneur en cuivre du gisement de Karu Central suit une loi log naturelle (avec constante). Enfin après estimation par krigeage à l'aide du logiciel, les réserves en cuivre contenues dans les limites du projet ont été évaluées à 1.283.907 ts sous une teneur moyenne de 3,915 % en cuivre.

En deuxième lieu, Partant des paramètres de base d'exploitation, nous avons conçu notre design minier, qui nous a permis d'avoir une idée sur l'inventaire des matériaux contenus dans les limites du projet. La quantification de notre projet, révèle que le volume des matériaux est de 1.800.719 m³ dont 583 594 m³ comme volume de minerai et 1.217.125 m³ comme volume de stériles. Toute en ayant comme contrainte la capacité des usines de traitement métallurgique, qui nous permet déterminé la production minière annuelle de 675.000 ts/an, ce qui insinue une durée de vie de la mine de 2 ans.

En troisième lieu, l'étude de rentabilité pour un coût d'investissement de 14 405 752 USD, ce qui génère un taux d'intérêt annuel de 15 % sur une échéance de 2 ans ; a montré que le projet est économiquement rentable sous une V.A.N de 75.534.630 USD, un T.R.I de 441,9126 % et un Ip de 6,2. L'analyse de sensibilité de la V.A.N en faisant varier les valeurs des paramètres (tels que le coût de traitement métallurgique et le cours du cuivre), a montré qu'en-delà du coût de traitement métallurgique de 4.739,015 USD/ts, la V.A.N devient positive, en ce moment-là, le projet sera rentable. Mais en-deçà du cours de cuivre de 4.586,319 USD/t Cu le projet Karu Central sera déclaré non rentable.

Mots-clés : Modélisation géologique, krigeage, réserve, rapport de découverture et rentabilité

ABSTRACT

This work deals with the technico - economic study of the project of exploitation of the Karu CentralLupoto polygon deposit. This study includes generalities on the central Karu deposit; Geological modeling and assessment of geological reserves; The determination of the base operating parameters of the deposit; Design Design The inventory of the materials contained within the project boundaries, the mining planning and the economic profitability study of the project.

The Central Karu deposit is located in the mining site of Kalumines PE Nº 2590 being located in the territory of Kipushi of the present province of Upper Katanga, by its geographical coordinates at 27° 19 ' longitude East and at 11° 35 ' latitude South about 27 km from the City of Lubumbashi. In this concession, the Central Karu deposit is located between 531000 ME from the west to the east, and between 345169 MN and 871100 MN starting from the south to the north relative to the scale on the map which are.

In the first place, geological modeling based on survey data gave an image of the geometry of the deposit, as well as the lithological arrangement of each formation encountered in each survey. Statistical analysis using the Geovia SURPAC software showed that the distribution of the copper content of the Central Karu deposit follows a natural log (constant) law. Finally, after estimation by kriging using the Geovia Surpac software, the copper reserves contained within the Karu Central project were estimated at **1 283 907** Ts with an average copper content of **3.915%**.

Second, starting from the basic operating parameters, we designed our mining design which allowed us to inventory the materials contained within the project boundaries using the Geovia Surpac software. The quantification of our project, revealed to us that the volume of materials is **1 800 718** m³ of which **583.594** m³ as volume of ore with an average content of **2,2**% Cu and 1 217 125 m³ as volume of waste rock. Having as a constraint the capacity of the métallurgique treatment plants, we have determined the annual mining production of **675 000** Ts/yr that implies a lifetime of the 6-year mine.

Third, the profitability study for an investment cost of **14 405 752** USD, with an annual interest rate of **15%** on a maturity of **2 years** showed that the project Karu Central is economically profitable with a VAN of **75 535 630** USD , a TRI of **441,9126** % sort and an Ip of **6,2**.

The sensitivity analysis of the van by varying the parameter values (such as metallurgical processing cost and copper price) showed that beyond the metallurgical processing cost of **4 739,015** USD/Ts

The van becomes positive, at that time the Project will be profitable. Below the copper price of 4 586,139 USD/t Cu the Karu Central project will be declared uneconomic.

Keywords: geological modeling, kriging, reserve, cover ratio and profitability

TABLE DES MATIERES

RESUME i
ABSTRACT ii
TABLE DES MATIERES iv
LISTE DES FIGURES..... viii
LISTE DES TABLEAUX ix
LISTE DES ANNEXES..... x
ABREVIATIONS UTILISEES xi
EPIGRAPHE xii
DEDICACE xiii
REMERCIEMENTS xiv
INTRODUCTION GENERALE 1
CHAPITRE I.GENERALITES SUR LE GISEMENT DE KARU CENTRAL
I.1. INTRODUCTION 3
I.2. L'ASPECT GÉOGRAPHIQUE 3
I.2.1. Localisation de la région de Karu 3
I.2.2. La végétation et le climat 4
I.2.3 Hydrographie 5
I.3 ASPECT GÉOLOGIQUE 6
I.3.1 Le Super groupe du Katanga (Katanguien) 6
I.3.2 La géologie locale 7
I.3.3 Minéralisation du gisement de Karu Central 8
a) Talc schistes 9
b) Roche argilo-talqueuse (RAT) 9
c) Roche siliceuse feuilletée 9
d) Roche siliceuse cellulaire 9
e) Schistes dolomitiques..... 9
f) Calcaire à Minéraux Noirs silicifié 9
I.3.4 Aperçu litho-stratigraphie 10
I.3.5. La morphologie et la forme du gisement 17

I.4. LA DESCRIPTION DU PROJET 18
I.5. CONCLUSION..... 18
CHAPITRE II MODELISATION GEOLOGIQUE ET ESTIMATION DES RESERVES
II.1 INTRODUCTION 19
II.2 MODELISATION GEOLOGIQUE 20
II.2.1 Modélisation des sondages 20
II.2.2 Construction du solide géologique 21
II.2.3 Modélisation géologique en blocs 23
II.2.4 Estimation des réserves du projet Karu Central 23
II.2.5 Régularisation (compositing) 25
II.2.6. Etude de la variabilité de la teneur en cuivre 26
II.3 CONCLUSION 31
CHAPITRE III CONTRAINTES D'EXPLOITATION ET ELABORATION DU DESIGN MINIER
III.1 INTRODUCTION 32
III.2 CONTRAINTES TECHNIQUES 32
III.2.1 Mode d'exploitation 32
III.2.2 Méthode d'exploitation 33
III.2.3 Eléments de base d'une mine à ciel ouvert 33
III.2.4 Synthèse des éléments fondamentaux d'une exploitation à ciel ouvert 40
III.3 ELABORATION DU DESIGN MINIER 41
III.4 DILUTION ET RECUPERATION MINIERE..... 42
III.4.1 Teneur de coupure 42
III.4.2 Traitement minéralurgique 43
III.5 INVENTAIRE DES MATERIAUX 43
III.5.1 Le rapport de découverte 47
III.5.2 Le Tempérament 47
III.6 CONTRAINTES TECHNOLOGIQUES 49
III.6.1 Engins d'exploitation 49
III.6.2 Unité de traitement minéralurgique 50
III.7 CONTRAINTES ECONOMIQUES 50
III.8 CONCLUSION 51

III.9 **CHAPITRE IV PLANIFICATION MINIERE**
IV.1 INTRODUCTION 52
IV.2 ORGANISATION DES TRAVAUX 52
IV.2.1 calcul de la production minière annuelle 53
IV.2.2 CALCUL DU VOLUME ANNUEL À EXCAVER 54
IV.3. DETERMINATION DE LA DUREE DE VIE DU PROJET KARU CENTRAL..... 55
IV.4. DETERMINATION DU PROGRAMME ANNUEL D'EXPLOITATION 55
IV.4.1. Cubage annuel de minerai 55
IV.6.DISTANCES STANDARDS DE LA MINE AUX REMBLAIS 57
IV.7. CALCUL DU PARC PREVISIONNEL D'ENGINS D'EXPLOITATION 59
IV.7.1. Calcul du nombre de sondeuses 60
IV.7.2. Calcul du nombre d'engins de chargement 62
IV.7.3. Calcul de la flotte d'engin de transport 64
IV.8. CONCLUSION 66
CHAPITRE V. ETUDE DE LA RENTABILITE ECONOMIQUE DU PROJET KARU CENTRAL
V.1. INTRODUCTION..... 67
V.2. CALCUL DE L'INVESTISSEMENT 67
V.3. COUTS OPERATOIRES..... 68
V.4. CALCUL DU CASH FLOW DURANT LA VIE DU PROJET 69
V.5. CRITERES D'EVALUATION DE RENTABILITE 73
V.5.1. Valeur actuelle nette (VAN) 74
V.5.2. Taux de rentabilité interne (TRI) 75
V.5.3. Calcul de l'indice de profitabilité (Ip) 77
V.6. ETUDE DE SENSIBILITE..... 78
V.6.1. Sensibilité de la VAN en fonction du coût de traitement métallurgique 78
V.6.2. Sensibilité de VAN en fonction du cours du Cuivre 80
V.7. CONCLUSION 82
CONCLUSION GENERALE 84

LISTE DES FIGURES

Figure I.1. Localisation du gisement de Karu central sur le site minier de Kalumines [Kalumines property, 2011] .....
4 Figure I.2. Végétation du gisement de Karu central 5
Figure I.3. Litho stratigraphique du Katanga méridional [BOKONGO, 2011] 7
Figure I.4. Aspect géologique régional [Microsoft encarta, 2009] 8
Figure II.1 - Modélisation de sondage ainsi que le code de couleurs associé à la lithologie..... 21
Figure II.2. - Construction d'une surface minéralisée section S5100 22
Figure II.3 - Solide du corps minéralisé du gisement de Karu Central 22
Figure II.4 - string représentant le composite 26
Figure II.5. Histogramme des fréquences, courbes des fréquences cumulées du Cu et de distribution pour la loi normale 27
Figure II.6 – Courbe de probabilité des fréquences cumulées du Cu pour la loi normale 27
Figure II.7 - Histogramme des fréquences, courbes des fréquences cumulées du Cu et de distribution pour la loi log naturel (avec constante) 28
Figure II.8 - Courbe de probabilité des fréquences cumulées du Cu pour la loi log naturelle (avec Constante) 29
Figure II.9 - Répartition spatiale des teneurs contenues dans les limites du projet. 30
Figure II.10 - Histogramme Tonnage en fonction de la teneur. 31
Figure III.1 - Angles de talus des bords de la mine à ciel ouvert et de talus de liquidation. 38
Figure III.2 - Pit design du gisement Karu central. 42
Figure III.3. Volume des matériaux par tranche d'exploitation 47
Figure III.4. Rapport des découvertures du projet Karu central. 49
Figure V.1. Evolution annuelle des recettes, du coût et du cash-flow net 73
Figure V.2. Variation de la VAN en fonction du taux d'intérêt. 76
Figure V.3. Fluctuation ou variation de la valeur nette en fonction du coût de traitement métallurgique 80
Figure V.4. Fluctuation de la valeur actuelle nette en fonction du cours du cuivre 82

LISTE DES TABLEAUX

Tableau I.0.1- Sondage KRCD0246 présentant la description litho stratigraphie des roches. 10
Tableau I.0.2. Sondage KRCD205 présente la description litho stratigraphie des roches. 14
Tableau II.1 - Caractéristiques géométriques du modèle en blocs du projet Karu Central. 23
Tableau II.2 - Résultat de l'analyse statistique de la teneur en Cu. 28
Tableau II.3 - Résultat de l'analyse statistique de la teneur en Cu d'après la loi log naturelle (avec constante) 29
Tableau II.4 - Attributs assignés au bloc model. 30
Tableau II.5 - Résultat sur la quantité et qualité de cuivre estimé contenu dans le projet. 31
Tableau III.1 - Les caractéristiques physico-mécaniques des roches du gisement de Karu Central. 34
Tableau III.2 - La hauteur minimum du gradin dans les différents types de terrains [KAMULETE, 2013]. 35
Tableau III.3 - Angle de talus des gradins suivant la nature des roches. 36
Tableau III.4.- Largeur minimum de la piste selon le nombre de voies [MINING ENGINEERING HANDBOOK]. 39
Tableau III.5 - Eléments de base d'une exploitation à ciel ouvert [Etude Minière GCM]..... 41
Tableau III.6 - Volume et tonnage des matériaux contenus dans le pit. 44
Tableau III.7 - Volume et tonnage des minerais contenus dans le pit design. .....
45 Tableau III.8 - Volume des matériaux (minerais et stériles) contenus dans le pit design. 46
Tableau III.9 - Rapport de découverte instantané et globale, Tempéraments instantanés et globaux……48
Tableau IV.1 – Programme et séquence d'exploitation 57
Tableau IV.2 Résumé des distances standards de la mine de Karu central par niveau d'exploitation 59
Tableau IV.3 – Synthèse du parc prévisionnel d'engins 66
Tableau V.1- Synthèse des coûts opératoires..... 69
Tableau V.2 – Synthèse des calculs annuels du cash-flow brut et du cash-flow net 71
Tableau V.3 – Variation de la valeur actuelle nette en fonction du taux d'intérêt 76
Tableau V.4 - Résultats de l'étude de sensibilité de la V.A.N en fonction du coût de traitement métallurgique. 79
Tableau V.5 - Résultats de l'étude de sensibilité de la VAN en fonction du cours du Cuivre. 81

ABREVIATIONS UTILISEES

2D : Deux dimensions
3D : Trois dimensions
CUA : Coefficient d'Utilisation Absolue
EMI : Etude Minière
Gécamines : Générale des Carrières et des Mines
HMS : Heavy Medium Separation
KRCD : Karu Central
Ip : Indice de profitabilité
MAD : Mise à disposition
MCK : Mining Company Katanga
MCO : Mines à ciel ouvert
PE : Permis d'Exploitation
PU : Prix Unitaire
Rd : Rapport de découverture
Rdg : Rapport de découverture global
Rdi : Rapport de découverture instantané
SOMIKA : Société Minière du Katanga
SPRL : Société privée à responsabilité limitée
ST : Stenuick
Tg : Tempérament global
Ti : Tempérament instantané
TRI : Taux de Rentabilité Interne
Ts : Tonne sèche
TU : Taux d'utilisation effective
VAN : Valeur Actualisée Nette

EPIGRAPHE

« L'homme se forge par les moyens »

.

Proverbe africain

INTRODUCTION GENERALE

Le polygone de Lupoto couvert par un permis d'exploitation (PE nº 2590) détenu initialement par la Générale des Carrières et des Mines, Société (G.C.M SA en sigle) est passée sous un contrat d'amodiation à la société Iverland Mining Congo Sarl (I.M.C en sigle).

Qui avait démarré ses activités par la poursuite de l'exploitation de cette mine de Lupoto phase 1, qui a atteint le niveau hydrostatique. La société envisage de transporter ses excavations sur l'une des autres écailles du polygone (Kasonta, Maga, Karavia, Karu, etc.).

C'est de ce qui précède à faire ressortir la thématique parmi ses écailles dont :

« Étude technico - économique du projet d'exploitation du gisement de Karu Central - polygone de Lupoto ».

Les activités minières industrielles supposent la récupération des réserves minières tout en garantissant la sécurité et surtout la profitabilité de l'investissement.

C'est Ainsi, une problématique se pose : comment estimer les réserves partant des résultats de la campagne de sondage, Comment planifier l'exploitation afin d'assurer l'alimentation aux usines de traitement.

Quelles que soient les solutions, qui permettront à court terme de résoudre les problèmes de la mine et des alimentations du module H.M.S ; il est évident qu'il sera de plus en plus nécessaire de disposer de techniques plus affinées pour prospecter, extraire, transporter, concentrer les matières premières.

C'est pourquoi en vue d'éclairer les choix à faire sur les différentes méthodes de stratégies d'exploitation, nous avons eu le soin de mener une étude prospective sur les alimentations du Module H.M.S à partir du gisement de Karu Central.

Pour bien mener l'étude de ce travail, les objectifs suivants doivent être atteints :

- Élaboration du solide et bloc modèle géologique à l'aide du logiciel Surpac ;
- Évaluation des réserves géologiques ;
- Élaboration du design minier et évaluation des réserves minières ;
- Dimensionnement de la flotte d'engins ;
- La rentabilité du projet.

Pour parvenir à atteindre ces objectifs, nous subdivisons notre thématique en cinq volets hormis l'introduction et la conclusion. Ces chapitres se présentent de la manière suivante :

- **Le premier chapitre** porte sur **les généralités sur le gisement de Karu Central**. Ce dernier retrace une brève présentation du gisement, une localisation géographique, une description de la géologie locale et s'achève par une brève description du projet du gisement Karu Central.

- **Le deuxième chapitre** aborde **la modélisation géologique et l'estimation des réserves** à l'aide de Geovia Surpac. Partant des données des sondages, nous allons construire le solide géologique des formations en place et le modèle en blocs qui, par une discrétisation du gisement en blocs de dimensions bien définies, permettra d'évaluer au mieux les réserves.

- **Le troisième chapitre** parle **les contraintes d'exploitation et le design du projet Karu Central**. On y fixera la méthode d'exploitation, les éléments fondamentaux d'exploitation pour la conception du design, l'élaboration du design du projet Karu, et on déterminera la quantité des matériaux contenus dans le pit design, les rapports de découverture ainsi que les tempéraments.

- **Le quatrième chapitre** s'étale sur **la planification minière**. Dans ce chapitre, nous allons établir un programme d'extraction et dimensionner les engins en fonction de la production annuelle planifiée.

- **Le cinquième chapitre** s'occupe de **l'étude de rentabilité économique du projet Karu Central**. Dans ce chapitre, nous allons recourir aux critères de la VAN, du TRI et de l'indice de profitabilité.

Chapitre I

GENERALITES SUR LE GISEMENT DE KARU CENTRAL

I.1. INTRODUCTION

Le gisement de Karu Central fait partie des nombreux gisements de la Générale des Carrières et des Mines, la G.C.M en sigle. Il est l'une des écailles du polygone de Lupoto - Kasonta. Lupoto - Kasonta est un site minier exploité encore présentement à ciel ouvert en République Démocratique du Congo, dans l'actuelle province du Haut-Katanga, à 25 km au Sud-Ouest de la ville de Lubumbashi. À l'intérieur de la concession du PE nº 2590, ce gisement est localisé dans sa partie Sud-Est à 6 km de la mine de Lupoto, accessible par voie routière.

Cette concession s'étend sur une superficie de 77 km^2, et est subdivisée en différents sites relatifs aux écailles identifiées et découvertes par les différents travaux de prospection. Ces écailles sont les suivantes : Kitumaini, Lupoto, Maga, Karu, Makelele, Karavia et Kasonta. Parmi toutes ces écailles que nous retrouvons dans ce site minier, seules quelques-unes ont été partiellement exploitées ou sont en pleine exploitation par la Gécamines ou par cette dernière en partenariat avec d'autres entreprises (Kalumines sprl et Iverland Mining Congo sarl ; il s'agit bien évidemment de Lupoto phase I et Kasonta).

En effet, dans ce chapitre, nous allons fournir les informations générales sur le gisement de Karu Central, en s'appuyant sur l'aspect géographique et l'aspect géologique. On va également décrire le projet que nous sommes appelés à étudier et ce, en définissant son état actuel par rapport à l'avancement des travaux d'exploitation.

I.2. L'ASPECT GÉOGRAPHIQUE

I.2.1. Localisation de la région de Karu

Le site minier de Kalumines étant situé dans le territoire de Kipushi de l'actuelle province du Haut-Katanga. Ce site est localisé par ses coordonnées géographiques à 27°19' Longitude Est et à 11°35' Latitude Sud.

Dans cette concession, le gisement de Karu Central est en effet situé entre 531000 mE de l'Ouest vers l'Est, et entre 345169 mN et 871100 mN partant du Sud vers le Nord par rapport à l'échelle sur la carte qui est de 1/25000.

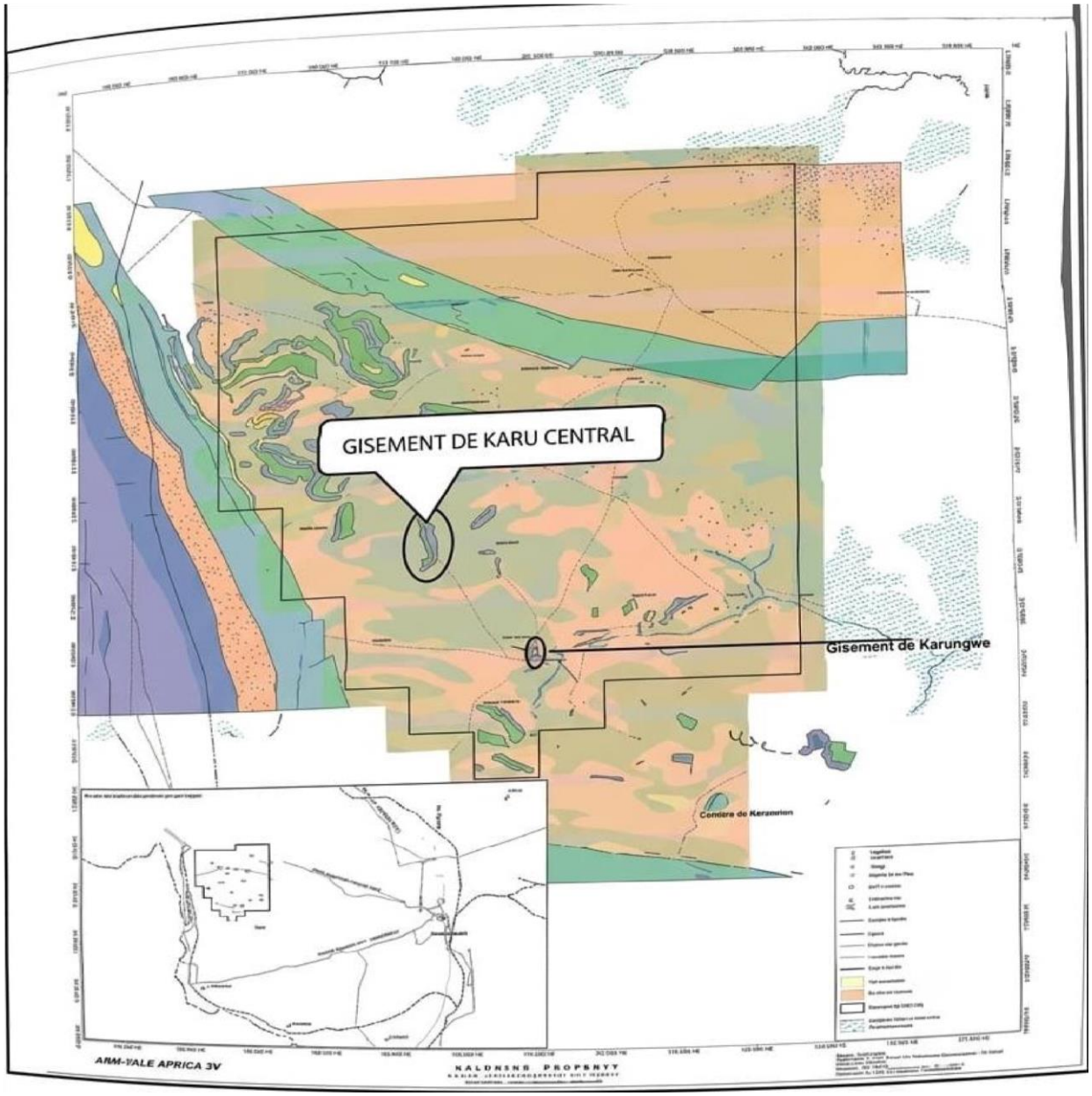

Figure I.1. Localisation du gisement de Karu central sur le site minier de Kalumines [Kalumines property, 2011]

I.2.2. La végétation et le climat

Le Katanga méridional jouit d'un climat tropical, qui est caractérisé par deux saisons qui s'alternent simultanément, dont l'une est pluvieuse allant jusqu'à environ six mois, s'étalant sur une période allant du mois d'Octobre jusqu'au mois d'Avril ; et l'autre, caractérisée par une sécheresse couvrant le reste de l'année, et donc les six mois restants, partant du cinquième mois de l'année (Mai) jusqu'en Septembre.

