

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



DEPARTEMENT DE GENIE MINIER

PROJET DE FIN D'ETUDES

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

Thème

Géométrisation du gisement d'ifri : études comparatives des modes de déplacement des roches abattues et exploitation du gisement.

Proposé et dirigé Par :

Dr. Mohamed Aguid
BACHAR ASSED

Réalisé Par :

LEHOUEDJ Amor
OUARDANI Ahmed

Promotion 2013

Dédicace

Je dédie ce travail à ma mère et mon père qui m'ont élevé, soutenu et encouragé. Je leurs rends hommage Pour les innombrables sacrifices qu'ils ont consentis pour que chacun de nous trouve son Chemin.

À mes frères

À ma sœur

À mes oncles et tantes

À mes amis d'enfance

À mes amis de l'ENP

À mes enseignants

À ma promotion 2012/2013 et la promotion 2011/2012

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

Mes très chers parents

Mes frères et sœurs

Mes oncles et tantes

Toute ma famille « OUARDANI »

Mes enseignants

Tous mes amis.

Remerciement

Nous remercions en premier lieu ALLAH, le tout puissant, qui nous a donné le courage et la patience pour achever nos études.

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

Nous tenons à exprimer nos vifs remerciements et toute nos très gratitude à notre promoteur **Dr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED** pour le temps qu'il nous a accordé et les conseils qu'il nous a prodigué pour l'élaboration de notre projet de fin d'études.

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

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

ملخص:

الهدف من هذا العمل هو الهندسة الجيولوجية لمحجرة افري والتي من خلالها سنحاول تحديد العناصر الجيولوجية لطبقة الكلس. هاته العناصر ستساعدنا على حساب المخزون الجيولوجي و المستغل .

في المناجم نقل الصخور المستخرجة بعد من المشاكل التي تحد من الاستغلال الامثل للحقل المستغل .من اجل هذا قمنا بدراسة على الصعيدين التقني والاقتصادي للنقل في المحجرة مقترحين طريقا جديدا و من ثم نقوم بمقارنته بالطريقة المستعملة و التي تعرف بطريقة الكب.

الكلمات المفتاحية :

حقل, كلس, جرش, هندسة جيولوجية, طبقة, عناصر هندسية, ميل, طريق, نقل.

Résumé

L'objectif de ce travail est de faire la géométrisation de la carrière ifri pour déterminer les éléments géométriques de la couche de calcaire dans ce gisement ; ces éléments nous aident à calculer les réserves géologiques et exploitables dans la zone délimitée pour l'exploitation.

Le transport du tout-venant est parmi les problèmes limitant l'exploitation du gisement, pour cette raison nous avons fait une étude technico-économique de transport en proposant une nouvelle piste et la comparer avec la méthode du culbutage et la piste d'accès.

Les mots clés :

Gisement, calcaire, concassage géométrisation, couche, éléments géométriques, pendage, piste, transport.

Abstract

The aim of this work is to the geometrization of ifri quarry to determine the geometric elements of the layer of limestone in this field, these elements help us to calculate the geological and exploitable reserves in the area delimited for exploitation.

Haulage of all coming is one of the problems limiting exploitation of the deposit, for this reason we have made a techno-economic study of transport by proposing a new Haulageway and compare it with the method of tumble action and Haulageway access.

Key words

Field, limestone, crushing, geometrization, layer, geometric elements, dip, haulgeway, transport.

Table des matières

Introduction générale	1
Chapitre I : géologiques de la carrière	2
I.1. Introduction :.....	2
I.1.1. Historique : [1]	2
I.1.2. Localisation :	2
I.2.1. Introduction :	3
I.2.2. Lithostratigraphie [3]	4
I.2.3. Tectonique : [4]	6
I.3. Géologie du gisement :	9
I.3.1. localisation : [6]	9
I.3.2. géologie :	11
Chapitre II : physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI.....	13
II.1. Introduction :	13
II.2. propriétés physiques : [7].....	14
II.2.1. La masse volumique : [8]	14
II.2.2 La Densité :	15
II.2.3. Le poids spécifique γ_s :.....	16
II.2.4. Le taux d'absorption d'eau : [9]	16
II.2.5. Porosité : [10]	17
II.2.6. La teneur en eau : [11]	17
II.3. propriétés mécaniques : [12].....	19
II.3.1. résistance à la compression et résistance à la traction : [13]	19
II.3.2. La résistance au cisaillement (Essai de cisaillement direct) : [15]	24
II.3.3. L'angle de frottement interne (φ) :	25
II.3.4. Cohésion(C) :	26
II.3.5 Propriétés mécaniques du massif rocheux	26
II.4. Propriétés technologiques des roches : [16].....	27
II.4.1. La dureté	27
II.5. propriétés intrinsèques :	28
II.5.1. Coefficient de Los Angeles.....	28
II.5.2 Coefficient Micro-Deval :.....	29
II.5.3. Coefficient de broyabilité BR (%) :	30