Ceci étant, le territoire de Kipushi bénéficie également du même climat que celui du Katanga

Méridional, d'autant plus qu'il s'y trouve inclus. En effet, il en est de même pour le site minier de Kalumines où notre gisement est localisé.

La végétation étant un ensemble des plantes, qui poussent dans une région donnée selon leur nature, dans le Katanga méridional nous retrouvons une flore caractérisée par une savane boisée, en particulier une forêt claire dite Miombo couvrant à peu près 80% du paysage végétal du site. Il y a aussi une forêt dense et sèche dite Muhulu, qui couvre le reste de la partie du site. La figure I.2 ci-après illustre la végétation du gisement de Karu Central.

Figure I.2. Végétation du gisement de Karu central

I.2.3 Hydrographie

Pour ce qui est de l'hydrographie, en tant que branche de la géographie, elle nous permet de mettre en évidence l'ensemble des cours d'eau et des lacs d'une région. Alors, au Sud de la province du Haut-Katanga, les principaux cours d'eau partent de la crête de partage des bassins hydrographiques des fleuves d'eau, qui coulent du Sud vers le Nord. Ces cours d'eau jaillissent dans les formations gréseuses et dolomitiques. Leur direction et leur sens d'écoulement sont influencés tant par la lithostratigraphie que par la structure des formations traversées.

Le réseau hydrographique du site minier de Kalumines est essentiellement caractérisé par la présence de la rivière Karavia avec son affluent, la Kasombo. La rivière Karavia est un affluent de la rivière

Lubumbashi et est tributaire de la rivière Kafubu, qui longe l'anticlinal presque sur toute sa longueur. La région dans laquelle on rencontre ce gisement présente une partie du terrain qui est marécageuse, cette partie se situant pratiquement plus au centre.

I.3 ASPECT GÉOLOGIQUE

I.3.1 Le Super groupe du Katanga (Katanguien)

Les terrains de couverture y sont très développés et le soubassement affleure souvent sur les collines et au fond des vallées. Ce soubassement correspond au Précambrien, tandis que la couverture est constituée de toutes les formations postérieures à celui-ci.

Le Katanga méridional est caractérisé d'après la nouvelle nomenclature du programme de corrélations géologiques internationales (I.G.C.P), par le super groupe Katanguien, qui est à son tour subdivisé en trois groupes :

- Le Roan ;
- Le Nguba (Ng) ; anciennement appelé Kundelungu inférieur (Ki) ;
- Le Kundelungu (Ku) ; anciennement appelé Kundelungu Supérieur (Ks). Ces différents groupes sont séparés entre eux par deux mixtites dénommées : « grand conglomérat » et « petit conglomérat ». Les différentes unités stratigraphiques sont subdivisées en sous-groupes, formations, niveaux, sous-niveaux, basés sur la lithologie (François A. 1974 et 1985 ; Congo Zambie 1988). La figure I.3 ci-après montre la lithostratigraphie du Katanga.

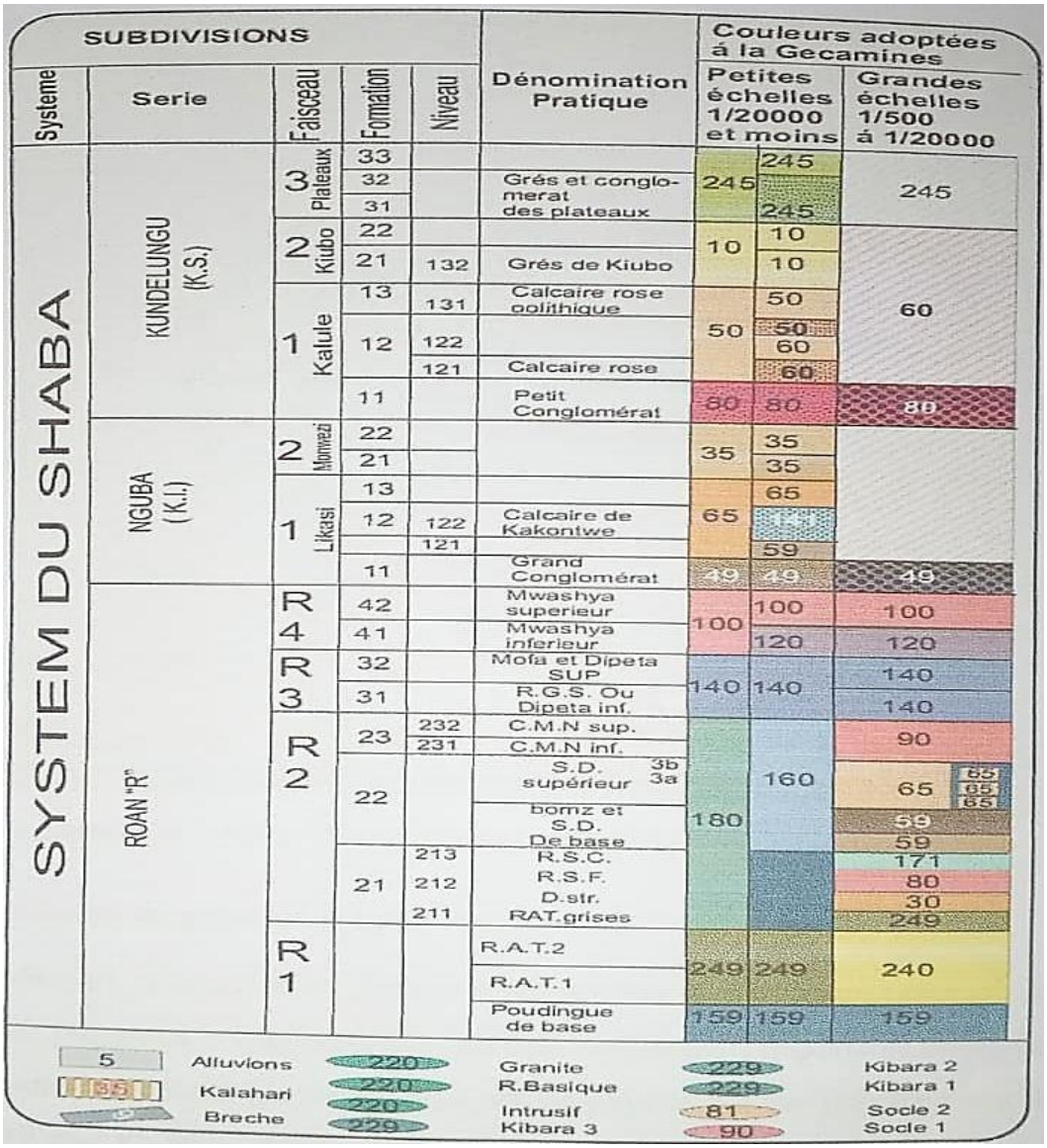

Figure I.3. Litho stratigraphique du Katanga méridional [BOKONGO, 2011]

I.3.2 La géologie locale

Ce gisement étant localisé dans le territoire de Kipushi de la province du Haut-Katanga, dans la concession de Lupoto, nous dirons que cette zone est aussi située dans la section Nord-Est du Copperbelt. De même que le Copperbelt zambien au Sud, cette province métallogénique regorge en son sein des gisements les plus riches en cuivre et en cobalt du monde. La région ciblée est celle du

Katanga, ainsi nous allons vous parlez de l'aspect géologique de cette région, en vous décrivant la litho-stratigraphie, la tectonique du système auquel appartiennent les formations, qui y sont retrouvées et sa minéralisation. Nous vous présentons sur la figure I.4 ci-après la représentation de l'aspect géologique régional.

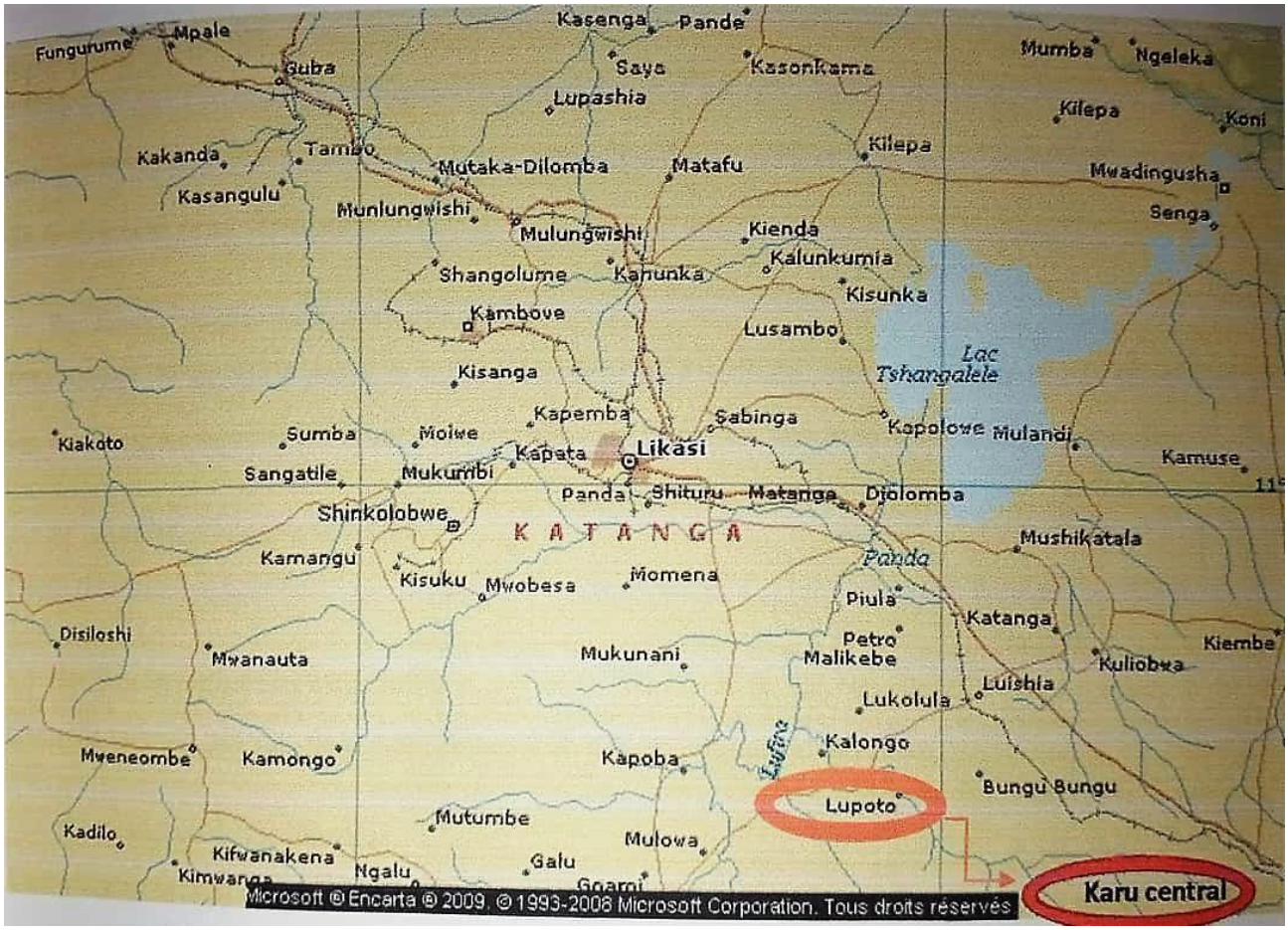

Figure I.4. Aspect géologique régional [Microsoft encarta, 2009]

I.3.3 Minéralisation du gisement de Karu Central

La minéralisation se présente ici, comme c'est souvent le cas, en un point où des roches dolomitiques, propices à la minéralisation, ont subi l'influence d'importants dérangements. Les affleurements montrent que les couches ont été plissées par une poussée ayant déterminé la présence d'un point de rebroussement tout à fait caractéristique.

Dans ces parages, les formations n'ont pas subi de plissement et sont stériles. Dans la partie Nord-Est du gisement, les formations ont une direction Nord 35° Est et un pendage de 70° vers l'Ouest. Au Sud de la rivière, leur direction est 20° Ouest. Entre ces deux points, les couches sont incurvées vers l'Est, formant le rebroussement déjà mentionné. Dans la zone des travaux à flanc de coteau de la colline, la succession est la suivante :

- Talc schistes ;
- Roche argilo-talqueuse ;
- Roche siliceuse feuilletée ;
- Roche siliceuse cellulaire ;

- Schiste dolomitique ;
- Quartz filonien et C.M.N silicifié.

a) Talc schistes

C'est une des formations typiques trouvées dans d'autres mines ; dans certains cas, les roches ont été silicifiées et particulièrement minéralisées. On y trouve quelques veinules interstratifiées de chalcosine avec dolomite.

b) Roche argilo-talqueuse (R.A.T)

Elle occupe la zone de contact habituellement minéralisée, entre les formations talqueuses et les roches siliceuses feuilletées ; on y trouve de la malachite avec un peu de chalcosine.

c) Roche siliceuse feuilletée

Cette formation est stérile en surface, à l'exception du contact avec les formations talqueuses.

d) Roche siliceuse cellulaire

Cette formation est par endroits faiblement minéralisée en malachite.

e) Schistes dolomitiques

Ces roches sont finement feuilletées et micacées ; par places, elles renferment des traces de malachites. Près du contact avec le quartz filonien, elles auraient subi un métamorphisme et ont l'aspect de phyllades.

f) Calcaire à Minéraux Noirs silicifié

C'est une formation montrant une stratification apparente, qui disparaît lorsqu'on observe la roche à la cassure fraîche ; elle est fortement silicifiée et a une teinte grise. Les formations talqueuses, siliceuses, et les schistes dolomitiques sont à découvert entre les travaux à flanc de coteau et la rivière.

Ils forment l'aile méridionale du pli rebroussé ; ici le contact avec la R.A.T n'est que faiblement minéralisé.

I.3.4 Aperçu litho-stratigraphie

Il s'agit ici de l'étude litho stratigraphique du gisement de Karu Central ; cette étude s'effectue sur quelques sondages représentatifs du gisement et a comme objectif la description macroscopique de différentes formations constituant le gisement selon leurs profondeurs respectives. On ajoutera à cette description les différentes zones de minéralisation de ce gisement.

Nous procéderons donc à une présentation de chaque sondage associé à son log descriptif dans le tableau I.1 ci-après.

Tableau I.1- Sondage KRCD0246 présentant la description litho stratigraphie des roches.

Profondeur(m)	Description macroscopique	Formation
De 0 à 4.7	La formation a une couleur rouge, une granulométrie fine, elle est très tendre et très altérée. Cette altération est exprimée par une forte intensité de l'hématite.	Sol
De 4.7 à 29	Dolomie de couleur grise, à granulométrie moyenne, faible dureté et une forte altération en hématite, limonite et manganèse. La limite entre cette formation et le sol est difficile à déterminer.	Calcaire à minéraux noirs (CMN)
De 29 à 31	Formation rectifiée, couleur pourpre, jaune, gris, dureté moyenne, et altérée. Le contact avec le CMN est broyé.	Shale dolomitique (SD)
De 31 à 36	Une dolomie silicifiée rectifiée, couleur grise, granulométrie moyenne très dure avec une altération moyenne. Le contact entre cette formation et le CMN est bien net.	Roche siliceuse cellulaire (RSC)

De 36 à 42.1	Formation de type brèche polygénique, de couleur grise, dureté moyenne et une altération modérée en talc. Le contact est rectifié.	Brèche
De 42.1 à 43.5	Formation de type brèche, avec débris des roches à stratifications onduleuses, silicifiée, de type dolomie, à couleur grise, granulométrie moyenne ; la formation est dure avec une faible altération en silice, à cela s'ajoute les oxydes de fer et de manganèse.	Roche siliceuse feuilletée (RSF)
De 43.5 à 55.5	Brèche de couleur verte, à granulométrie grossière, dureté moyenne et à altération moyenne. Le contact est bréchifié ;	Brèche de RAT grise
De 55.5 à 63.4	Dolomie silicifiée, couleur grise, granulométrie moyenne, dureté	Roche siliceuse feuilletée (RSF)
Profondeur(m)	Description macroscopique	Formation
	assez élevée avec faible altération en silice et présence de la limonite remarquable par sa couleur jaunâtre.	
De 63.4 à 67.2	Dolomie silicifiée, massive, de couleur grise, et à granulométrie moyenne ; cette formation est remarquablement dure et est moyennement altérée. Un passage progressif est observé entre la RSF et cette formation ;	Roche siliceuse cellulaire (RSC)
De 67.2 à 72.8	Shale dolomitique de couleur pourpre, à granulométrie fine, dureté moyenne, altération moyenne avec présence de la limonite et de l'hématite. Le contact avec la formation précédente est net.	Shale dolomitique de base (SDB)

De 72.8 à 123.3	Formation à litage fin, type dolomitique, couleur grise et brune ; la granulométrie est fine à moyenne, la dureté moyenne, et une altération moyenne avec présence de l'hématite, de la limonite, et les oxydes de manganèse.	Shale dolomitique (SD)
De 123.3 à 129.1	Formation de type lime stone, couleur grise, granulométrie moyenne, dureté moyenne et une altération moyenne avec présence du talc et des oxydes de manganèse	Calcaire à minéraux noirs (CMN)
De 129.1 à 130.7	Dolomie talqueuse, couleur grise, granulométrie moyenne, altération poussée, avec présence du talc et des oxydes de manganèse.	Calcaire à minéraux noirs (CMN)
De 130.7 à 157	Dolomie de couleur brune, de granulométrie moyenne, dureté faible, altération faible avec présence des oxydes de manganèse et de fer. Le contact est difficile à observer.	Calcaire à minéraux noirs (CMN)
De 157 à 165.7	Formation de type brèche polygénique de couleur brune,	Brèche
Profondeur(m)	Description macroscopique	Formation
	à granulométrie grossière, présentant une dureté moyenne et une altération moyenne avec présence du talc et de la limonite.	
De 165.7 à 220	Roche type : dolomie silicifiée et brechifiée, de couleur grise, à granulométrie grossière, avec une dureté moyenne ; elle est très altérée en chlorite.	Dipeta

La succession lithologique correspondant à ce sondage apparait sur la figure I.6. Ce sondage est caractérisé par une minéralisation dans la zone de transition qui s'étend de 63.1 à 158.1 m. La figure ci-dessous montre le Log stratigraphique du sondage KRCD0246.

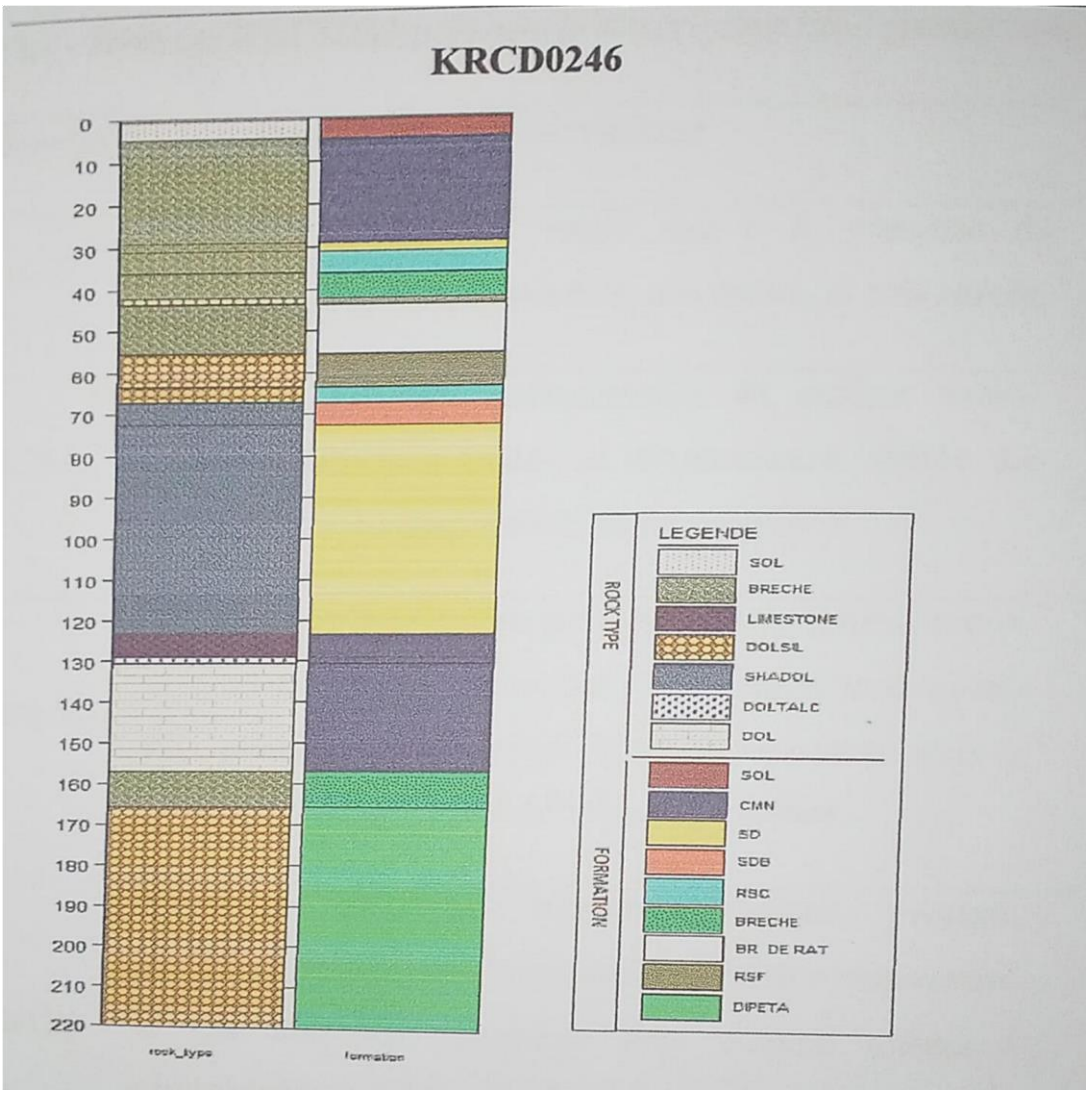

Figure I.5. Log stratigraphique du sondage KRCD0246

Le tableau I.2 ci-après montre le sondage KRCD205.

Tableau I.2. Sondage KRCD205 présente la description litho stratigraphie des roches.

Profondeur(m)	Description macroscopique	Formation
De 0 à 7	Formation de couleur rouge due à la présence de l'hématite, à granulométrie fine, très tendre, et très altérée.	Sol
De 5 à 55.8	Formation à litage millimétrique, de couleur brune, granulométrie fine, tendre, et moyennement altérée. Le passage du sol à cette formation est progressif.	Shale dolomitique
De 55.8 à 58	Formation de type brèche polygénique, de couleur brune, présentant une dureté moyenne et une altération moyenne avec présence du talc et de la limonite. Le contact avec la formation précédente est difficile à déterminer.	Brèche
De 58 à 128	Formation de type siltstone, couleur pourpre, granulométrie moyenne ; elle présente une dureté moyenne et une altération moyenne, avec comme minéraux caractéristiques, l'hématite, les oxydes de manganèse et le talc	Dipeta
De 128 à 133.7	Formation présentant des éléments de taille variée, avec une couleur brune, très tendre et altérée. Le contact avec la formation précédente est difficile à établir.	Brèche

De 133.7 à 134	Dolomie silicifiée et bréchifiée, de couleur grise, granulométrie moyenne, dureté élevée, et une faible altération. Le contact avec la brèche est difficile à déterminer.	RSC
Profondeur(m)	Description macroscopique	Formation
De 134 à 135.8	Dolomie silicifiée, de couleur grise, granulométrie moyenne, dureté assez élevée, altération moyenne avec présence de la limonite, du talc, des oxydes de fer, et de l'hématite. Le contact avec la RSC est net.	RSF
De 135.8 à 136.5	Dolomie silicifiée, avec grosses nodules, couleur grise, granulométrie moyenne, dureté assez élevée, et une altération moyenne. Le contact avec la formation précédente est bien visible	Dolomie stratifiée
De 136.5 à 138.1	Brèche monogénique, de couleur grise, granulométrie grossière, dureté et altération moyenne.	Brèche de RAT grise
De 138.1 à 145.4	Silts silicifiés, couleur grise, granulométrie moyenne, dureté assez élevée et une altération moyenne. Le contact avec la formation précédente est difficile à établir.	RAT grise
De 145.4 à 155.6	Dolomie silicifiée de couleur brune, granulométrie moyenne, présence des nodules, et une altération moyenne. Le contact avec la formation précédente n'est pas net.	Dolomie stratifiée

De 155.6 à 166.3	Dolomie silicifiée à stratification onduleuse, couleur grise, granulométrie moyenne, assez dure et faiblement altérée. Le contact est bien net.	RSF
De 166.3 à 173.8	Dolomie silicifiée de couleur grise, de granulométrie moyenne, d'une dureté élevée, et d'une altération moyenne. Le contact avec la RSF est bien net.	RSC
De 173.8 à 182.9	Formation de type shale, de granulométrie moyenne, et d'altération moyenne, avec présence de petits nodules dans les plans de stratification.	SDB
Profondeur(m)	Description macroscopique	Formation
	La limite entre cette formation et celle qui la précède est broyée.	
De 182.9 à 232.5	Formation de type shale, de couleur brune, granulométrie fine, dureté moyenne, et faible altération avec présence de l'hématite.	SD

La succession lithologique correspondant à ce sondage apparait sur la figure I.7, du point de vue de la minéralisation, ce sondage est caractérisé par :

- Une zone à minerais oxydés, qui s'étend de 51 à 58 m ;
- Une zone à minerais mixtes, qui s’étend de 58 à 232.5 m.

La figure I.7 ci-après montre le Log stratigraphique du sondage KRCD20

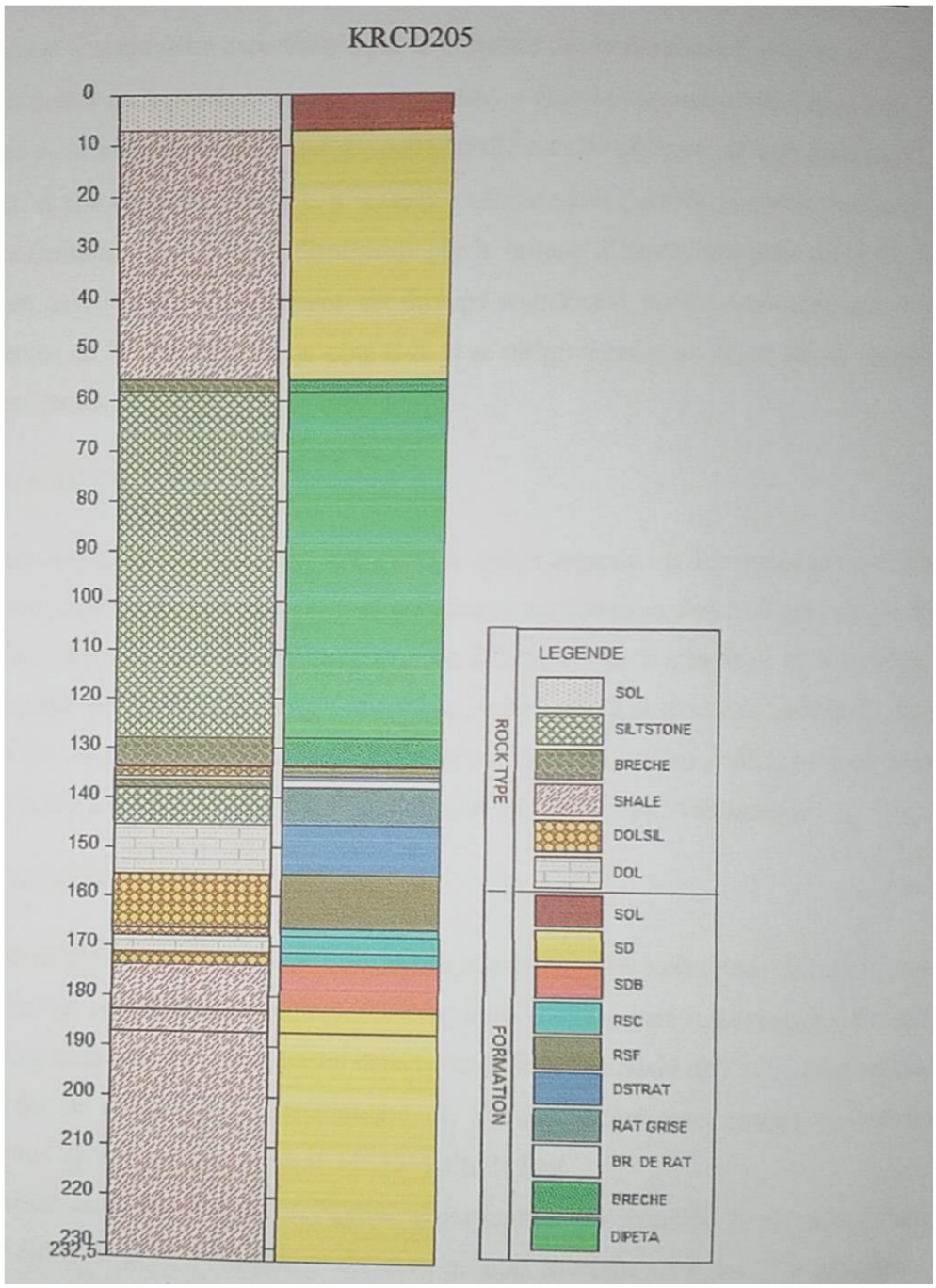

Figure I.7. Log stratigraphique du sondage KRCD205

I.3.5. La morphologie et la forme du gisement

Nous avons observé les cartes surfaciques, topographiques du gisement représenté dans l'annexe-A, dans sa vue d'ensemble ; et cette observation nous a permis de déduire que celui-ci est constitué d'une écaille caractérisée par la présence des minerais de Cuivre et se situant un peu plus au centre de la

partie occupée par le gisement dans la concession de Kalumines. Notre étude va beaucoup plus se baser sur cette écaille car elle affleure sur une grande étendue, à la surface et elle constitue même le gisement central auquel l'écaille se serait disloquée. Par ailleurs les données mises à notre disposition par le bureau d'études minières de la GCM, ne concernaient cette écaille. Ce gisement est du type stratiforme, mais subhorizontal suivant la coupe orientée du N-S et affleure du côté E-S. Il se dirige suivant un angle de 28° partant de Nord-Ouest vers le Sud-Est.

I.4. LA DESCRIPTION DU PROJET

Ce gisement encore en découverture, mis à part la partie décapée par les creuseurs artisanaux, en effet notre projet va se porter sur sa première phase d'exploitation. Pour accéder au gisement, il faut prolonger avec la route, qui mène vers le Golf Faustin Météo à environ 25 km du centre-ville de Lubumbashi, poursuivre avec cette même route jusqu'à atteindre le village Timothée. Ce dernier est relié au village Yotama par la même route. Ces deux villages sont donc, à proximité du gisement lui-même, dans la concession de Kalumines / Gécamines.

I.5. CONCLUSION

Le gisement de Karu Central est situé dans le site minier Nommé Kalumines (Kasonta Lupoto Mining), site qui appartient à la Générale des carrières et des mines (G.C.M). Ce site est situé à 25 Km de la ville de Lubumbashi, dans le territoire de Kipushi de l'actuelle province du Haut-Katanga en République Démocratique du Congo. Il présente comme coordonnées géographique : 27° 19' longitude Est et 11° 35' latitude Sud.

Les formations rencontrées à Karu Central appartiennent au système Katanguien, dans le groupe de Roan et plus précisément au sous-groupe Mwasha < R.4.1. Ce gisement est stratiforme. Il est subhorizontal selon la coupe NNE et affleure presque du côté Est suivant la direction de la coupe et il se dirige de Nord-Sud vers le Est-Sud d'un angle de 28°. Ce projet est à l'étape de découverture.

Chapitre II

MODELISATION GEOLOGIQUE ET ESTIMATION DES RESERVES

II.1 INTRODUCTION

Ce chapitre présente les données qui ont été recueillies auprès du Bureau d'Etudes Minières (E.M.I en sigle) de la Gécamines. Les données que nous présentons dans ce chapitre sont d'ordre géologique (données lithologiques et géochimiques) et d'ordre technique.

Toutes les données n'étaient disponibles qu'au format papier. Dans la suite, les différents types de données seront présentés en détail, mais sommairement. On a :

- Les sondages et les sections appartiennent à la campagne de 2009. Un total de 24 sondages sur le gisement Karu Central a été accessible. Ces sondages décrivent la lithologie et les teneurs en cuivre ;

- Les données techniques : Il s'agit des limites de classification des minerais cuprifères (pauvre ou riche) selon la Gécamines et la densité de minerai.

En ce qui concerne la teneur de coupure, la Générale des Carrières et des Mines a du point de vue des opérations de concentration, subdivisé les minerais cuprifères en trois catégories pour le cuivre. Les fourchettes de coupure pour le cuivre se présentent comme suit :

- 2% < Cu : Minerais riches (cuprifères) ;
- 1% < Cu < 2\% : Minerais pauvres ;

- 1% > Cu : stérile.

Par rapport à la plage de teneurs, celle qui délimite la minéralisation dans chaque sondage c'est-à dire la plage, qui classifie les minerais Cuprifère que renferme le gisement de Karu Central, selon que la passe du sondage soit riche ou pauvre en cuivre. Pour chaque plage de teneur, nous allons y affecter un code de couleur, qui nous permettra de visualiser ou de distinguer la zone minéralisée ou non (riche ou pauvre) dans chaque sondage.

Étant donné que le terrain où se situe le gisement Karu Central est pratiquement inexploité, c'est-à dire que le gisement est encore presqu'intacte, il est clair que la partie qui va constituer la première phase d'exploitation se trouve au-dessus du niveau aquifère. Cette zone est en effet à la portée de l'oxydation. Ainsi, les minéraux retrouvés dans cette zone sont Oxydés. A la Générale des Carrières

et des Mines, pour la zone oxydée, la densité fixée est de 2.2 Ainsi, telle est la densité que nous allons considérer dans notre base des données.

II.2 MODELISATION GEOLOGIQUE

La modélisation géologique se définit comme une opération permettant de créer un modèle capable de décrire la valeur d'un paramètre géologique dans l'espace 2D ou 3D de façon continue et à un moment donné [Biyukaleza N, 2012]. Nous allons ici, vous décrire les données que nous avons utilisées, également nous allons afficher les sondages et construire le solide, à l'aide du logiciel SURPAC.

II.2.1 Modélisation des sondages

Il s'agit d'une représentation spatiale des descriptions lithologiques (ou géochimiques) reprises par chaque sondage. Cette représentation est fonction de la direction, du pendage et de la profondeur de chaque sondage.

Toutes les données de sondages étaient disponibles sous le format papier. Donc les informations devraient être recopiées sur notre support papier également pour un encodage ultérieur. Chaque sondage possède quatre (4) renseignements : identification du sondage, lithologie, les déviations, et les teneurs en cuivre.

Pour permettre une bonne utilisation des données, des bases de données (les workspaces) ont été créées en MS-Excel, selon le type de données. Il s'agit de workspaces du type "Sondage" pour les descriptions lithologiques des sondages ainsi que les teneurs en cuivre. Le workspace du type "Sondage" est constitué de quatre tables reprises ci-après avec leurs champs respectifs :

1. Table Collar

Les informations de cette table sont relatives à la localisation des sondages : Hole-id (dont la référence est 1) ; les coordonnées Y(2) ; X(3) ; Z(4) ; et max-depth (5).

2. Table Survey

Les informations de cette table sont relatives à la trajectoire du sondage : Hole-id (1); Depth (2); Azimuth (3) ; Dip (4).

3. Table assay

Cette table est constituée des données des teneurs en cuivre : Hole-id(1); Depth-from(2); Depth-to(3); Cu (4).

4. Table geology

Elle contient toutes les descriptions lithologiques des sondages : Hole-id (1) ; Depth-from (2) ; Depthto (3) ; et Lithology (4).

Le code de couleurs utilisé pour la modélisation des formations géologiques de la Gécamines est celui qui nous avons appliqués pour le gisement de Karu Central. Le code de couleurs utilisé dans ce présent travail est illustré ci-dessous. Après toutes les opérations faites, ci-dessous nous présentons ce que sont devenues les données traitées dans les quatre tables. La modélisation des sondages en fonction de la lithologie utilisée dans le présent travail est illustrée sur la figure II.1 ci-dessous.

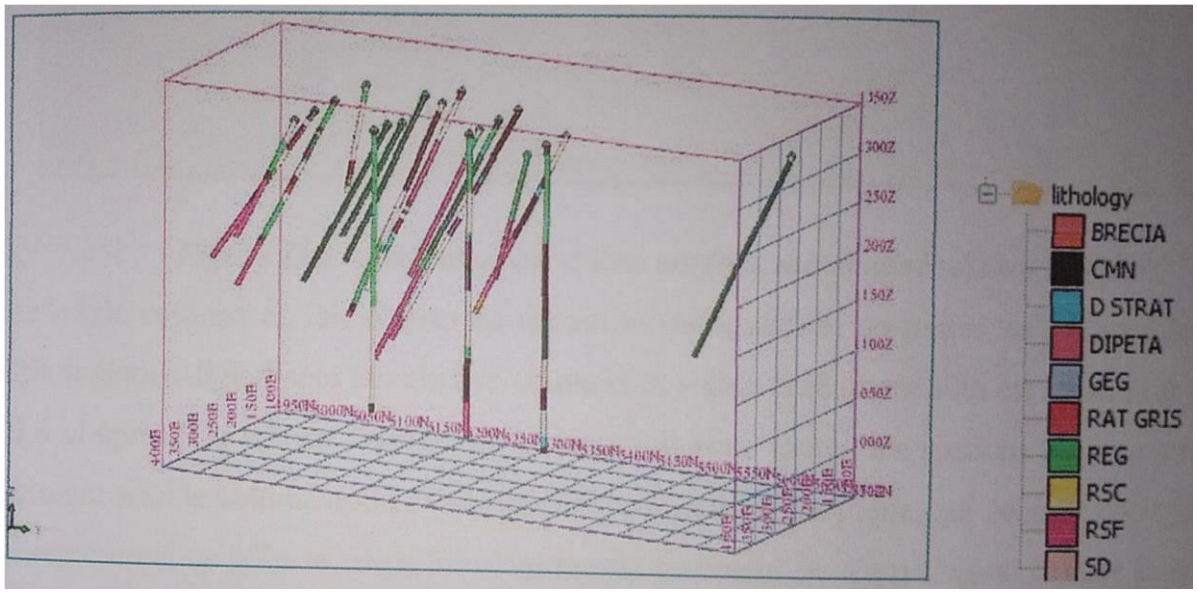

Figure II.1 - Modélisation de sondage ainsi que le code de couleurs associé à la lithologie

II.2.2 Construction du solide géologique

Les solides géologiques sont créés entre les limites des couches et représentent des volumes homogènes de terrain. Ils sont chacun caractéristique d'un seul type de roches. La modélisation des couches géologiques, des zones minéralisées passe par les solides. Ils sont créés par triangulation

[Biyukaleza, 2012]. La construction des solides s'effectue selon les étapes suivantes

:

- Déterminer les zones minéralisées sur chaque forage pour une teneur de coupure donnée ;
- À partir des intersections minéralisées des forages, définir pour chaque section la surface minéralisée ;
- Joindre les surfaces minéralisées (lithologiques) entre les sections pour construire des volumes.

Les sondages étant affichés, nous allons créer les sections comme nous montre la figure II.2 ci-dessous

:

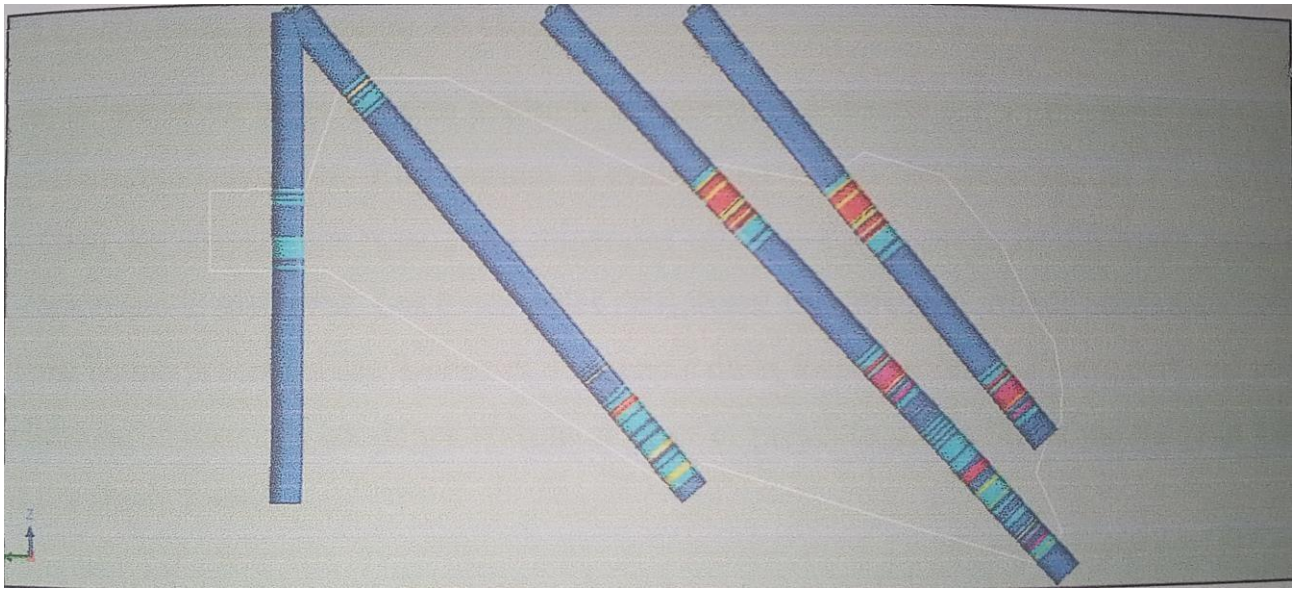

Figure II.2. - Construction d'une surface minéralisée section S5100

Le solide créé est en fait obtenu en faisant la triangulation de toutes les surfaces des passes lithologiques digitalisées sur chaque coupe et le solide créé quant à lui est illustré sur la figure II.8 ci-après. En fin par triangulation, nous joignons toutes les sections par une enveloppe, formant ainsi le volume dudit solide lithologique et minéralogique, qui délimite notre gisement. Il représente, en effet le corps lithologique du gisement de Karu Central comme le montre la figure II.3 ci-dessous.

La teneur de coupure utilisée pour la création du solide géologique du gisement de Karu est 1% Cu. La figure ci-dessous montre le solide géologique du projet de la mine à ciel ouvert de Karu.

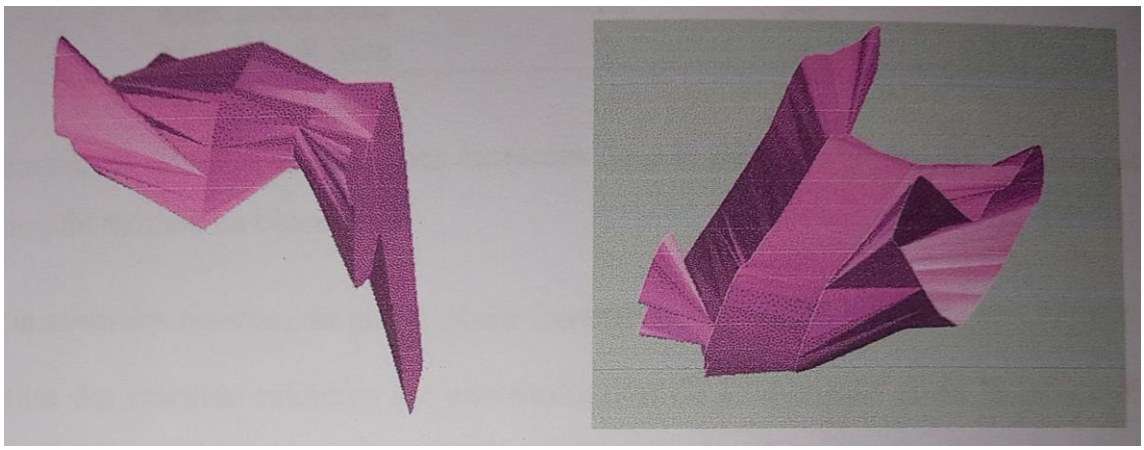

Figure II.3 - Solide du corps minéralisé du gisement de Karu Central

II.2.3 Modélisation géologique en blocs

La modélisation en blocs est une méthode qui consiste à discrétiser un gisement en blocs de dimensions bien définies. Elle permet d'évaluer au mieux les réserves au travers d'une répartition des

teneurs des ressources minérales utiles et des densités de différents matériaux qui composent le gisement. Les blocs créés ne doivent pas être trop grands pour obtenir d'une part une bonne précision des limites et des pentes de la fosse finale, et d'autre part, une bonne précision au niveau des sondages surtout si ceux-ci présentent une lithologie qui peut varier dans l'ordre du mètre.

Cependant, les dimensions du bloc dépendent des caractéristiques géochimiques et physiques de la mine, comme le talus de la fosse, le pendage du gisement. En règle générale, la dimension des blocs en horizontale ne doit pas être inférieure au quart de l'espacement moyen des sondages et la hauteur des blocs doit être en proportion ou égale à la hauteur du gradin. Le tableau ci-dessous présente les limites spatiales et les dimensions des blocs du modèle en blocs.

Tableau II.1 - Caractéristiques géométriques du modèle en blocs du projet Karu Central.

Type	Y	X	Z
Minimum Coordinates	1750,447	2350	1068,6
Maximum Coordinates	2360,447	3400	1428,6
User Block Size	10	10	5
Min. Block Size	5	5	2.5

Pour ce travail, les dimensions des blocs montrées dans le tableau II.1 ont été utilisées pour la construction du modèle en blocs.

II.2.4 Estimation des réserves du projet Karu Central

L'estimation des réserves minières est une évaluation de la quantité et de la teneur d'un ou plusieurs minéraux qui peuvent être profitablement et légalement extraites d'un dépôt de minerai ou gisement. Cette estimation des réserves de minerai implique non seulement l'évaluation du tonnage et de la teneur d'un gisement, mais également la considération des aspects techniques et légaux, du bénéfice et de la vente du produit.

II.2.4.1 Méthodes d'estimation

En pratique, le calcul du tonnage d'un gisement nécessite la connaissance du volume et du poids spécifique du minerai. Le volume de la zone minéralisée est calculé en mesurant l'aire de la minéralisation et en multipliant par l'épaisseur correspondante de matériau dont la teneur dépasse la valeur de coupure.

Les méthodes de calcul des réserves peuvent être réparties en trois familles :

- Les méthodes traditionnelles,

- Les méthodes d'interpolation classiques basées sur des algorithmes purement déterministes ;

Les méthodes d'estimation géostatistiques qui s'appuient sur une modélisation probabiliste du ph

II.2.4.2 Méthodes d'estimation géostatistique

Techniquement, la géostatistique utilise une combinaison linéaire des données observées, mais à la différence des méthodes classiques d'interpolation, elle tient compte à la fois de l'information relative à leur position et du caractère aléatoire du phénomène étudié. De plus, elle permet d'intégrer des informations auxiliaires dans l'estimation. Ces avantages font considérablement améliorer les estimations dans le contexte spatial. L'un des points forts de la géostatistique consiste à tirer parti des corrélations spatiales, qui existent dans les données minières.

Le Krigeage est une interpolation, qui estime les valeurs aux points non échantillonnés par une combinaison des données. Les poids des échantillons sont pondérés par une fonction de structure, qui est issue des données. On tient ainsi compte des distances, des valeurs et des corrélations. On considère que la valeur estimée en un point est le produit d'un processus sous-jacent, il fournit une variance d'estimation contrairement aux autres approches. Elle permet d'appréhender la structure spatiale du phénomène étudié.

La mise en œuvre de la méthode de krigeage passe par une étape d'analyse des données. Elle est destinée à décrire la structure spatiale de la variable régionalisée. Les méthodes d'estimation géostatistiques sont : le krigeage simple, le krigeage ordinaire et le krigeage universel. Le krigeage ordinaire est le plus fréquemment utilisé en pratique, car les hypothèses de départ sont moins contraignantes que celle du krigeage simple et universel. Seul le krigeage ordinaire sera développé dans la suite de notre travail.

Le krigeage ordinaire est un interpolateur exact (la valeur estimée sur un point de mesure est égale à la valeur du point de mesure) et optimal (il minimise la variance sur l'erreur d'estimation). Son but est de lisser les données.

- **Hypothèses et contraintes du krigeage ordinaire**

Le krigeage ordinaire ne requiert pas la connaissance de l'espérance de la variable régionalisée.

Autrement dit, on se place dans l'hypothèse d'une stationnarité intrinsèque. Il n'en reste pas moins que la moyenne doit rester constant à l'échelle du voisinage de krigeage ; lequel voisinage se résume à un cercle ou à une ellipse autour du point à estimer. [Despagne W, (2005-2006)]

II.2.4.3 Estimation dans Geovia Surpac

Le logiciel Geovia Surpac permet de réaliser l'estimation des réserves à l'aide de quatre méthodes suivantes :

- Distance inverse ;
- Plus proches voisins ;
- Krigeage simple ;
- Krigeage ordinaire.

Toutes ces méthodes servent à réaliser des interpolations spatiales. L'interpolation spatiale est une procédure, qui consiste à estimer la valeur d'un attribut pour des sites non échantillonnés. Basé sur des avantages que présentent les méthodes d'estimation géostatistiques par rapport aux méthodes classiques, nous nous sommes proposé d'estimer par la méthode de krigeage ordinaire (Ordinary Kriging) ; puisque cette dernière présente un avantage complémentaire par le fait qu'elle est la plus utilisée en pratique et que les hypothèses de départ sont moins contraignantes que celles du krigeage simple.

II.2.5 Régularisation (compositing)

La régularisation ou Compositing est une technique par laquelle les données réparties sur des intervalles différents sont combinées en vue de former les poids moyens ou les teneurs composites représentant différents intervalles de longueur.

La teneur moyenne sur le sondage est trouvée par pondération aux longueurs des intervalles :

$$\bar{g} = \sum \frac{l_i . g_i}{l_i} \qquad (2.1)$$

Avec :

- $\bar{g}$: la teneur moyenne sur le sondage
- l_i : l'intervalle i

La figure II.4 ci-après montre le composite.

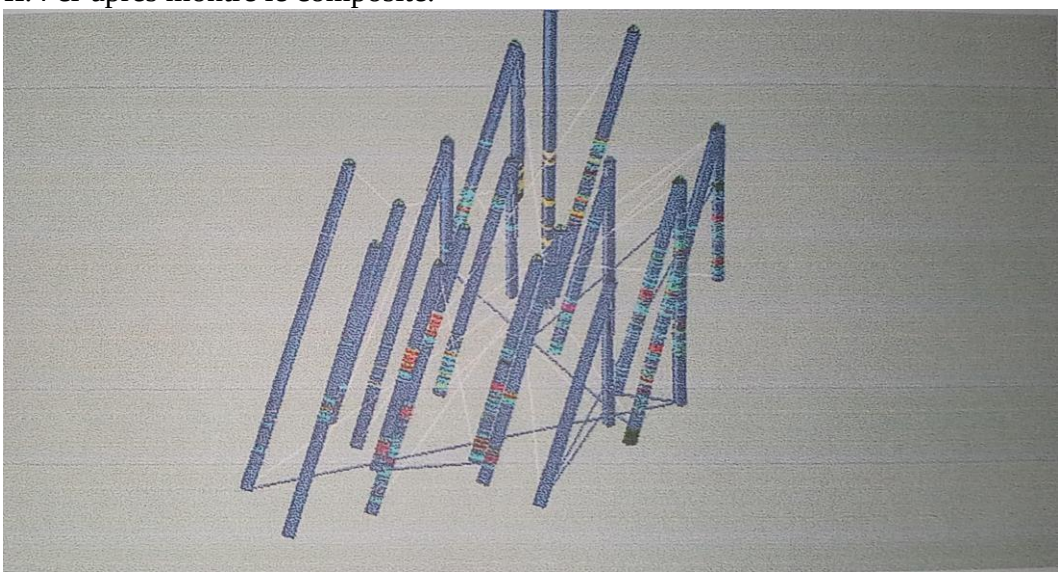

Figure II.4 - string représentant le composite

II.2.6. Etude de la variabilité de la teneur en cuivre

Ce point est consacré au traitement des données des teneurs en cuivre obtenues à partir des sondages du gisement de Karu en vue d'en estimer les réserves géologiques. On étudiera la variabilité spatiale de la variable cuivre dans cette partie. Le but est de caractériser et d'interpréter le comportement des données existantes d'échantillons d'une part, et d'autre part, utiliser cette interprétation pour estimer les valeurs des variables aux endroits, qui n'ont pas été échantillonnés. L'une des questions à se poser est de savoir comment se distribue la variable étudiée. La réponse sera donnée par la loi de distribution construite soit à partir des paramètres descriptifs soit graphiquement. Ce qui permet de connaître la tendance centrale ainsi que les écarts par rapport à cette dernière.

II.2.6.1. Statistiques descriptives

Plusieurs statistiques permettent de décrire statistiquement une variable :

- Les indicateurs de tendance centrale : moyenne, médiane, mode ;
- Les indicateurs de dispersion : étendue, variance, écart type, coefficient de variation ;
- Les indicateurs de forme de la distribution : asymétrie (Skexess), aplatissement (Kurtosis)

 Histogramme

L'étude de l'histogramme permet :

- D'apprécier la variation des données ;
- De détecter d'éventuelles valeurs aberrantes.

Les histogrammes et courbes ci-dessous illustrent la variabilité des teneurs ainsi que leurs distributions.

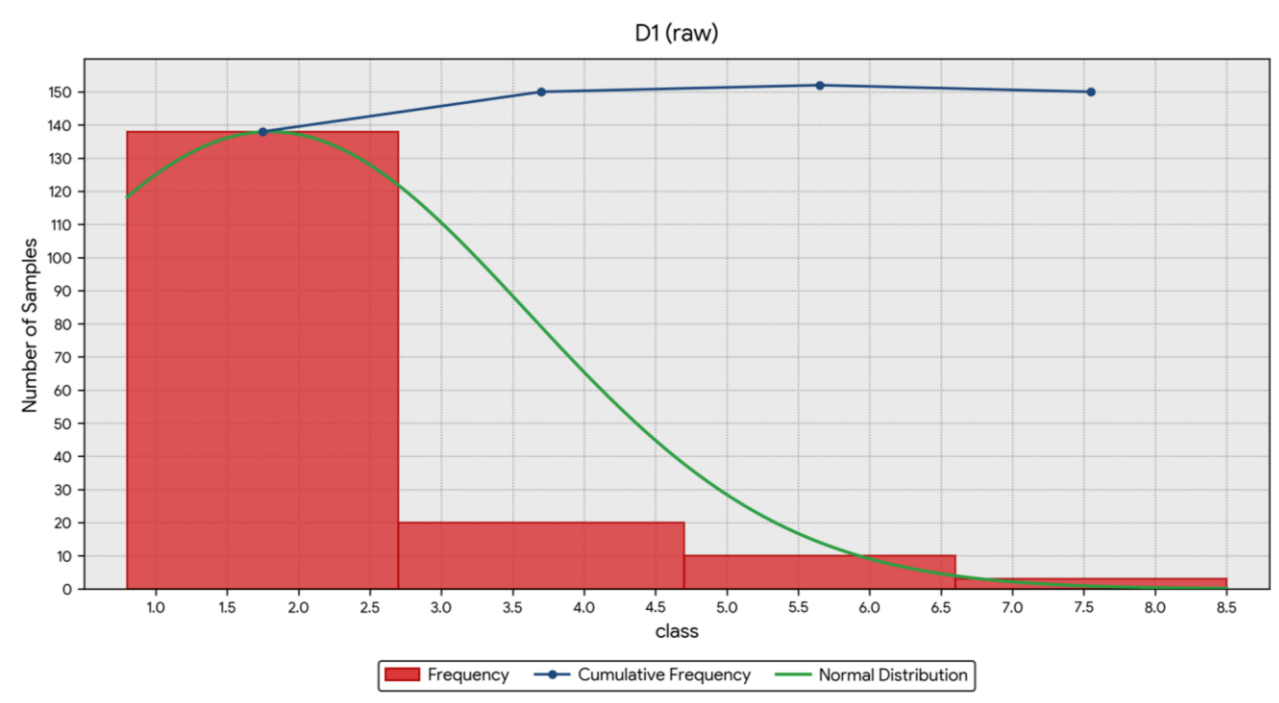

Figure II.5. Histogramme des fréquences, courbes des fréquences cumulées du Cu et de distribution pour la loi normale

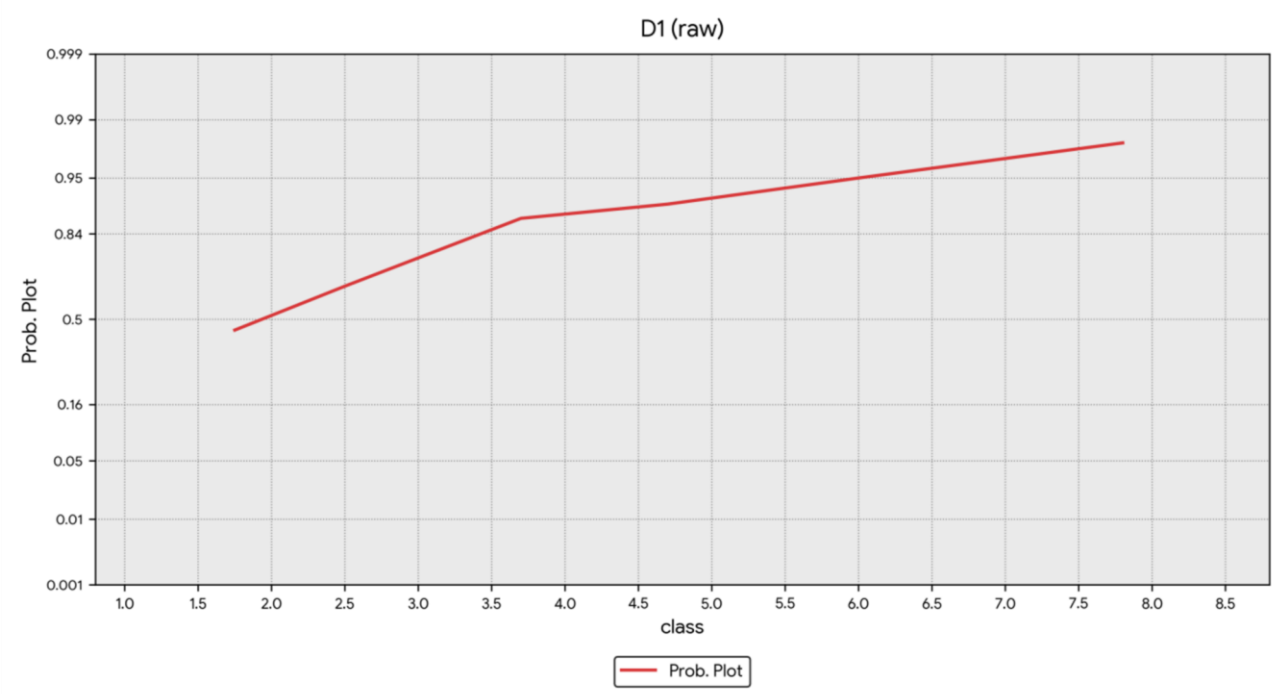

Figure II.6 – Courbe de probabilité des fréquences cumulées du Cu pour la loi normale

Le tableau II.2 ci-après montre le résultat de l'analyse statistique de la teneur en cuivre.

Tableau II.2 - Résultat de l'analyse statistique de la teneur en Cu.

Fonction	N	Min	Max	Moyenne	Médiane	Variance	Ecart type	Coef. de variation	Skewnes	Kurtosis
Normale	163	0,7575	8,38	1,96	1,25	2,213	1,4876	1,2786	2,1369	7,3956

Dans le tableau II.2., nous voyons que le coefficient d'asymétrie (Skew) vaut 2,1369 (différent de 0), ce qui nous permet de dire que la distribution est asymétrique à droite. Nous remarquons également que le coefficient d'aplatissement (Kurt) est non seulement positif, mais ; aussi plus éloigné de 3, c'est à-dire 7,3956 ; il indique en effet que la courbe a une forme Leptokurtique, en ce qui concerne la distribution des données pour une loi normale. En effet, nous en déduisons que la distribution n'est pas normale.

Nous allons devoir trouver une autre loi correspondante à la distribution de la variable cuivre dans le gisement de Karu Central. En effet, il est recommandé de procéder à une transformation des données par une fonction mathématique. Les figures ci-dessous montrent l'histogramme des fréquences et la courbe de probabilité des fréquences cumulée du Cu pour la loi Log naturelle avec constante. La figure II.7 montre l'histogramme des fréquences, courbes des fréquences cumulées du Cu et de distribution pour la loi log naturel (avec constante).

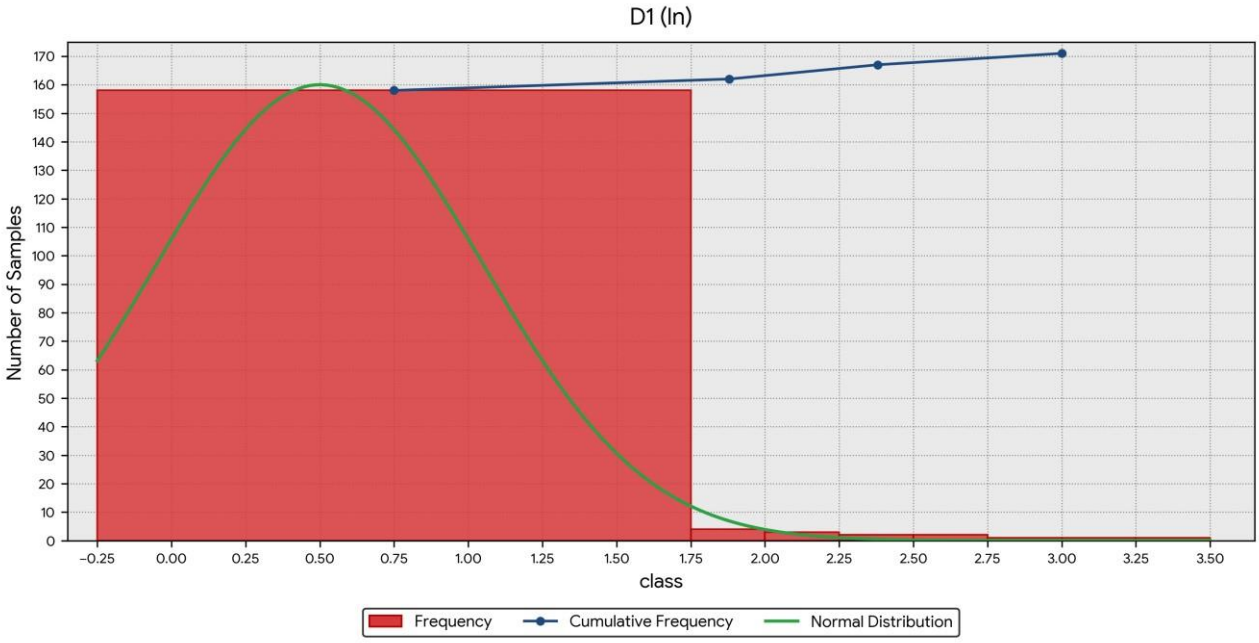

Figure II.7 - Histogramme des fréquences, courbes des fréquences cumulées du Cu et de distribution pour la loi log naturel (avec constante)

La figure II.8 ci-dessous montre la courbe de probabilité des fréquences cumulées du Cu pour la loi log naturelle (avec constante)

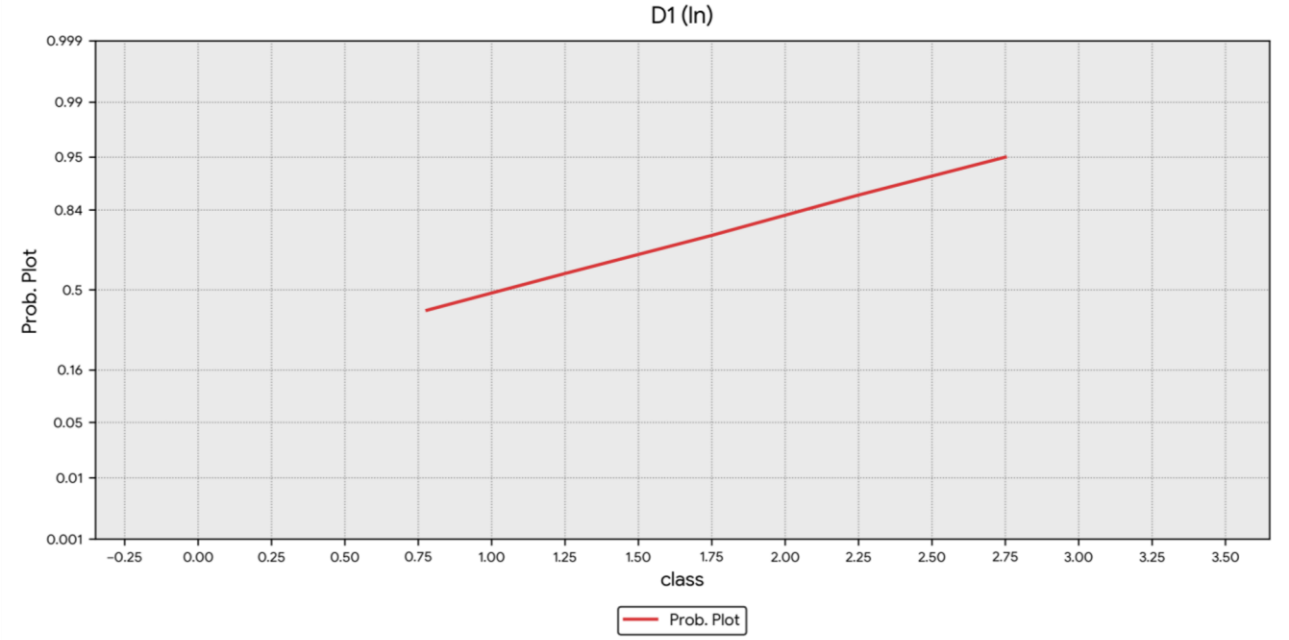

Figure II.8 - Courbe de probabilité des fréquences cumulées du Cu pour la loi log naturelle (avec constante)

Cette courbe est une droite, et donc elle correspond à la droite d'Henry. Ce qui induit comme conclusion que la distribution de la variable teneur ne suit pas une loi normale, mais suit une loi log

naturelle (avec constante). Le tableau II.3 ci-dessous montre le résultat de l'analyse statistique de la teneur en Cu d'après transformation suivant la loi log naturelle (avec constante).

Tableau II.3 - Résultat de l'analyse statistique de la teneur en Cu d'après la loi log naturelle (avec constante)

Fonction	N	Min	Max	Moyenne	Médiane	Variance	Ecart type	Coef. de variation	Skewness	Kurtosis
Normale	163	-0,277	2,12	0,4812	0,2231	0,322	0,56	1,18	1,05	3,25

- **Définition des attributs**

Le modèle en bloc est aussi une forme de base de données spatiale et peut contenir presque n'importe quelle forme d'information liée à la teneur, des types de roche ou de sol et même des analyses géostatistiques. Dans le Tableau II.4, nous présentons les attributs du bloc model du gisement.

Tableau II.4 - Attributs assignés au bloc model.

Attribute Name	Type	Decimal	Background	Description
Cu	Float	2	0	Teneur en Cuivre
Densité	Float	2	2.2	Densité du minerai
Aniso-distance	Real	1	0	
Avg-distance	Real	1	0	
Krig-variance	Real	1	0	
Number sample	Integer		0	
Material	Integer		0	Classification selon les classes de matériaux

II.2.6.2 Résultat après estimation

Nous avons réalisé le processus d'estimation dans chacune des formations géologiques exploitées en contraignant les algorithmes de l'estimateur à l'aide des solides créés précédemment. Ceci dans le but de réduire les erreurs de sous-estimation ou de surestimation selon les cas par l'estimateur.

Nous rappelons ici que l'estimation s'est faite par krigeage ordinaire. On peut observer sur la figure II.9 la répartition spatiale de la teneur en Cuivre dans la zone étudiée.

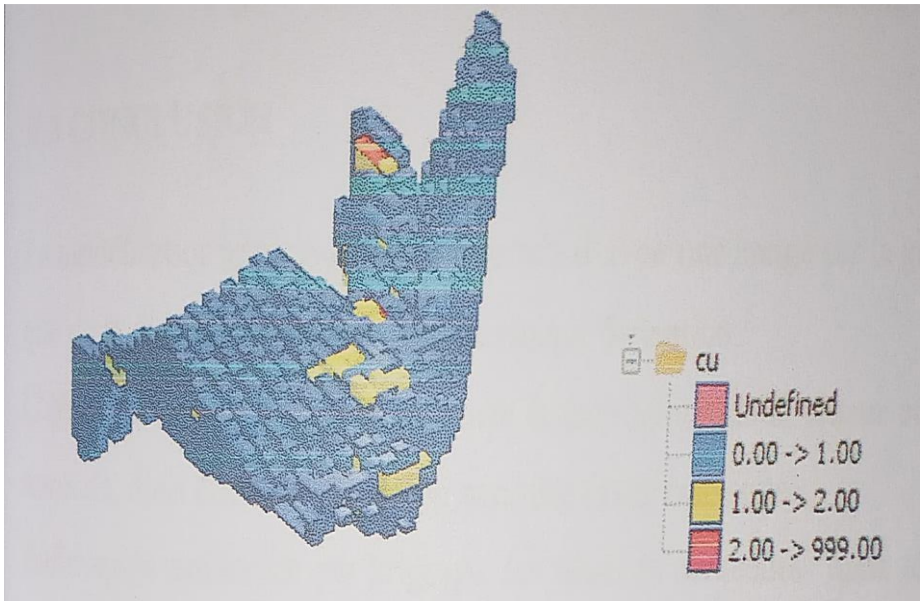

Figure II.9 - Répartition spatiale des teneurs contenues dans les limites du projet.

Le tableau II.5 résume les résultats de l'estimation des réserves géologiques contenues dans les limites du projet Karu Central. L'histogramme de la figure II.8 illustre la relation tonnage-teneur.

Tableau II.5 - Résultat sur la quantité et qualité de cuivre estimé contenu dans le projet.

Plage teneur	Volume	Tonnes	Cu
1.0 -> 2.0	322656	709843,2	1,3
2.0 -> 999.0	260938	574063,6	6,53
Total	**583594**	**1283907**	**3,915**

Ainsi le gisement est évalué à **1 283 907 ts**, pour un volume total de **583 594 m³** avec une teneur moyenne en cuivre de **3,915 %**. Ici-bas nous vous présentons l'histogramme qui représente le tonnage en fonction de la teneur sur la figure II.9. C'est une distribution dans une enveloppe des tonnages par classe de teneurs, elle permet de lier le tonnage de minerai aux différentes teneurs dans le gisement, elle permet aussi d'évaluer les réserves lorsque la teneur de coupure varie.

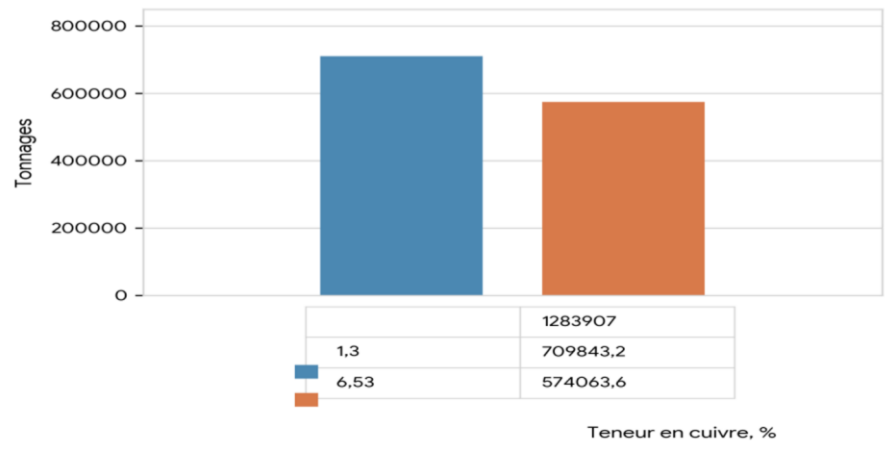

Figure II.10 - Histogramme Tonnage en fonction de la teneur.

II.3 CONCLUSION

La modélisation géologique nous a permis d'avoir une image sur la géométrie du gisement ainsi que de la disposition lithologique de chaque formation.

L'étude statistique a montré comment la distribution de la teneur en cuivre ne suit pas la loi normale, mais elle suit une loi log naturelle (avec constante).

Enfin après estimation par krigeage, les réserves contenues dans les limites du projet Karu central ont été évaluées à **1 283 906,8 Ts** avec une teneur moyenne pondérale de **3,915%** en Cuivre.

Chapitre III

CONTRAINTES D'EXPLOITATION ET ELABORATION DU DESIGN MINIER

III.1 INTRODUCTION

Le domaine des mines est un vaste secteur basé sur la science. Celui-ci comportant plusieurs techniques et opérations ayant pour finalité l'extraction dans le sous-sol, les minéraux utiles ou substances valorisables en les transformant afin de donner une utilité dans la vie de l'homme.

Ce domaine est composé de plusieurs étapes suivantes :

- Recherches géologiques et minières ;
- Exploitation minière ;
- Traitement minéralogique ;
- Traitement métallurgique, etc.

En ce qui nous concerne, on s'attellera, sur l'exploitation minière laquelle est soumise à des contraintes qui constituent des préalables pour un bon aboutissement aux finalités de l'exploitation minière.

III.2 CONTRAINTES TECHNIQUES

III.2.1 Mode d'exploitation

Le mode d'exploitation est dicté par la configuration spatiale du gisement, la nature de la roche encaissante, la profondeur du gisement, l'épaisseur des terrains de recouvrement superficiel et l'affleurement.

En effet, lorsqu'un gisement affleure ou est recouvert d'une faible épaisseur des morts-terrains, il est toujours plus économique de l'exploiter à ciel ouvert jusqu'au moment où les coûts d'enlèvement des morts terrains ou des stériles, ainsi que ceux de l'extraction du minerai tout venant seront tels que l'exploitation à ciel ouvert n'est plus rentable, c'est-à-dire soit le prix de vente d'une tonne de minerai extrait est inférieur au prix de revient d'une tonne de minerai tout venant à ciel ouvert, soit ce dernier est supérieur au prix de vente d'une tonne de minerai mine souterraine tout en étant inférieur au prix de vente d'une tonne de minerai extraite.

Comme décrit ci-haut, le gisement de Karu Central est du type synclinal, ses roches sont relativement dures et le gisement affleure, nous pouvons donc opter pour un mode d'exploitation à ciel ouvert compte tenu de ces éléments [KAMULETE, 2013]. III.2.2 Méthode d'exploitation

La méthode d'exploitation est définie comme étant la progression dans le temps de l'ensemble des gradins à l'intérieur de la fosse ultime. Toutefois, la méthode d'exploitation est mieux définie lorsqu'on tient compte de la morphologie du gisement ou des moyens mis en œuvre pour le déplacement des stériles. Ainsi, pour le gisement de Karu Central, nous optons pour la méthode de fosses emboîtées, car sa morphologie se présente en forme de filon c'est-à-dire dressant et semi dressant. Comme ce gisement affleure, nous proposerons la constitution des terrils extérieurs non loin du champ minier.

III.2.3 Eléments de base d'une mine à ciel ouvert

Dans le projet de base d'une exploitation à ciel ouvert, la détermination des paramètres du champ minier est toujours précédée d'une série de calculs précis destinés à établir les principaux éléments de base d'une exploitation à ciel ouvert concourant à l'élaboration du design minier tels que :

- La hauteur du gradin ;
- La largeur de la plate-forme de travail ;
- La banquette de sécurité ;
- La largeur minimum de l'exploitation ;
- L'angle de talus du gradin ;
- L'angle de talus de bords de la mine à ciel ouvert et de talus de liquidation ;
- La largeur des pistes ou des inclinés ;
- La pente des pistes ou inclinés.

L'élaboration du design minier exige au préalable que soient définis les paramètres de conception tels que la hauteur des gradins, l'angle de talus de gradin, la pente intégratrice, la largeur de la piste ainsi que la banquette de sécurité.

En effet, lors de l'élaboration de l'étude de faisabilité du fragment géologique de Lupoto en Juillet 2011, il a été effectué une série d'essais sur des échantillons des roches pris dans les différents gisements du site minier de Kalumines. Ces essais ont pour but de déterminer les propriétés physiques (densité apparente, densité réelle et porosité) et géomécaniques (cohésion, angle de frottement interne) des roches. Les résultats de ces essais nous permettront, de déterminer d'une part, les angles de talus de liquidation et des gradins garantissant la stabilité des flancs du design et d'autre part, d'évaluer les réserves.

Les valeurs des paramètres ci-dessous ont été obtenues au Bureau d'Etudes Minières (E.M.I) de la Gécamines.

Le tableau III.1 ci-après présente les caractéristiques physico-mécaniques des roches du gisement de Karu Central.

Ces paramètres techniques et économiques, sont définis compte tenu des caractéristiques géomécaniques, de l'outil de production et de la méthode d'exploitation.

Tableau III.1 - Les caractéristiques physico-mécaniques des roches du gisement de Karu Central.

Paramètres		**Breccia**	**Siltstone**	**Limestone**	**Dolostone**	**Shale**	**BDol**
Poids spécifique (kg/m³)	Min	23200	20200	26700	26000	21500	
	Max	26600	25400	26800	28400	23000	
	Moyenne	25000	23500	26700	27100	22200	
Rc (MPa)	Min	10	17	36	32	14	
	Max	36	38	83	85	18	
	Moyenne	22	26	59	65	16	
E (GPa)	Min	6	7	52	36	11	-
	Max	35	26	73	94	36	-
	Moyenne	17	14	63	69	23	
Cohésion (kPa)	Min	3	-	-	-	22	4
	Max	17	-	-	-	22	4

	Moyenne	10						22	4
			Min	32	-	-	-	37	42

1. Hauteur du gradin

La hauteur de gradin dépend des caractéristiques physiques du gisement, du degré de sélectivité avec l'engin de chargement, de la cadence de production, de la taille des équipements, et des conditions climatiques.

Les facteurs ci-après concourent au choix de la hauteur optimum du gradin (***Hg***) :

- La distribution verticale du minerai : lorsqu'il s'agit d'un gisement irrégulier afin de déterminer l'optimum dans les réserves (la teneur) ;
- La production et la taille de l'équipement ;
- La sécurité et les conditions climatiques : les excavateurs ne peuvent pas travailler sous une roche suspendue qui peut à tout instant s'écrouler et les endommager.

Le tableau ci-après donne la hauteur minimale du gradin dans les différents types de terrains compte tenu de la capacité du godet de l'excavateur.

Tableau III.2 - La hauteur minimum du gradin dans les différents types de terrains [KAMULETE, 2013].

Capacité du godet (m³)	Hauteur minimale du gradin (m)		
	Terrain tendre	**Terrain mi-dur**	**Terrain dur**
0.5	1.2	2.0	1.25
1.0	1.4	2.5	5.00
1.5	1.6	2.75	5.25
2.0	2.0	3.25	5.75
3.0	2.5	3.80	6.00

5.0	5.0	8.50	10.00
15.00	6.0	10.00	15.00

Le gisement de Karu Central, de par sa similitude avec les autres mines de la région est à classer dans les terrains mi-durs. Sur base des résultats géo mécaniques de Lupoto nous avons considéré la hauteur de 10 m définie comme étant la hauteur de gradins. Son extraction se réalisera en deux tranches de 5 m chacune compte tenu de la capacité des excavateurs sélectionnés (ceux utilisés à la Gécamines), qui varie de 3.8 m³ à 5 m³.

2. Angle de talus des gradins

L'angle de talus des gradins (tout comme la largeur de la banquette de sécurité) est déterminé en fonction de la nature des roches. D'après la littérature, pour les roches massives compactes, dures et stables, l'angle de talus de gradin est choisi inférieur ou égal à 90° [KAMULETE, 2013].

Le tableau III.3 ci-dessous présente les angles de talus des gradins suivant la nature des roches, ***β*** et ***α*** sont respectivement l'angle du bord exploité et inexploité.

Tableau III.3 - Angle de talus des gradins suivant la nature des roches.

Nature des roches	β	α
Massives compactes, très dures et stables	75° à 85°	Jusqu'à 90°
Eruptives saines, dures et stables	70 à 75°	70 à 80°
Eruptives compactes, sédimentaires dures et stables	60 à 65°	60 à 70°
Schisteuses, calcaires, conglomérats semi-durs et stables	40 à 50°	45 à 55°
Sablo argileuse	25 à 45°	35 à 45°

Au vu de ce qui précède et compte tenu du caractère massif, de la dureté élevée, du pendage des couches géologiques (plateure) et de la nature du terrain, l'angle de talus de gradin retenu est de 45° pour le bord de travail et de 60° pour le bord inexploité. Voir l'angle de frottement interne.

3. Pente intégratrice

Connaissant l'angle de talus du gradin, la largeur de la plate-forme de travail et la longueur de la banquette de sécurité, nous pouvons déterminer les angles de talus de bords de la mine à ciel ouvert et ceux de liquidation ; ces derniers étant les pentes générales des bords de la mine à ciel ouvert dans

la phase finale de son activité. A une profondeur Hx de la mine à ciel ouvert, les angles de talus durant l'exploitation ou les angles des talus des bords de la mine à ciel ouvert peuvent être déterminés par les expressions suivantes [KAMULETE, 2013] :

$$Tgy_1 = \frac{H_x}{\sum B_s + \sum H_g.cotg\beta} \quad (3.1)$$

$$Tgy_2 = \frac{H_x}{\sum T_s + \sum H_{g.}cotg\alpha} \quad (3.2)$$

Avec :

- $\boldsymbol{\beta}$: Angle de talus de gradin des bords de travail ;
- $\boldsymbol{\alpha}$: Angle de talus de gradin du bord inexploité ;

− γ_1 et γ_2: Angles des talus durant l'exploitation respectivement du bord de travail et du bord inexploité ;

-γ_1' et γ_2': Angle de talus de liquidation du stade final de l'exploitation respectivement du bord de travail et du bord inexploité ;

- Au stade final $\gamma_1' = \gamma_2'$
- *Hx* : la profondeur finale d'exploitation à ciel ouvert ;
- *Hg* : la hauteur de gradin (m) ;
- *Bs* : la largeur de la banquette de travail (largeur de la plate-forme de travail) ;
- *Ts* : la largeur de la banquette de sécurité ou de la bande de transport lorsqu'il se fait sur le bord inexploité.

La figure III.1 ci-dessous illustre mieux ces différents éléments.

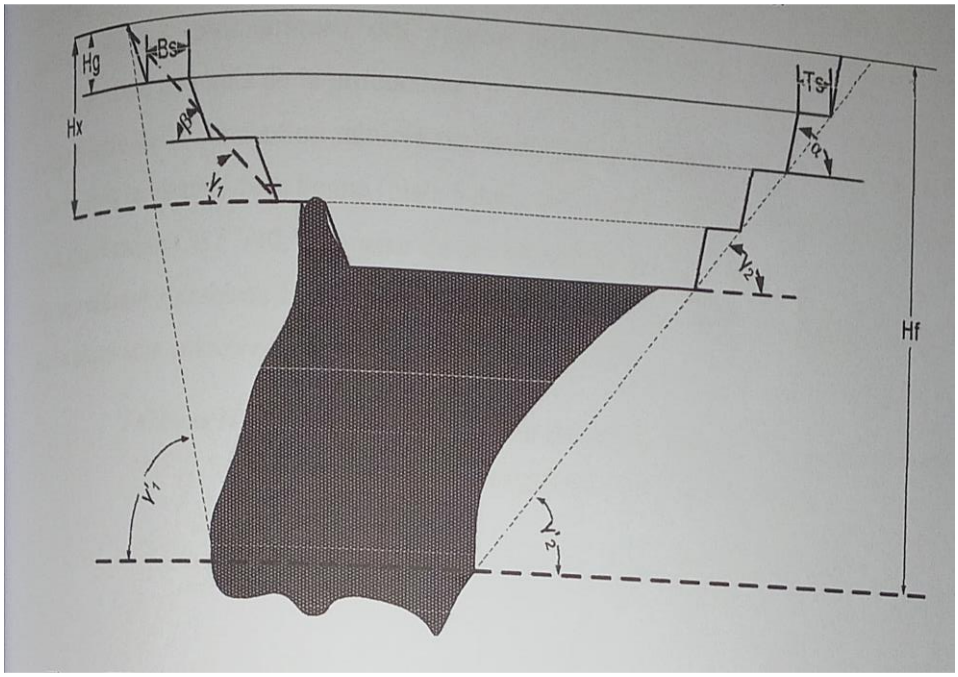

Figure III.1 - Angles de talus des bords de la mine à ciel ouvert et de talus de liquidation.

4. Banquette de sécurité

La banquette de sécurité est une plate-forme laissée à chaque gradin et sur les bords inexploités ou les bords de la fosse ultime pour améliorer la stabilité des flancs ou des buttes. Elle varie

habituellement entre 20 et 50 % de la hauteur des gradins suivant la nature de terrain. La connaissance des angles de talus de gradins et de liquidation ainsi que la hauteur de gradins permettent également de calculer la banquette de sécurité en utilisant l'expression ci-dessous [KAMULETE, 2013] :

$$Brs = H(cot\gamma - cot\beta) \quad (3.3)$$ Avec :

- γ: l'angle de talus de liquidation ;
- Hg : la hauteur de gradin (m) ;
- β : l'angle de talus de gradin.

Pour notre cas, nous optons pour une banquette de sécurité large de 3m et 5m respectivement pour les bords inexploités et le bord en exploitation.

5. Dimensions de la piste : largeur et pente

C'est une piste inclinée qui permet de passer de la surface au fond de la mine à ciel ouvert au moyen d'engins roulants (camions, voitures, etc.). Sa largeur et sa pente dépendent des caractéristiques géométriques des engins utilisés, de leurs performances, ainsi que de l'organisation générale de la production.

La pratique de la conception minière recommande une largeur de piste comprise entre trois et quatre fois la largeur de la benne (piste à deux voies). Les engins de transport qui seront utilisés sont de marque CAT 740; la largeur de ces engins est de 5,23 m.

En se référant au tableau III.4 ci-dessous donné dans Mining Engineering Handbook, la largeur de la piste sera calculée comme suit :

Tableau III.4.- Largeur minimum de la piste selon le nombre de voies [MINING ENGINEERING HANDBOOK].

Nombre de voie	Facteur × largeur max de la benne
1	2
2	3,5
3	5

4 6,5

- Nombre de voies = 2 ;

- Largeur de l'engin = 5,23 m (bennes CAT 740).

Largeur de la piste sera 5,23 × 3,5 = 18,30 m.

En tenant compte de la largeur de la ridelle, du rayon de courbure et du drain, nous optons pour une largeur de la piste de 20 m.

Les pentes des inclinés constituent un compromis entre la longueur et les limitations techniques de performances des bennes et autres engins de traction. Ces pentes varient entre 8 % et un maximum de 10 % pour les camions-bennes.

La pente de 8 % donne plus de souplesse à l'exploitation. L'utilisation des pentes inférieures à 8 %allonge la longueur de la piste (100 m sur l'horizontal à 10 %, 125 m sur l'horizontal à 8 %), augmente la découverture et complique le dessin du projet (design).

En plus, elle augmente le temps de cycle des camions avec comme conséquence l'augmentation de la consommation en gasoil et la diminution sensible de la vitesse. D'autre part, les moteurs diesels en fournissant beaucoup d'énergie, travaillent en surcharge et il y a risque de détérioration rapide de moteurs qui coûtent cher. De ce qui précède, nous optons pour la pente de 8 %.

III.2.4 Synthèse des éléments fondamentaux d'une exploitation à ciel ouvert

Le tableau III.5 résume les différentes dimensions des éléments fondamentaux du design de la mine à ciel ouvert de Karu Central.

Tableau III.5 - Eléments de base d'une exploitation à ciel ouvert [Etude Minière GCM].

N°	Les éléments de base	Valeurs déterminées
1	La hauteur de gradin	10 m
2	La banquette de sécurité	3 à 5 m
3	La largeur de la piste	20 m
4	La pente de la piste	8 %
5	La largeur de la plate-forme	22 m
6	L'angle de talus des gradins	45 °
7	L'angle de liquidation	33 ,7 °

III.3 ELABORATION DU DESIGN MINIER

L'élaboration du design est une étape très importante dans la mise au point d'un projet minier car il doit respecter certains paramètres définis précédemment, et doit être le résultat du compromis entre les impératifs de la sécurité liés à la stabilité des flancs et les impératifs économiques liés à la rentabilité. Donc on peut dire que le design est une représentation idéale sur un plan de ce que sera notre future mine. Ce design peut être établi au moyen d'une méthode manuelle et aussi par utilisation des logiciels miniers en vogue. Pour la méthode manuelle, tout le processus est fait manuellement et la recherche de la fosse ultime se fait par itérations.

Pour la méthode numérique automatique, cette dernière fait appel à l'outil informatique tel que le logiciel Geovia Surpac. Pour notre cas, nous avons fait appel aux méthodes numériques pour concevoir le design minier, et nous avons utilisé Surpac 6.3 Tenant compte des éléments de base d'une exploitation minière retenus, ci-dessous nous présentons le pit design aux figures III.2 et III.3 ci-après :

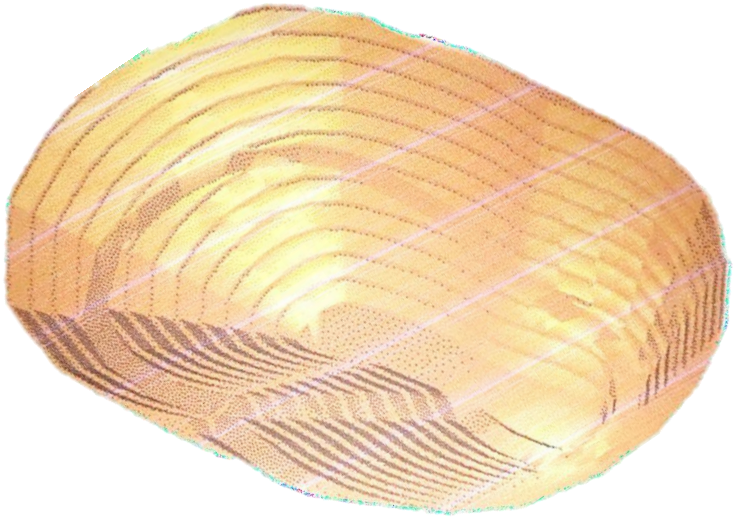

Figure III.2 - Pit design du gisement Karu central.

III.4 DILUTION ET RECUPERATION MINIERE

Toute exploitation minière est souvent entachée de deux types de pertes qui sont :

- Les pertes d'ordre qualitatif que l'on appelle dilution ou salissage ; -

Les pertes d'ordre quantitatif liées à la récupération minière.

III.4.1 Teneur de coupure

La teneur de coupure est un concept permettant de sélectionner du minerai générant assez de revenus pour couvrir tous les coûts jugés pertinents. Celle-ci est une notion impérative à laquelle il faut s'accrocher avant d'aborder le calcul de réserves. Cette teneur est évaluée sur base des éléments ci-après :

- Du prix du métal ;
- Des besoins au concentrateur ;
- Des développements technologiques.

• **Teneur de coupure à la mine**

Pour la mine de Karu Central la teneur de coupure est fixée à 1% en cuivre.

• **Teneur de coupure au concassage**

La teneur de coupure au concassage est fixée à 2 % pour les minerais de cuivre.

III.4.2 Traitement minéralurgique

Les minerais tout venants de la mine de Karu Central passeront directement à la section broyage laverie ; cette dernière est une section de l'usine hydro-métallurgique dont la Gécamines projette une alimentation annuelle de 675.000 tonnes, tenant aussi compte du pourcentage de mis en remblais des minerais qui revient à 1,25 %.

L'alimentation en termes de tonne par jour est de l'ordre de 1500 t/jr ; et à la sortie, 150 t/jr de concentrés sont recueillis, la section broyage-laverie a pour mission de préparer les minerais pour la lixiviation en tas. Cette préparation consiste :

- **Du point de vue qualitatif**

  - A mettre les minerais en une granulométrie compatible avec la Lixiviation en tas par une réduction dimensionnelle d'une adaptation à une granulométrie d'environ 2" soit 50 mm qui permettra une bonne lixiviation ; - Un lavage au moyen de l'eau.

- **Du point de vue quantitatif :**

Mettre à la disposition de la lixiviation un minerai prêt à être lixivié (lixiviation en tas) en quantité suffisante pour réaliser les objectifs de production attendus. La teneur d'alimentation du cuivre à la section broyage-laverie est de 0.5 %.

III.5 INVENTAIRE DES MATERIAUX

Après la réalisation du design, il est impérieux d'inventorier et de quantifier les matériaux contenus dans le projet d'exploitation. Il s'agit des réserves exploitables de cuivre et de stérile contenues dans le projet d'exploitation. Le tableau III.6 ci-dessous présente les différents volumes et tonnages des matériaux suivant les niveaux successifs.

Tableau III.6 - Volume et tonnage des matériaux contenus dans le pit.

Tranche	**Matériaux**		**Cu**
m	m³	Ts	%
1300 -> 1310	114335	251537	0,91
1290 -> 1300	178815	393393	0,77
1280 -> 1290	221896	488172	0,69
1270 -> 1280	250021	550047	0,54
1260 -> 1270	276488	608272	0,98
1250 -> 1260	272121	598667	2,01
1240 -> 1250	237399	522278	1,54
1230 -> 1240	135778	298710	0,56
1220 -> 1230	69890	153759	0,27
1210 -> 1220	33915	74613	0,32
1200 -> 1210	8632	18989	0,15
1190 -> 1200	1429	3143	0
Total	**1800719**	**3961582**	**1,01**

Pour déterminer le volume des minerais, on considère le cuivre dont les teneurs sont supérieures à 1 %, car à la mine de Karu Central les cuivres dont les teneurs sont respectivement < 1 % sont considérés comme stériles.

Ainsi le rapport obtenu à partir du logiciel Geovia Surpac est donné dans le tableau III.7 ci-dessous.

Tableau III.7 - Volume et tonnage des minerais contenus dans le pit design.

Tranche M	**Plages % Cu %**	**Volume m³**	**Tonnes Ts**	**Cu %**
1300 -> 1310	1,0 -> 999	63799	140357,8	1,95
1290 -> 1300	1,0 -> 999	84074	184962,8	1,77
1280 -> 1290	1,0 -> 999	76486	168269,2	1,98
1270 -> 1280	1,0 -> 999	58442	128572,4	2,3
1260 -> 1270	1,0 -> 999	61589	135495,8	5,06
1250 -> 1260	1,0 -> 999	74640	164208	8,68
1240 -> 1250	1,0 -> 999	68026	149657,2	6,42
1230 -> 1240	1,0 -> 999	37424	82332,8	2,64
1220 -> 1230	1,0 -> 999	22772	50098,4	1,52
1210 -> 1220	1,0 -> 999	20124	44272,8	1,7
1200 -> 1210	1,0 -> 999	16218	35679,6	1,36
1190 -> 1200	1,0 -> 999	0	0	0
Total		**583594**	**1283907**	**3,915**

Connaissant le volume total des matériaux et celui des minerais, on détermine le volume des stériles en pit en faisant la différence entre les deux premiers volumes. Le tableau ci-dessous présente pour chaque niveau les volumes des matériaux, c'est-à-dire les volumes des minerais et des stériles.

Tableau III.8 - Volume des matériaux (minerais et stériles) contenus dans le pit design.

Tranche	Matériaux		Stérile	Minerais	
m	m³	Ts	m³	m³	Ts
1300 -> 1310	114335	251537	50536	63799	140357,8
1290 -> 1300	178815	393393	94741	84074	184962,8
1280 -> 1290	221896	488172	145410	76486	168269,2
1270 -> 1280	250021	550047	191579	58442	128572,4
1260 -> 1270	276488	608272	214899	61589	135495,8
1250 -> 1260	272121	598667	197481	74640	164208
1240 -> 1250	237399	522278	169373	68026	149657,2
1230 -> 1240	135778	298710	98354	37424	82332,8
1220 -> 1230	69890	153759	47118	22772	150098,4
1210 -> 1220	33915	74613	13799	20124	44272,8
1200 -> 1210	8632	18989	7586	16218	35679,6
1190 -> 1200	1429	3143	1429	0	0
Grand Total	**1800719**	**3961582**	**1217125**	**583594**	**1283907**

L'histogramme de la Figure III.5 illustre le volume des matériaux par tranche d'exploitation

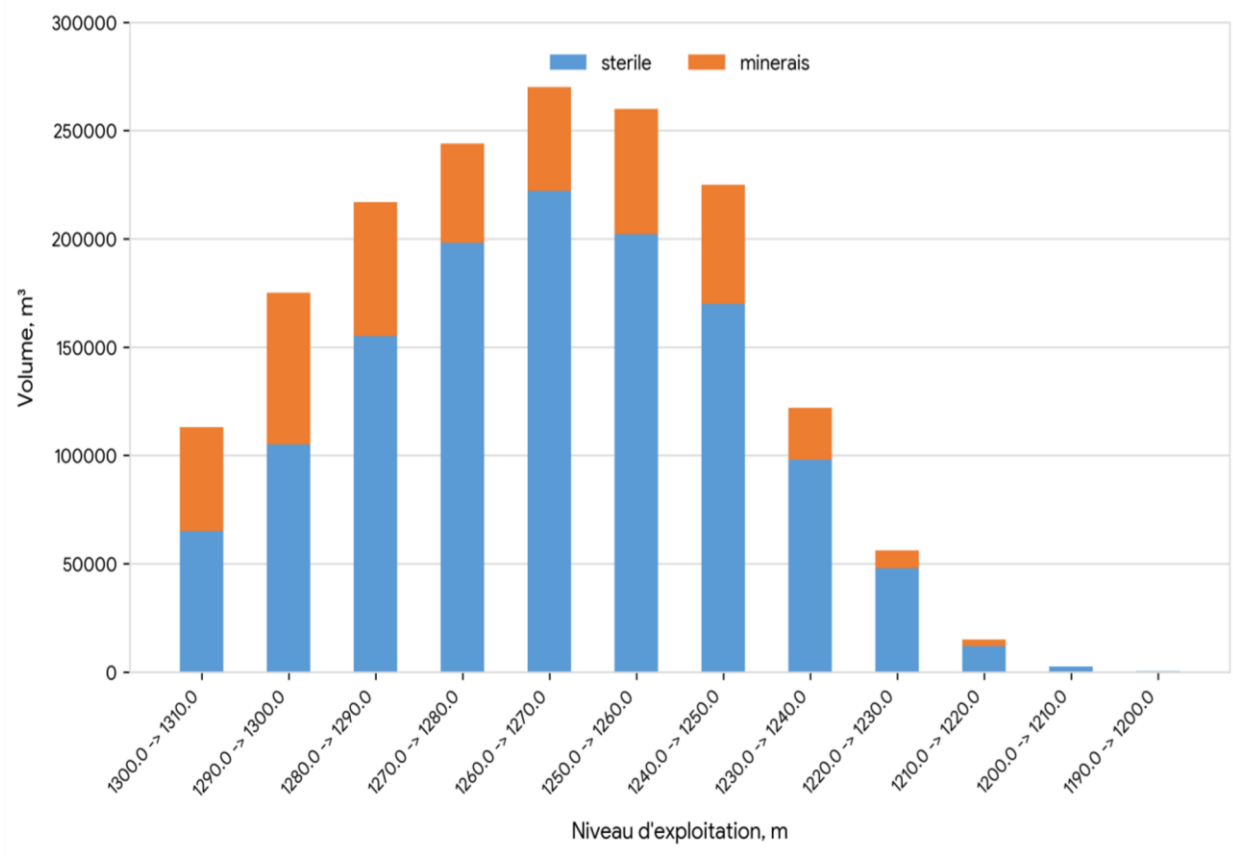

Figure III.3. Volume des matériaux par tranche d'exploitation

III.5.1 Le rapport de découverte

La rentabilité d'une exploitation à ciel ouvert est déterminée en fonction du rapport de découverte et particulièrement pour les gisements exploités par la méthode des fosses emboîtées. Pour le cas de notre étude, nous déterminerons les rapports de découverte instantanée et globale.

Le rapport de découverte global (Rdg) correspond au rapport entre la quantité de stérile (en m³) et la quantité de minerai (en tonnes sèches) au stade final de l'exploitation à ciel ouvert. Le rapport de découverte instantané (Rdi) correspond au rapport de découverte de la mine à ciel ouvert à un moment donné de son exploitation, étant donné que d'une façon générale, on exploite la mine à ciel ouvert par phases partielles ou *mini projet*.

III.5.2 Le Tempérament

Le tempérament est le rapport entre la quantité totale des matériaux excavés (stérile et minerai) exprimée en m³ et la quantité de minerai valorisable extraite exprimée en tonnes sèches, et réalisée

à un stade d'exploitation. Pour le cas de notre étude, nous déterminerons les tempéraments instantanés et globaux.

Le tempérament global (Tg) est un tempérament défini après avoir inventorié et quantifié les matériaux (stérile et minerai) contenus dans le projet d'exploitation au stade final.

Le tempérament instantané (Ti) est un tempérament dont la valeur est calculée sur base des matériaux (stérile et minerai) contenus dans le projet d'exploitation ou projet partiel à un moment donné de son évolution.

Le tableau III.9 ci-dessous reprend Rapport de découvertes instantanées et globales, les tempéraments instantanés et globaux pour le projet de Karu Central. Afin de mieux interpréter ces rapports de découverte et ces tempéraments, nous avons tracé leurs courbes de variation avec la profondeur comme le montre la figure III.6.

Tableau III.9 - Rapport de découverte instantané et globale, Tempéraments instantanés et globaux.

Matériaux	**Minerais**			**Stérile**		**Rdi**	**Rdg**	**Ti**	**Tg**	**Cu**
m³	**m³**	**Ts**	**Cumul**	**m³**	**Cumul**	**m³/ts**	**m³/ts**	**m³/ts**	**m³/ts**	**%**
172575	63799	140357,8	106774	50536	65801	0,62	0,62	1,07	1,07	0,91
261385	84074	184962,8	258153	94741	175807	0,73	0,68	1,18	1,14	0,77
295362	76486	168269,2	392840	145410	336482	1,19	0,86	1,65	1,31	0,69
301835	58442	128572,4	487831	191579	543326	2,18	1,11	2,63	1,57	0,54
332076	61589	135495,8	589743	214899	773490	2,26	1,31	2,71	1,77	0,98
343371	74640	164208	720368	197481	986236	1,63	1,37	2,08	1,82	2,01
300713	68026	149657,2	836443	169373	1170878	1,59	1,40	2,05	1,85	1,54
162368	37424	82332,8	885192	98354	1284493	2,33	1,45	2,79	1,91	0,56
78900	22772	50098,4	901709	47118	1346876	3,78	1,49	4,23	1,95	0,27
39745	20124	44272,8	912398	13799	1375932	2,72	1,51	3,17	1,96	0,32
9775	16218	35679,6	1014494	7586	1383611	3,66	1,51	4,12	1,97	0,15

1429	0	0	1014494	1429	1283611	0	1,26	0	1,46	0
1800719	**583594**	**1283907**	**1928987**	**1217125**	**2870079**	**1,10**	**0,95**	**0,87**	**1,45**	**1,01**

La Figure III.6 ci-dessous représente la courbe de rapport de découverte instantané (Rdi) et globale (Rdg) ; les tempéraments instantané (ti) et global (tg) de la mine de Karu central.

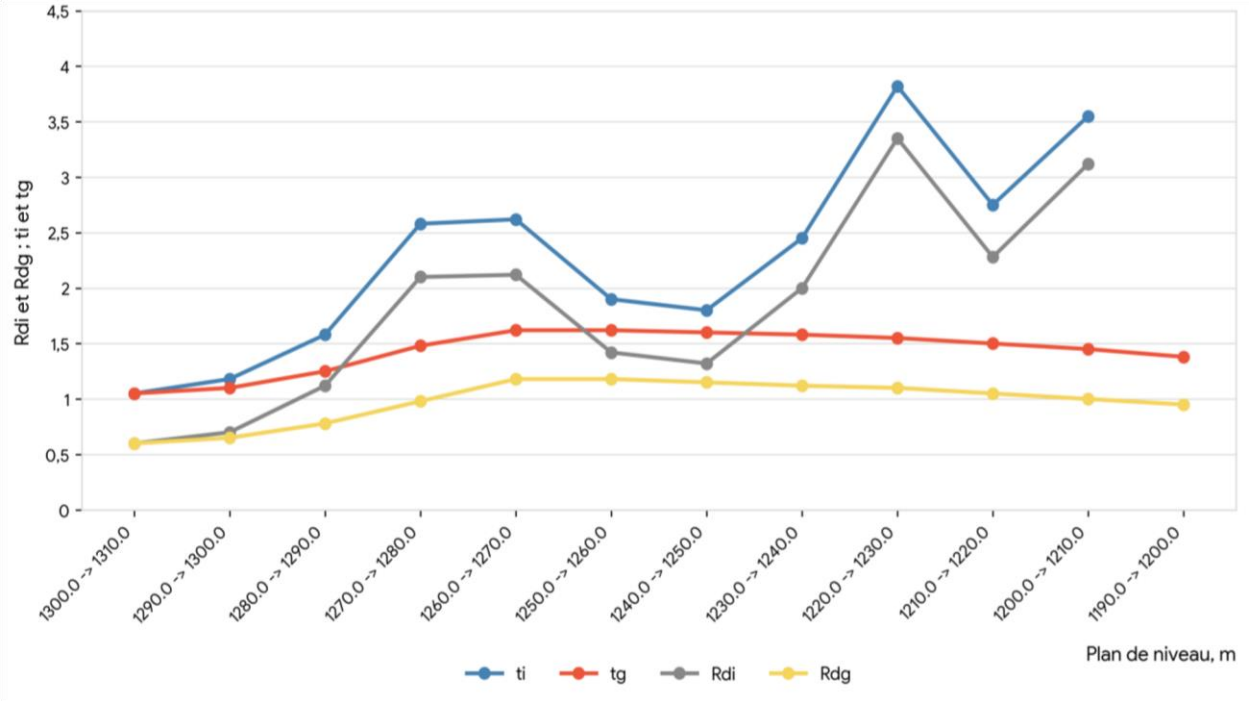

Figure III.4. Rapport des découvertures du projet Karu central.

- **Interprétation**

On remarque sur la figure III.5 que ces deux rapports de découverte augmentent lorsque la profondeur (ou la cote) augmente, c'est-à-dire la quantité de minerai diminue lorsque la profondeur (cote) augmente.

La figure III.5 ci-dessus représente la courbe de tempérament instantané (Ti) et celle de tempérament global (Tg) de la mine de Karu Central et on remarque sur cette figure que ces deux tempéraments augmentent lorsque la profondeur augmente.

III.6 CONTRAINTES TECHNOLOGIQUES

Les contraintes technologiques présentes lors de l'exploitation à la mine à ciel ouvert de Karu Central sont les engins d'exploitation et l'unité de traitement. Dans les lignes ci-dessous ces deux contraintes seront développées.

III.6.1 Engins d'exploitation

La hauteur de production dans une mine à ciel ouvert est à la fois tributaire :

- Choix optimum et rationnel (nombre nécessaire et suffisant) des moyens de production ;
- De la fiabilité des engins disponibles ;
- Des caractéristiques géométriques (dimensions de travail) et techniques des engins ;
- De la compétence et de la qualification professionnelle du personnel en général plus particulièrement celui voué à l'exploitation.

Pour ce qui est des engins d'exploitation, vu que le gisement de Karu Central est encore pratiquement intact, dans le prochain chapitre nous allons déterminer la flotte d'engins à affecter à la mine pour toutes les opérations qui seront réalisées lors de l'exploitation du gisement, afin d'assurer l'alimentation du module H.M.S.

III.6.2 Unité de traitement minéralurgique

Pour ce projet, il est question d'alimenter un module H.M.S à proximité de la mine de Karu Central, celui-ci réalisera la concentration par la méthode gravimétrique en milieu dense, et donc nous allons par la suite de ce travail, considérer l'H.M.S comme unité de traitement que nous allons alimenter conformément aux attentes du Bureau de E.M.I

La mine de Karu Central doit assurer l'alimentation du module H.M.S à Lupoto avec 1500 ts/jour et les concentrés produits seront acheminer à la SOMIKA pour les traitements métallurgiques.

III.7 CONTRAINTES ECONOMIQUES

Pour toute entreprise, le souci majeur est de générer un profit escompté afin de subvenir aux différentes contraintes qui peuvent amener l'entreprise à la faillite.

Ce profit est un résultat provenant entre les coûts de production et les recettes engendrées par la production (vente des produits). C'est ainsi les producteurs des métaux en ce qui concerne les entreprises minières doivent chercher à produire les métaux de bonne qualité à moindre coût pour non seulement accroitre leurs bénéfices, mais aussi résister aux concurrences compétitives sur les ventes mondiales des métaux, cela nous ramène à parler sur le cours du Cuivre.

Le cours du cuivre est un facteur sur lequel l'exploitation minière n'a généralement aucune action possible et qui sont souvent extrêmement important au point de conditionner l'exploitabilité d'un gisement.

Certaines entreprises font l'analyse de rentabilité de leur projet en utilisant des études statistiques des cours des métaux ; or le cours de cuivre est variant en fonction du temps. Ainsi, c'est au cours de 6 500 USD/tonne de cuivre cathodique que la rentabilité du projet Karu Central été évaluée.

III.8 CONCLUSION

Pour une récupération élevée de la matière minérale et une garantie des conditions de sécurité durant l'exploitation, la méthode d'exploitation retenue est la méthode des fosses emboîtées. Le dimensionnement des éléments fondamentaux d'exploitation en fonction des conditions des terrains et caractéristiques des engins d'exploitation a permis la conception du design et l'évaluation des réserves dans les limites du projet.

Après la réalisation du design, la quantité de matériaux contenue dans le projet Karu central est de ***1 800 719 m³*** dont ***1 217 125 m³*** de stérile et ***583 594 m³*** de minerai soient ***1283907 ts***. Le rapport de découverte globale est respectivement de ***0,95 m³/ts*** tandis que le tempérament global est respectivement de ***1,4m³/ts***.

Chapitre IV

PLANIFICATION MINIERE

IV.1 INTRODUCTION

La planification minière est définie comme étant l'ordonnancement dans le temps et dans l'espace des tâches ou opérations minières concourant à la production minière en vue de respecter un programme préétabli [KAMULETE, 2013].

La planification minière peut avoir l'un des objectifs suivants :

- A partir des moyens disponibles (engins miniers), arrivé à établir un programme d'exploitation compatible avec ces moyens ;

- Partant d'un programme d'exploitation minière, quels sont les moyens nécessaires pour sa réalisation.

Dans ce chapitre, après la détermination de la production annuelle et de la durée de vie du projet, nous ferons une planification :

- Des extractions des matériaux (minerai + stériles) ; −

De l'alimentation du minerai au module H.M.S.

Ensuite nous déterminerons le parc prévisionnel d'engins à utiliser pour l'exploitation du gisement de Karu Central.

IV.2 ORGANISATION DES TRAVAUX

L'organisation des travaux nécessite d'élaborer un programme d'excavation et de production minière au cours d'une période donnée, en effet ce problème peut être abordé sous trois aspects :

- Soit, on peut réaliser une excavation annuelle ou mensuelle globale constante avec une production minière annuelle ou mensuelle variable et l'enlèvement annuel ou mensuel du stérile variable ;
- Soit, on peut réaliser une production minière annuelle ou mensuelle constante avec une excavation annuelle ou mensuelle globale variable et l'enlèvement annuel ou mensuel de stérile variable ;

- Soit, on peut réaliser une excavation annuelle ou mensuelle globale constante avec une production minière annuelle constante et l'enlèvement annuel ou mensuel de stérile constant.

Chacune des variantes ci-haut présente des avantages et des inconvénients suivants :

- La première variante présente l'avantage de maintenir constant le parc d'engins miniers durant toute l'exploitation, mais il exige que plusieurs mines à ciel ouvert contribuent à satisfaire la capacité de l'usine de traitement (concentrateur) ou qu'il y ait constitution d'un grand stock de minerai appelé « stock tampon » ;

- La deuxième variante quant à elle présente l'avantage de satisfaire le besoin du concentrateur en minerai tout venant à partir d'une seule mine à ciel ouvert, mais avec comme inconvénient de varier le parc d'engins miniers tout au long de la vie de la mine à ciel ouvert ;

- La troisième variante présente l'avantage à la fois de maintenir constant le parc d'engins durant toute l'exploitation et de satisfaire le besoin du concentrateur à minerai tout venant à partir d'une seule mine à ciel ouvert.

Pour notre projet, nous avons opté pour la deuxième variante, étant donné que la seule contrainte pour la détermination de la production annuelle est la capacité mensuelle des usines de traitement (le module H.M.S à Lupoto) et que nous avons considéré que la mine de Karu Central est la seule qui alimente l'usine.

IV.2.1 calcul de la production minière annuelle

L'industrie minière étant une industrie de grand risque et très coûteuse, elle exige pour son exploitation beaucoup de prudence et de sécurité. C'est ainsi que dans toute industrie minière, on prévoit une production minière supérieure à la capacité d'alimentation des usines de traitement. Cette politique permet de pallier aux ruptures de production minière suite aux aléas d'exploitation, la période durant laquelle les remblais de minerais constitués serviront à alimenter les usines de traitement sans qu'on soit obligé d'arrêter ces derniers. Si la capacité mensuelle de l'usine de traitement est de (Cconc), en prévoyant 10 à 25% de cette capacité à mettre en stock, la production annuelle sera calculée par l'expression suivante :

$$Pa = (Cconc \times N) + (1.10 \text{ à } 1.25) .Cconc \times N$$

Soit :

$$Pa = 1,25 \times (Cconc \times N) \qquad (ts/an)$$

Avec :

- ***Pa*** : la production minière annuelle en tonnes sèches ;
- ***Cconc*** : la capacité mensuelle de l'usine de traitement (ts/mois) ;
- ***N*** : le nombre de mois par an (12 mois/an).

La mine de Karu Central doit assurer une alimentation de 1500 ts/jour pour le module H.M.S à Lupoto. En tenant compte d'une constitution de stock tampon de 1,25 de tonnage d'alimentation, la production mensuelle (Pm) sera calculée par :

$$Pm = 1,25 \times 1500 \times 30 = 56\ 250 \text{ tonnes – sèches/mois}$$

En termes de cubage on aura :

$$\frac{56\ 250}{2,2} = 25\ 568,18\ m^3/mois$$

La production annuelle (Pa) à la mine de Karu central sera :

$$Pa = 56250 \times 12 = 675\ 000 \text{ tonnes – sèches/an}$$

Cette production est ainsi une production planifiée et en termes de cubage et sera de :

$$\frac{675000}{2,2} = 306\ 818,18\ m^3/an$$

IV.2.2 CALCUL DU VOLUME ANNUEL À EXCAVER

Comme la production annuelle de la mine en tonnes sèches (ts) est connue, ainsi que le tempérament global, le volume annuel à excaver sera défini par la formule suivante :

$$Va = Tg \times Pa \qquad (m^3/an) \qquad (4.2)$$

Avec ;

- ***Va*** : volume annuel à excaver (m^3/an)
- ***Tg*** : tempérament global du projet (m^3/ts)

Le tempérament global du projet Karu Central est de ***1,4 m³/ts*** (voir Tableau III.9).
Le volume annuel à excaver sera :

$$Va = 1,4 \times 306\ 818,18 = 291\ 477,27\ m^3/an$$

Ou :

$$Va = 24\ 289,77\ m^3/mois$$

IV.3. DETERMINATION DE LA DUREE DE VIE DU PROJET KARU CENTRAL

Connaissant la production annuelle (Pa) de notre mine qui s'élève à 675 000 ts, les réserves minières (Res) se levant à 1 283 907 ts, la durée de vie du projet sera obtenue par le rapport entre les réserves minières en tenant compte de la récupération minière (r) qui est fixée à 95% et le niveau de la production annuelle planifiée, soit :

$$D = \frac{R_{es} \times r}{P_a} \text{(ans)} \qquad (4.3)$$

La durée de vie du projet Karu Central sera :

$$D = \frac{1283907 \times 0,95}{675.000} = 1,9 \cong 2\ ans$$

IV.4. DETERMINATION DU PROGRAMME ANNUEL D'EXPLOITATION

La durée de vie d'une mine à ciel ouvert permet de limiter le projet d'exploitation dans le temps afin d'établir un programme d'excavation. IV.4.1. Cubage annuel de minerai

La production annuelle de minerai en mètre cube sera obtenue par le rapport entre le cubage total de minerai (***Vtm = 583 594 m³***) et la durée de vie du projet (***D = 2 ans***), soit :

$$P_{am} = \frac{V_{tm}}{D}\ (m^3/an) \qquad (4.4)$$

La production annuelle de minerai pour le projet Karu Central sera :

$$P_{am} = \frac{583594}{2} = 291\ 797\ m^3/an$$

IV.4.2. Cubage annuel des stériles

La production annuelle des stériles en mètre cube sera obtenue par le rapport entre le cubage total des stériles (V_{tst} = 1.217.125 m^3) et la durée de vie du projet (D), soit :

$$P_{ast} = \frac{V_{tst}}{D}\ (m^3/an) \qquad (4.5)$$

La production annuelle des stériles pour le projet Karu Central sera :

$$P_{ast} = \frac{1217125}{2} = 608562{,}5\ m^3/an$$

Le cubage annuel global des matériaux (Cag) représente la somme de la production de minerai et de stérile à excaver annuellement, soit :

$$C_{ag} = P_{am} + P_{ast} \qquad (m^3/an) \qquad (4.6)$$

Le programme annuel d'exploitation est caractérisé par la détermination du cubage annuel de minerai et du cubage annuel de stérile, tous deux étant fonction de la durée de vie de la mine à ciel ouvert de Karu Central. Sachant que la durée de vie permet d'établir un programme précis d'excavation dans le temps, nous avons dressé le programme annuel d'exploitation résumé dans le tableau IV.1 ci-dessous :

Tableau IV.1 – Programme et séquence d'exploitation

Tranche m	Volume des matériaux	1ère année		2ème année	
		Volume des stériles	**Volume de minerai**	**Volume des stériles**	**Volume de minerai**
1300 -> 1310	114 335	50 536	63 799		
1290 -> 1300	178 815	94 741	84 074		
1280 -> 1290	221 896	145 410	76 486		
1270 -> 1280	250 021	191 579	58 442		
1260 -> 1270	276 488	214 899	61 589		
Total	**1 041 555**	**697 165**	**344 390**		
1250 -> 1260	272 121			197 481	74 640
1240 -> 1250	237 399			169 373	68 026
1230 -> 1240	135 778			98 354	37 424
1220 -> 1230	69 890			47 118	22 772
1210 -> 1220	33 915			13 791	20 124
1200 -> 1210	8 632			7 586	16 218
1190 -> 1200	1 429			1 429	0
Total	**759 164**			**519 960**	**239 204**

IV.6.DISTANCES STANDARDS DE LA MINE AUX REMBLAIS

Le chargement et le transport des minerais du fond de la mine vers les différents remblais à minerais ou à stériles restent l'un des facteurs clés dans l'évaluation des coûts d'extraction minière. Les distances qu'empruntent les bennes étant sujettes à des variations, la Gécamines avait introduit la notion de la distance standard pour la planification des moyens de transport. Cette notion est utilisée dans ce travail pour évaluer les coûts de chargement et de transport des minerais et des stériles. Elle représente une distance fictive qu'aurait effectuée une benne à une vitesse moyenne hors carrière sur un plan horizontal pendant un temps égal à la moitié du temps de cycle sur un circuit réel.

Dans une planification à moyen et à long terme, les distances standards s'obtiennent par la formule ci-après [KAMULETE, 2013] :

$$Dstd = DH + 10Dv + k \qquad (4.7)$$

Où :

− *DH* : distance mesurée sur terrain le long du circuit et donnée par :

$$DH = Dh + Di + Df + Dr \quad (4.8)$$

- *Dh* : distance sur terrain le long du trajet entre le point de chargement et le point de déchargement ;

- Dv : dénivellation entre le niveau de chargement et le niveau de déversement ; elle varie de 10 m pour chaque gradin. L'entrée de la mine et les points de déchargement sont supposés être à la même altitude ;

- Df : distance horizontale au fond de la mine à ciel ouvert ;

- Dr : distance horizontale sur le remblai ;

- k : constante représentant une distance fictive correspondant au temps fixe. Ce terme varie suivant le mode de chargement, la nature des matériaux à charger et bien d'autres facteurs comme la pluie, l'état du chantier ou des routes. La constante k est fixée à 500 m.

La distance sur incliné est calculée sur base de la hauteur de gradin et de la pente de la piste. Pour les gradins de 10 m de hauteur et 8% de pente de piste, $Di = 125\ m$, elle croît avec la profondeur.

Les distances *Dr* et *Df* ne doivent pas dépasser 200 m (l'excédent est supposé être une bonne piste où les camions peuvent rouler à la vitesse hors carrière).

Les distances standards sont calculées et montrées séparément pour le minerai et pour le stérile dans le tableau ci-dessous.

Tableau IV.2 Résumé des distances standards de la mine de Karu central par niveau d'exploitation

Niveau Z	**Distance Standard Stérile (Km. Std)**	**Distance Standard Minerai (Km. Std)**
1300 -> 1310	1,86	1,95
1290 -> 1300	1,95	2,44
1280 -> 1290	1,93	2,23
1270 -> 1280	1,96	2,15
1260 -> 1270	2,47	2,04
1250 -> 1260	2,55	1,45
1240 -> 1250	1,36	2,75
1230 -> 1240	1,97	2,23
1220 -> 1230	1,39	2,49
1210 -> 1220	1,27	2,55
1200 -> 1210	1,35	2,64
1190 -> 1200	1,28	2,78
Moyenne des distances standards	1,77	2,30

Ce qui nous permet d'avoir comme distance standard moyenne égale à 2,035 km std.

–

IV.7. CALCUL DU PARC PREVISIONNEL D'ENGINS D'EXPLOITATION

Le dimensionnement du parc prévisionnel d'engins miniers pour le respect du programme d'exploitation établi dépend des heures machines et des heures de marche et est défini par l'expression suivante [KAMULETE, 2013] :

$$\text{Nombre d'engins} = \frac{\text{Hm}}{\text{HM}} \qquad (4.9)$$

Avec :

Hm : les heures machines ;

- HM : les heures de marche.

A. Heures machines

Ce sont les heures que met un engin minier d'une certaine catégorie lorsque ce dernier exécute une tâche donnée. Elles sont donc tributaires du travail à exécuter (cubage à excaver et déplacer), mais aussi du rendement horaire théorique de l'engin, de sa mise à disposition et de son utilisation effective sur terrain. Elles sont définies par la formule suivante :

$$\text{Hm} = \frac{\text{Cubage planifié}}{\text{Rdt} \times \text{MAD} \times \text{TU}}[\text{Heure}] \qquad (4.10)$$

Avec :

- Rdt : le rendement horaire théorique de l'engin ;
- MAD : le coefficient de mise à disposition ;
- TU : le coefficient d'utilisation effective.

B. Heures de marche

C'est le délai imparti à un type d'engin pour l'exécution d'un travail donné. Considérant le coefficient de mise à disposition, le coefficient d'utilisation effective et le rendement théorique de l'engin, on peut définir les heures de marche par :

$$\text{HM} = \text{HP} \times \text{MAD} \times \text{TU} \qquad (4.11)$$

Avec :

- HM : les heures de marche pour l'exécution du projet donné ;
- HP : les heures possibles d'une période de référence considérée.

L'exploitation aura besoin des catégories d'engins miniers suivantes : sondeuses, chargeuses, pelles (hydrauliques ou mécaniques), camions, bulldozers, niveleuses ou graders.

IV.7.1. Calcul du nombre de sondeuses

Le nombre de sondeuses est calculé par l'expression suivante :

$$N_{Sond} = \frac{Mfa}{365j \times 24h/j \times R_{th} \times MAD \times TU} \qquad (4.12)$$

Le mètre foré mensuel se calcule par l'expression suivante :

$$Mfm = \frac{K_M \times P_a}{V_{tm}} \qquad \text{(mforé / an)} \qquad (4.13)$$

Avec :

- Km : coefficient représentant le pourcentage des terrains à miner ;
- Pa : production annuelle planifiée ;
- Vtm : volume des matériaux abattus par mètre foré (m^3/mf).

$$V_{tm} = \frac{E \times V \times H_g}{L_t} \qquad (4.13)$$

Avec :

- E : l'espace entre deux trous de mine consécutifs d'une même rangée (m) ;
- V : l'écartement entre deux rangées consécutives (m) ;
- Hg : la hauteur des gradins (m) ;
- Lt : la profondeur totale forée (m)

; − Sf : le surforage.

–

Dans ce cas, nous avons comme données pour chaque paramètre :

- Maille de forage = E × V = 3,5 × 3,5 = 12,25 m^2 ;
- Une hauteur des gradins de 10 m ;
- $L_t = H_g + S_f = 12$ m

$$V_{tm} = \frac{3{,}5 \times 3{,}5 \times 10}{12} = 10{,}21\ m^3/mf$$

Le coefficient du terrain à miner Km = 70% (terrain dur) ; –

P_a = 675.000 ts/an.

Détermination du mètre foré par an :

$$Mfa = \frac{K_m \times P_a}{V_{tm}} = \frac{0{,}70 \times 675.000}{10{,}21} = 46278{,}15\ mf/an$$

$$N_{Sond} = \frac{Mfa}{365 \times 24/j \times R_{th} \times MAD \times TU} = \frac{46278{,}15}{365 \times 24 \times 18 \times 0{,}8 \times 0{,}7} = 0{,}52$$

Avec Rth = 18 mf/h, rendement théorique de la sondeuse Atlas Copco CM 785 travaillant dans un terrain tendre.

IV.7.2. Calcul du nombre d’engins de chargement

A. Pelle

Les caractéristiques de la pelle hydraulique CATERPILLAR 1473 sont tirées du Caterpillar Performance Handbook, Édition 32 présentées dans l'annexe B.

Le rendement horaire pour ce type de pelle de 3,8 m^3 (5 Cy) de capacité de godet et de 35 secondes de temps de cycle a été pris à 513 m^3 avec un coefficient d'utilisation effective de 85 % ainsi que le coefficient d'utilisation absolu de 80 %. Le rendement réel de cette pelle se calcule comme suit :

$$R_{réel} = R_{th} \times CUA \times TU \quad (m^3/h) \quad (4.15)$$

$$R_{réel} = 513 \times 0{,}8 \times 0{,}85 = 348{,}84\ m^3/h$$

Or le projet prévoit une extraction annuelle de 900 359,5 m^3 de matériau, ce qui entraîne de calculer le nombre de pelles comme suit :

$$Nombre\ de\ pelle = \frac{V_{planifié}}{V_{pelle}} \quad (4.17)$$

$$Nombre\ de\ pelle = \frac{900359{,}5}{669772{,}8} = 1{,}34 \cong 2 \text{ pelles}$$

Pour une meilleure sécurité et un chargement continu des camions Bennes suivant une distance standard moyenne de 2,035 kmst, nous suggérons de prendre 2 pelles hydrauliques.

B. Chargeuse frontale

Les caractéristiques de la chargeuse CAT 966G sont tirées du *Caterpillar Performance Handbook*, Édition 32 et représentées dans l'annexe C.

Le rendement horaire pour ce type de chargeuse de 3,8 m^3 (5Cy) de capacité de godet et de 0,55 minute de temps de cycle a été pris à 545 m^3 avec un coefficient d'utilisation effective de 85 % ainsi que le coefficient d'utilisation absolu de 80 %. Le rendement réel de cette chargeuse se calcule comme suit :

$$R_{réel} = R_{th} \times CUA \times TU \quad (m^3/h) \quad (4.18)$$

–

$$R_{réel} = 545 \times 0{,}8 \times 0{,}85 = 370{,}6\ m^3/h$$

La chargeuse chargera pendant un an un volume de :

$$V_{chargeuse} = R_{réel} \times 365 \times 20 \quad (m^3) \qquad (4.19)$$

$$V_{chargeuse} = 370{,}6 \times 365 \times 20 = 2\ 705\ 380\ m^3$$

Or le projet prévoit une extraction annuelle de minerai de 291 797 m^3, ce qui entraîne de calculer le nombre de chargeuses comme suit :

$$Nombre\ de\ chargeuse = \frac{V_{planifié\ minerai}}{V_{chargeuse}}$$

$$Nombre\ de\ chargeuse = \frac{291797}{2705380} = 0{,}14 \cong 1\ chargeuse$$

IV.7.3. Calcul de la flotte d'engin de transport

Les bennes utilisées à la mine de Karu Central sont de marque Caterpillar 740 de 40 tonnes (21,9 m^3) de capacité, de 10 minutes de temps de cycle et de coefficient de remplissage de 0,85. Les caractéristiques de la benne CAT 740 sont données dans l'annexe D.

Le rendement horaire d'une benne se calcule comme suit :

$$R_{hb} = \frac{60 \times CUA \times Cb \times Kr}{t_{cy}}\ (m^3/h) \qquad (4.20)$$

Avec :

- Cb : la capacité nominale du camion ;
- Kr : le coefficient de remplissage du camion ; −

CUA : le coefficient d'utilisation absolu de la benne ; −

tcy : le temps de cycle en minutes.

Le rendement horaire de la benne CAT 740 sera :

$$R_{hb} = \frac{60 \times 0{,}70 \times 21{,}9 \times 0{,}85}{10} = 78{,}2\ m^3/h$$

Le nombre de camions-bennes sera donné par :

$$Nombre\ de\ camions\ bennes = \frac{R_{th\ pelle}}{R_{hb}} \qquad (4.21)$$

$$Nombre\ de\ camions\ bennes = \frac{513}{78{,}2} = 6{,}6 \cong 7\ bennes$$

Pour une meilleure sécurité et une bonne saturation des pelles et suivant une distance standard moyenne de 2,035 kmst, nous suggérons de prendre 7 camions-bennes.

IV.7.4. Détermination des unités de terrassement

A. Niveleuse

La niveleuse fait le reprofilage. Il s'agit d'une opération d'entretien des routes qui a pour but de refaire le profil de ces dernières.

- Rendement moyen de reprofilage : 0,76 km/h –

Fréquence de reprofilage : 4 reprofilages par mois ;

- MAD = 75% et CUE = 75%.

Sur base de ces données, connaissant la longueur à entretenir (X km), on peut calculer les heures machines de la niveleuse par mois en utilisant la formule suivante :

$$Hm = \frac{X\ km \times 4}{0{,}76km/h \times MAD \times CUE} = \frac{10 \times 4}{0{,}76 \times 0{,}75 \times 0{,}75} = 93{,}57\ heures \qquad (4.22)$$

Le calcul des heures de marche se fera comme suit :

HM = 30 × 24 × 0,75 × 0,75 = 405 heures Le nombre de niveleuses à utiliser sera :

$$Nniv = \frac{Hm}{HM} = \frac{93{,}57}{405} = 0{,}23 \approx 1niveleuse$$

B. Bulldozer

Le nombre de bulldozers à utiliser sera :

$$Nbul = \frac{Hm}{HM} = \frac{93{,}57}{405} = 0{,}23 \approx 1niveleuse$$

C. Arroseuse

Nous aurons également besoin d'une arroseuse surtout pendant la saison sèche.

Le tableau IV.4 ci-dessous donne la synthèse du parc prévisionnel d'engins dont la mine de Karu Central doit disposer.

Tableau IV.3 – Synthèse du parc prévisionnel d'engins

N°	Engins et Marques	Nombre Engins
1	Bulldozer CAT D9N	1
2	Pelle hydraulique CAT 1473	2
3	Chargeuse frontale CAT 966G	1
4	Camion-bennes CAT 740, de 40T	7
5	Sondeuse Atlas Copco CM 785	1
6	Niveleuse CAT 140 A	1
7	Arroseuse CAT 775 D	1

IV.8. CONCLUSION

Étant considérée comme un tableau de bord de toutes les prévisions de gestion minière, la planification de la mine de Karu Central a été établie sur base de la production annuelle de 675 000 ts avec une variation du tempérament minier mensuellement. Partant de cette production annuelle, la durée de vie du projet Karu Central est de 2 ans.

Pour arriver à l'absorption de cette production annuelle de 675 000 ts, nous avons déterminé le nombre d'engins de forage, de chargement et des unités de transport. Dans le but d'avoir un bon coefficient d'adaptation du chantier, nous avons aussi déterminé le nombre d'engins de terrassement.

Chapitre V

ETUDE DE LA RENTABILITE ECONOMIQUE DU PROJET KARU CENTRAL

V.1. INTRODUCTION

La réalisation d'un investissement exige que l'on prenne des décisions stratégiques qui engagent l'entreprise pour de longues périodes en mobilisant des ressources considérables de manière irréversible. Cela veut dire que lorsqu'une entreprise réalise un investissement, elle renonce aujourd'hui à des ressources qui, investies dans un projet, devraient générer des gains futurs.

Dans le présent chapitre, l'évaluation financière reposera sur l'ensemble de dépenses d'investissement à engager et sur les flux futurs qui seront engendrés pendant la durée de vie du projet. L'étude de faisabilité financière permettra d'accepter ou de refuser le projet.

Avant l'évaluation de la rentabilité proprement dite du projet, il revient d'abord de mener une étude sur l'investissement dans le projet **[KAMULETE, 2013]**.

V.2. CALCUL DE L'INVESTISSEMENT

L'investissement est donc, pour une entreprise, une opération d'achat d'actifs immobilisés qui vise à développer ou à améliorer l'outil de production et qui, dans tous les cas, est fondée sur une augmentation corrélative attendue des revenus futurs.

En effet, les investissements constituent essentiellement et d'une façon très générale en transformation des capitaux (propres et tiers) en éléments d'actif du bilan d'une entreprise. L'actif étant l'emploi des capitaux et le passif étant l'origine.

L'investissement en engins d'exploitation ne sera pas effectué dans ce projet, car il est à la charge d'une entreprise travaillant en sous-traitance en ce qui concerne les opérations d'exploitation : chargement, transport et constitution des remblais. Néanmoins, nous allons calculer les dépenses de ces opérations.

De cette manière, l'investissement pour notre projet ne prendra en compte que les coûts d'extraction qui seront consentis durant toute la vie du projet. L'extraction au niveau de la mine se faisant à un prix de **8 USD/m^3**, on aura

14.405.752 USD à investir pour le volume total des matériaux (**1.800.719 m³**).

V.3. COUTS OPERATOIRES

Les coûts opératoires sont liés au fonctionnement de l'exploitation et sont groupés en trois catégories :

- Les coûts directs (coûts variables) : sont liés à la quantité produite : main-d'œuvre, fournitures (consommables)...

- Les coûts indirects (indépendants de la production réalisée) : main-d'œuvre, assurances, intérêts, taxes, frais de bureau, etc.

- Les coûts généraux : frais de commercialisation, services administratifs, services financiers, bureau d'études, etc.

En général, ces coûts sont estimés par analogie avec d'autres mines (équipements en service), au moins pour certaines opérations moyennant quelques petites modifications qui sont fonctions des certaines conditions de la mine. Le tableau V.1 donne une synthèse sur les différents coûts opératoires pour une exploitation minière **[Memo EMI 002/2018]**.

Tableau V.1- Synthèse des coûts opératoires

	Libellés	Coûts opératoires
1. Mine		
	Coût d'extraction	8 USD/m^3
	Reprise des remblais	1,92 USD/th
	Transport sur site	0,51 USD/t km
2. HMS		
	Minerais alimentés	15 USD/ts
3. Transport concentré vers usine métallurgique		
	Chargement concentré	1 USD/th
	Transport	0,51 USD/t km
4. Extraction métallurgique		
	Cuivre	3000 USD/t Cu
	Coût de mise sur le marché	20%
	Divers (frais généraux)	2,56 USD/t Cu
5. Imprévus		15 à 20%
6. Royaltie		2%
7. Impôt		40%

V.4. CALCUL DU CASH FLOW DURANT LA VIE DU PROJET

Le cash-flow brut ou capacité d'autofinancement est une mesure comptable de flux de liquide d'une entreprise. Il revêt une grande importance en analyse financière dans la mesure où il permet d'identifier les ressources internes générées par toutes les activités de l'entreprise et de ce fait, représente le potentiel d'autofinancement de l'entreprise avant toute décision d'affectation de résultat net. Grossièrement, il est obtenu en faisant la différence entre les produits encaissables et les charges décaissables.

Les différents cash-flows seront calculés de la manière suivante :

- Le cash-flow brut est la différence entre les recettes brutes et le coût total d'exploitation. Le cash-flow brut total sera la somme actualisée des cash-flows bruts mensuels.

$$\text{Cash-flow brut} = \text{Recettes brutes} - \text{coût total d'exploitation} \quad (5.1)$$

- Le cash-flow net prend en compte pour son calcul l'amortissement, la fiscalité (impôt) et la royaltie.

$$\text{Cash-flow net} = \text{Cash flow brut} - \text{Amortissement} - \text{Impot} - \text{Royalité} \quad (5.2)$$

Il sied de signaler que la quantité de tonnes-métal qui seront produites annuellement est donnée dans l'annexe - A et c'est cette dernière qui a permis le calcul des recettes brutes. Les différentes valeurs annuelles du cash-flow brut et du cash-flow net sont reprises dans le Tableau V.2 ci-dessous :

Tableau V.2 – Synthèse des calculs annuels du cash-flow brut et du cash-flow net

Désignation	Unités	Cout unitaire	1ère année	2ème année
MINE				
Extraction minière	$/m^3	8	9606160	4799592
Reprise des stocks	$/Ts	1,92	1500495,7	964605,31
Transport vers HMS	$/TKm	0,51	398569,18	256223,29
Total mine			**11505225**	**6020420,6**
Module HMS				
Enrichissement	$/Ts	15	873823,86	561744,43
Transport des concentrés	$/TKm	0,51	29710,011	19099,311
Total HMS			**903533,87**	**580843,75**
Usine métallurgiques				
Cout de traitement Cu	$/TCu	3000	148550056	95496554
Total usine			**148550056**	**95496554**
Commercialisation				
Cout de TRP vers la vente	$/Tmétal	500	24758343	15916092
Cout de mise sur le marché	%	20	4951668,5	3183218,5
Frais généraux (divers)	$/Tmétal	2,5	123791,71	79580,462
Totale commercialisation			**29833803**	**19178891**
Cout opératoire total			190792617	121276709
Imprévus			19079262	12127671
COUT TOTAL			**209871879**	**133404380**
Recettes brutes			321858454	206909200
Cash-flow brut			**111986575**	**73504820**

Désignation	Unités	Cout unitaire	1ère année	2ème année
Royaltie	**%**	**2**	2239731,5	1470096,393
Revenu imposable			109746843	72034723,28
Impôt	**%**	**40**	43898737,3	28813889,31
Cash-flow net économique			65848106	43220833,97
Cash-flow net économique actualisé			57259223	32681159,9
Total cash-flows net économique			10906894 0	
Total cash-flows net économique actualisé			89940382	
VAN			**75534630**	

Partant du tableau V.4 ci-dessus, nous pouvons tracer les courbes d'évolution annuelle des recettes, du coût total et du cash-flow net. La figure V.1 ci-après présente cette situation.

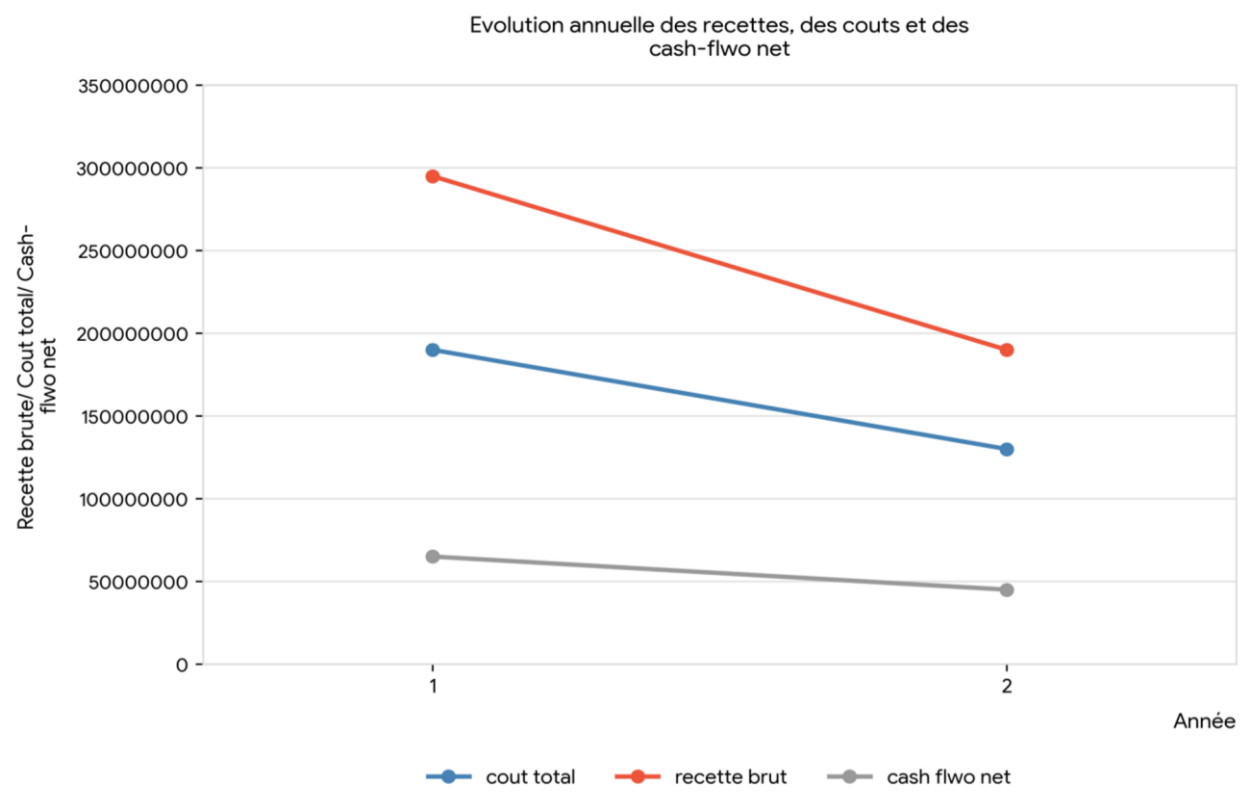

Figure V.1. Evolution annuelle des recettes, du coût et du cash-flow net

L'interprétation que nous pouvons apporter à l'évolution financière est que durant la première année d'exploitation le coût d'exploitation est pratiquement inférieur à la recette et le cash-flow net positif, car pendant cette année il y a une grande quantité de tonnes métal produite. A partir de la deuxième année jusqu'à la quatrième année les recettes et les cash-flows nets diminuent positivement en fonction des tonnes métal produites.

V.5. CRITERES D'EVALUATION DE RENTABILITE

Après avoir rassemblé toutes les informations financières et dressé le tableau des flux de trésorerie, l'évaluation d'un projet s'appuie sur les critères de choix d'investissement. Plusieurs critères existent pour évaluer un projet d'investissement productif. Parmi ceux-ci, nous retiendrons les plus connus et les plus utilisés :

- Le critère de la valeur actuelle nette (VAN) ;

- Le critère de taux de rentabilité interne (TRI) ;
- Le critère de l'indice de profitabilité (Ip).

V.5.1. Valeur actuelle nette (VAN)

Ce critère calcule la valeur actualisée nette estimée en actualisant les flux de trésorerie annuels à un point commun, et à un taux d'actualisation retenu compte tenu du risque de l'investissement. Le calcul de la VAN convertit tous les futurs flux monétaires prévus d'un projet en leur « valeur actuelle », c.-à-d., leur valeur au tout début du projet. Puis, toutes les valeurs actuelles sont additionnées ensemble pour calculer un seul chiffre qui peut caractériser la valeur générale du projet d'entreprise, autrement dit, la rentabilité du projet.

La valeur actuelle nette est calculée par l'expression suivante **[KAMULETE, 2013]** :

$$VAN = \sum_{t=1}^{n} \frac{F_{Nt}}{(1+i)^n} - I \qquad (5.3)$$

Avec :

- VAN : valeur actuelle nette [USD] ;
- F : Flux Net ; Nt
- i : Taux d'actualisation [%] ; − I :

Investissement à la nième année ; − n

: Temps.

Si la VAN est positive, cela veut dire que :

- Le projet est rentable.
- Les capitaux investis peuvent être récupérés par les flux des revenus des investissements.
- Les mêmes flux générés permettent aussi de rembourser les fonds qui ont permis de financer le projet.

Ainsi, nous pouvons calculer la VAN avec un taux d'actualisation de 15% et une durée de vie du projet de 2 ans :

$$VAN = \frac{6548106}{(1+0{,}15)^1} + \frac{43220833}{(1+0{,}15)^2} - 14405752 = 75\ 534\ 630$$

La valeur actuelle nette est positive, donc le projet Karu Central est rentable.

V.5.2. Taux de rentabilité interne (TRI)

Le Taux de rentabilité interne (TRI) le taux pour lequel les recettes et les dépenses actualisées s'équilibrent, c'est-à dire le taux d'actualisation $\boldsymbol{\theta}$, qui annule la Valeur actuelle nette du projet d'investissement. Il est obtenu par l'expression suivante :

$$VAN = 0 \rightarrow \sum_{t=1}^{n} \frac{F_{Nt}}{(1+\theta)^n} = I \qquad (5.4)$$

Où :

- FNt : flux net en USD ;
- I : Investissement total ; − θ :

Taux de rentabilité interne ; − n :

Nombre d'années.

Ainsi, le taux de rentabilité interne sera de :

$$VAN = \frac{65848106}{(1+\theta)^1} + \frac{43220833{,}97}{(1+\theta)^2} - 14405752 = 0$$

Étant donné que la durée de vie du projet est supérieure à deux ans, nous allons procéder par des itérations successives jusqu'à l'obtention du changement de signe et par interpolation nous déduirons la valeur du taux de rentabilité interne, les résultats des itérations sont repris dans le tableau V.3 ci-après.

Tableau V.3 – Variation de la valeur actuelle nette en fonction du taux d'intérêt

θ	VAN
0	19808085
50	15361808
100	11819279
150	8953010
200	6601340
300	3004843
400	413261
441,91	0
450	-621854
500	-1524609
550	-2317751
600	-3019325
700	-4202793

1000	-17048092

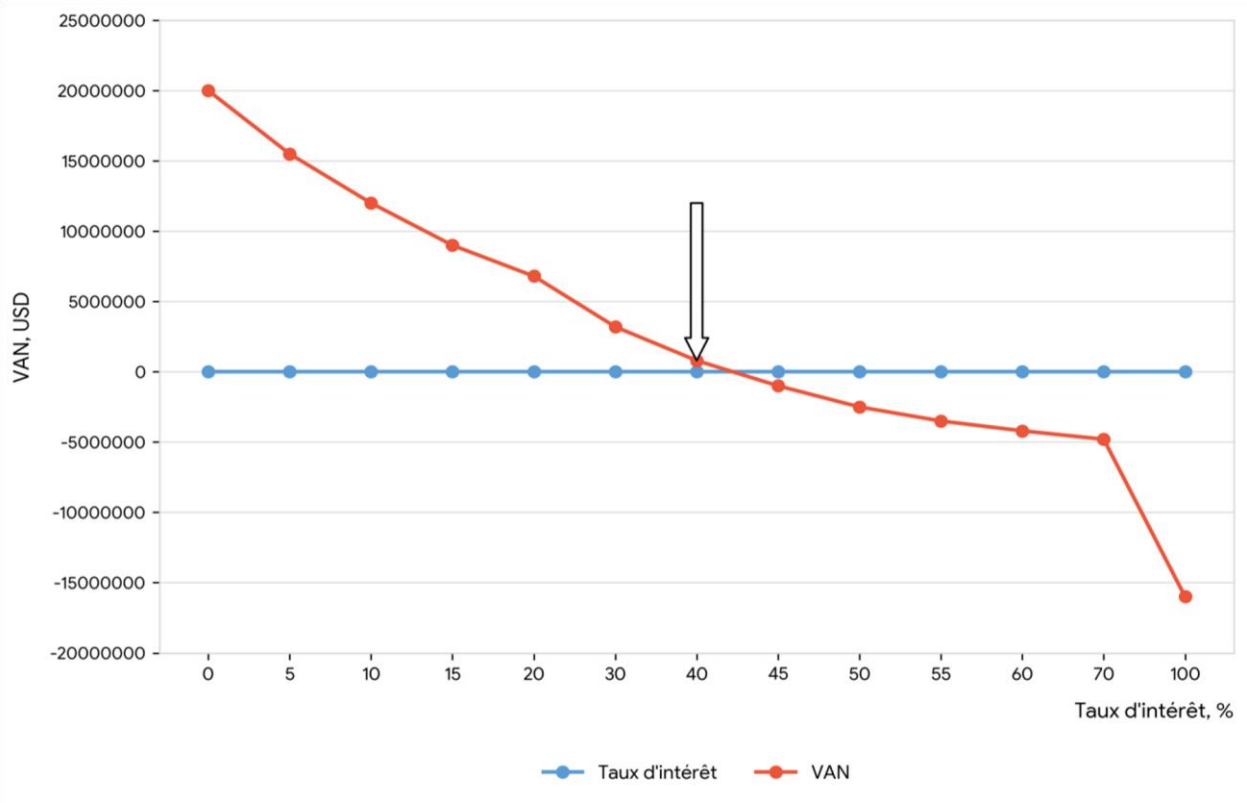

Figure V.2. Variation de la VAN en fonction du taux d'intérêt.

On remarque que la valeur de la VAN en fonction du taux d'intérêt est supérieure à celle du taux d'intérêt. Étant donné que la VAN est supérieure à 0 et le TRI est supérieur à i (441,9126% > 15%), nous pouvons alors conclure que le projet d'exploitation du gisement de Karu Central tel que élaboré est rentable.

V.5.3. Calcul de l'indice de profitabilité (Ip)

C'est le rapport du capital valeur (K) d'un projet (la somme des cash-flows nets actualisés) au montant de l'investissement (I) d'un projet.

$$Ip = \frac{K}{I} \qquad (5.5)$$

Avec :

- Ip : indice de profitabilité du capital valeur d'un projet ;
- K : capital valeur d'un projet ;

- I : montant de l'investissement.

Sachant que :

$$VAN = K - I \qquad [5.6]$$

D'où ;

$$Ip = \frac{VAN}{I} + 1 \qquad [5.7]$$

Avec :

- VAN = 75 534 630 USD
- I = 14 405 752 USD

$$Ip = \frac{75534630}{14405752} + 1 = 6{,}2$$

Après calcul, nous constatons que Ip est supérieur à 1, donc le projet Karu Central est profitable.

V.6. ETUDE DE SENSIBILITE

L'analyse de sensibilité indique comment la rentabilité d'un projet varie selon les différentes valeurs assignées aux variables qui doivent intervenir dans le calcul (prix unitaire des ventes, coûts unitaires, volumes ventes, taux d'intérêt ou d'actualisation, etc.). C'est ainsi que nous allons analyser :

- La sensibilité de la valeur actuelle nette en fonction de coûts de traitement métallurgique ; -

La sensibilité de la valeur actuelle nette en fonction du cours des métaux.

V.6.1. Sensibilité de la VAN en fonction du coût de traitement métallurgique

Cette sensibilité de la valeur actuelle nette a été réalisée par des itérations qui ont consisté à attribuer une série de valeurs au coût de traitement métallurgique et apercevoir les variations de la valeur actuelle nette.

Les résultats de cette sensibilité sont donnés dans le tableau V.4.

Tableau V.4 - Résultats de l'étude de sensibilité de la VAN en fonction du coût de traitement métallurgique.

COUT DE TRAITEMENT, USD/T	VAN, USD
2000	118958822
2500	97243726
3000	75534630
3500	53825535
4000	32116439
4500	10407344
4739,015	0
5000	-11301752
5500	-33010847
6000	-54719943
6500	-76429039
7000	-98138134

La figure V.3 ci-dessous montre bien la variation ou fluctuation de la valeur actuelle nette en fonction du coût de traitement métallurgique.

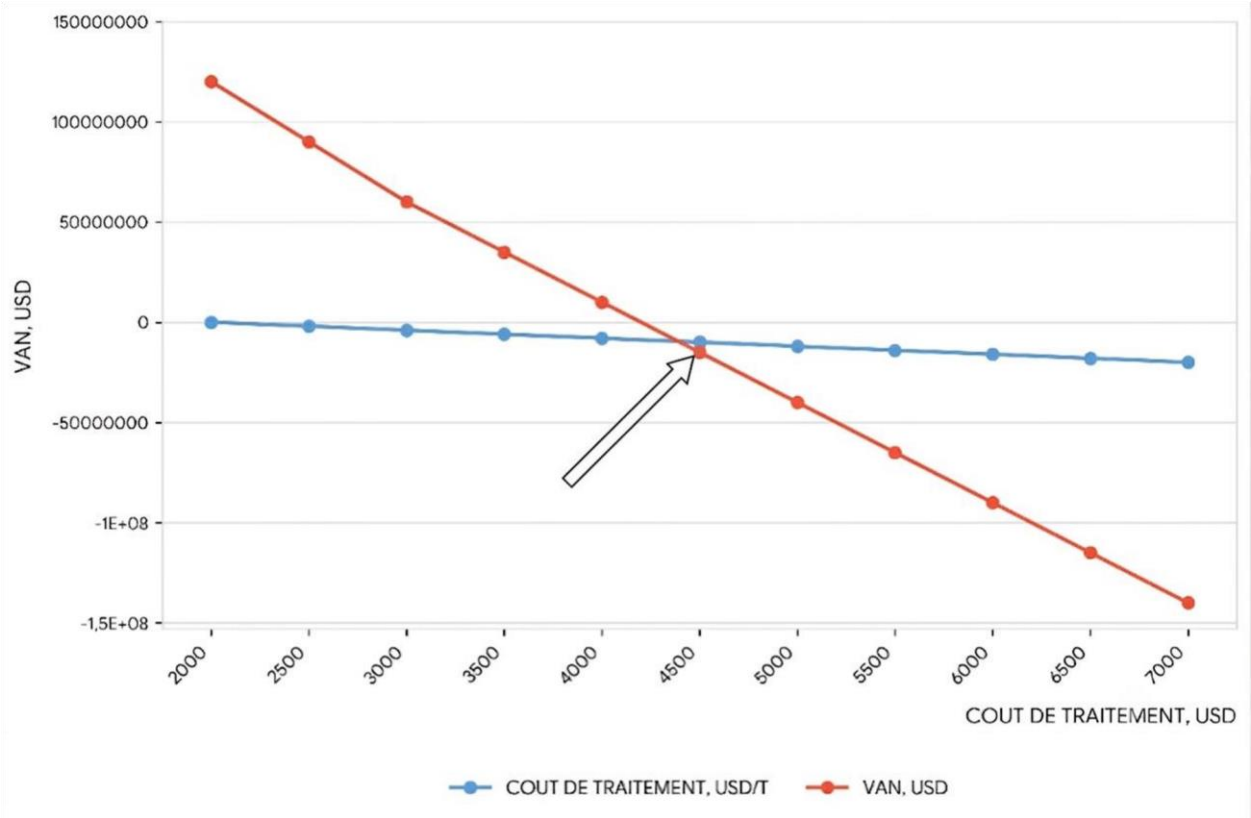

Figure V.3. Fluctuation ou variation de la valeur nette en fonction du coût de traitement métallurgique

• Interprétation

En observant la figure V.2 ci-dessus avec attention, nous constatons qu'à la valeur du coût de traitement métallurgique de 4739,015 USD/ts la valeur actuelle nette s'annule.

Au-delà de cette valeur du coût de traitement métallurgique, la VAN devient négative, en ce moment-là le projet ne sera pas rentable.

V.6.2. Sensibilité de VAN en fonction du cours du Cuivre

Cette analyse de sensibilité de la valeur actuelle nette a été réalisée en fonction de la variation du cours de cuivre.

Le tableau V.7 présente les résultats de cette sensibilité.

Tableau V.5 - Résultats de l'étude de sensibilité de la VAN en fonction du cours du Cuivre.

COURS DU CUIVRE, USD/T Cu	VAN, USD
2500	-82349701
3000	-62614160
3500	-42878618
4000	-23143077
4500	-3407535
4586,319	0
5000	16328006
5500	36063548
6000	55799089
6500	75534630
7000	95270172

La figure V.4 ci-dessous présente mieux la variation de la valeur actuelle nette en fonction du cours du cuivre.

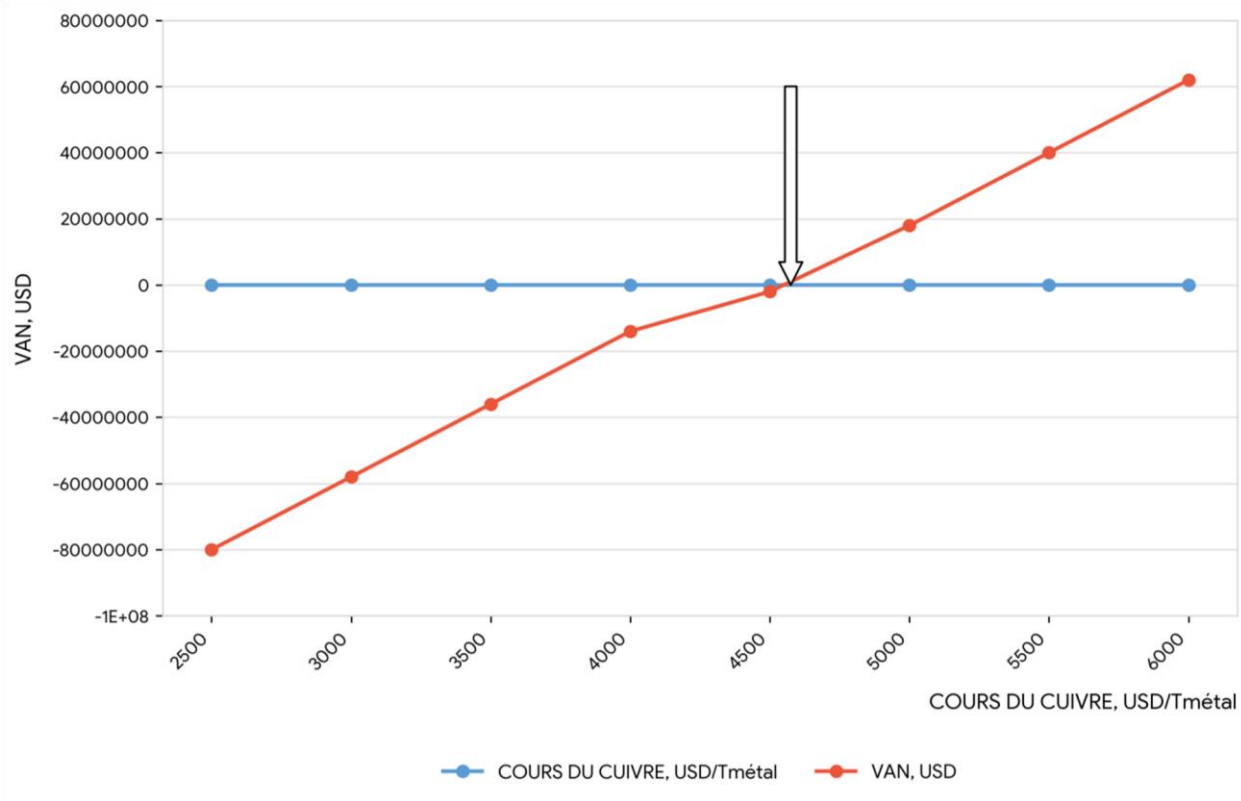

Figure V.4. Fluctuation de la valeur actuelle nette en fonction du cours du cuivre

• Interprétation

A la figure V.3 montrant la fluctuation de la valeur actuelle nette en fonction du cours du cuivre, nous remarquons qu'un cours du Cuivre correspondant à environ 4 586,319 USD/t Cu annule la valeur actuelle nette et en-deçà de cette valeur le projet Karu Central ne sera pas rentable.

V.7. CONCLUSION

Notons enfin qu'en matière de projet minier, une dimension à ne pas négliger est l'évaluation économique du projet.

Le gisement de Karu Central, vu sous cette dimension, en tenant compte de quelques critères de rentabilité (VAN = 75 534 630 USD ; TRI = 441,9126 et Ip = 6,2) a permis d'affirmer que l'exploitation de ce gisement n'est économiquement rentable à un cours du cuivre de 6500 USD/t Cu.

L'étude de sensibilité a démontré que :

- Au-delà du coût de traitement métallurgique de 4739,015 USD/Ts ;

- en-deçà de 4586,319 USD pour la tonne-cuivre.

Le projet Karu Central sera déclaré non rentable, avec ces valeurs prises séparément.

CONCLUSION GENERALE

En terme de finir ce travail qui est : **« Etude technico-économique du projet d'exploitation du gisement de Karu centra - Polygone de Lupoto »**.

L'activité minière industrielle suppose la récupération des réserves minières tout en garantissant la sécurité et surtout la profitabilité de l'investissement. A chaque étape de l'évolution d'un projet d'exploitation minière, l'exploitant doit avoir un tableau de bord de son bilan, ceci permet de prendre des positions objectives face à la poursuite de l'exploitation.

Ainsi, partant des résultats de la campagne des sondages, comment estimer les réserves, et comment planifier l'exploitation afin d'assurer l'alimentation aux usines des traitements ? Pour faire face à cette problématique, les principaux objectifs de notre travail reposaient sur :

- Elaboration du solide et bloc model géologique à l'aide du logiciel Surpac ;
- Evaluation des réserves géologiques ;
- Elaboration du design minier et évaluation des réserves minières ;
- Dimensionnement de la flotte d'engins ; −

Rentabilité du projet.

L'estimation des réserves géologiques a été précédée d'abord de la modélisation géologique se basant sur les données des sondages pour avoir une image sur la géométrie du gisement, ainsi que la disposition lithologique de chaque formation ; puis suivi d'une étude de la variabilité de la teneur en cuivre. L'analyse statistique a montré que la distribution de la teneur en cuivre suit une loi log naturelle (avec constante). La forme de distribution pour la mine de Karu central est normale. Enfin après estimation par krigeage, les réserves en cuivre contenues dans les limites du projet ont été évaluées à 1.283.907 ts avec une teneur moyenne de 3,915 % en cuivre. Ayant comme contrainte pour la détermination de la durée de vie de la mine, la capacité mensuelle des usines de traitement, nous avons déterminé la production minière annuelle qui est de 675.000 ts/an et avons déterminé pour chaque année la quantité de stériles qu'il faut excaver.

Compte tenu des réserves minières et de la production minière annuelle, les travaux d'exploitation ont été planifiés sur une durée de 2 ans.

Pour le respect du programme planifié, nous avons déterminé le parc d'engins nécessaires :
Au regard de la taille et la durée de vie de notre projet, cette phase sera exploitée par une sous-traitance dont la proposition du parc d'engin est constituée d'une sondeuses Copco CM 785, de deux Pelles type CAT 1473, d'une Chargeuse type CAT 966G, de sept Bennes type CAT740, d'une Niveleuse type CAT 140A, d'une Bulldozer type CAT D9N et d'une Arroseuse type CAT 775D. L'analyse de rentabilité réalisée pour un coût d'investissement considéré de 14 405 752 USD, avec un taux d'intérêt annuel de 15% sur une échéance de 2 ans a abouti aux résultats ci-après : une VAN de 75 534 630 USD, un TRI de 441,9126 et Ip de 6, 2.

Avec une VAN > 0, TRI > i et un Ip > 1, nous concluons que notre projet est rentable au cours de 6500 USD/T Cu.

L'étude de sensibilité a démontré que :

- Au-delà du coût de traitement métallurgique de 4 739,015 USD/ts ;
- en-deçà de 4 586,319 USD pour la tonne-cuivre.

Le projet Karu Central sera non déclaré rentable, avec ces valeurs prises séparément.
Enfin, cette conclusion nous conduit aux suggestions suivantes :

- La réalisation d'une évaluation d'impact environnemental et sociétal (EIES) et plan d'aménagement environnemental et sociétal (ESMP) ;
- Lors de l'exploitation, il faut entreprendre aux études hydrogéologiques relatives à l'exhaure primaire, afin d'éviter toute surprise des venues d'eau bien que les travaux de prospection antérieurs n'ont pas révélé la présence de l'eau.

Ce travail n'étant pas une fin en soi, nous pensons que d'autres chercheurs pourront toutefois entreprendre les efforts similaires dans ce domaine afin de consolider nos résultats.