II.6. L`analyse chimique et minéralogique de la roche :	31
II.6.1. L`analyse chimique :	31
II.6.2 L`analyse minéralogique :	32
II.7 Conclusion.....	32
Chapitre III : Géométrisation d`IFRI et appréciation de réserves	33
III.1 Introduction [17]	33
III.2 Classification des réserves [18]	33
III.3 éléments géométrique d`une couche géologique.....	34
III.3 Calcul des réserves	36
Chapitre IV : processus et technologie d`exploitation du gisement	44
IV.1. Introduction :.....	44
IV.2. Situation actuelle de la carrière :.....	44
IV.3. Rétrospective sur l`activité (2012) :.....	44
IV.4. Travaux d`exploitation : [19]	45
IV.5. Le traitement : [20]	59
IV.6.Conclusion :	65
Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues	66
V.1 Introduction :	66
V.2. Exigences du transport : [21]	66
V.3. Les variantes de transport :	66
V.3.1. Première Variante (le culbutage) :.....	67
V.3.2. Deuxième variante (la piste réalisée) :	70
V.3.3. Troisième variante (la piste proposée) :.....	70
V.4. Coûts des travaux d`infrastructures minières : [24]	82
V.5. Coût de transport d`une tonne de tout-venant par km : [26].....	82
V.5.1. Variante (1) : méthode de culbutage par couloir :.....	82
V.5.2. Variante 2 (piste de 8Km) :.....	95
V.5.3. Variante (3) : méthode de la piste proposée :.....	101
V.5.4. Comparaison entre les trois variantes de transport :.....	108
V.6. Conclusion :.....	109
Conclusion générale :.....	110

LISTE DES FIGURES

FIGURE I.1: LOCALISATION DE LA CARRIERE DE KEDDARRA DANS SON CONTEXTE GEOGRAPHIQUE.....	3
FIGURE I.2 : CARTE GEOLOGIQUE DE LA REGION DE KEDDARA (ECHELLE 1/50 000) [BELKEBIR A. ET MEKDOUR T.]	7
FIGURE I.3 : LOCALISATION GEOGRAPHIQUE DES DEUX GISEMENTS DE KEDDARA ET IFRI	9
FIGURE I.4: COORDONNEES DU PERIMETRE ET LEVE TOPOGRAPHIQUE A L'ECHELLE 1/2500 ^F EXTRAIT DE LA CARTE J.RUIBA	10
FIGURE II. 5 : LES TROIS ELEMENTS CONSTITUTIFS DE LA ROCHE.....	14
FIGURE II.6 : DISPOSITIF EXPERIMENTALE FIGURE II.7 : PRINCIPE DE COMPRESSION	20
FIGURE II.8: TRACTION DIRECTE	22
FIGURE II.9: DISPOSITIF EXPERIMENTAL (ESSAI BRÉSILIEN).....	23
FIGURE II.10: BOITE A CISAILLEMENT (BOITE DE CASAGRANDE).....	24
FIGURE II.11 : PRINCIPE DE L'ESSAI DE LOS-ANGELES	28
FIGURE II.12 : PRINCIPE DE L'ESSAI DE M.D.E	30
FIGURE III.13 : ELEMENTS GEOMETRIQUES D'UNE COUCHE GEOLOGIQUE	34
FIGURE III.14 : PLANS HYSOMETRIQUE DU TOIT	35
FIGURE III.15 : VUE EN 3D DE LA ZONE DELIMITEE POUR L'EXPLOITATION FAITE AVEC LE LOGICIEL MICROMINE	36
FIGURE III.16 : LA ZONE DELIMITEE POUR L'EXPLOITATION	37
FIGURE III.17:COUPE GEOLOGIQUE CC'	39
FIGURE III.18:COUPE GEOLOGIQUE BB'	39
FIGURE III.19:COUPE GEOLOGIQUE AA'	40
FIGURE IV.20 : SCHEMA DE LA PLATE-FORME DE TRAVAIL (ABATTAGE EN EXPLOSIF).....	48
FIGURE IV.21 : CHOIX DU COUPLE DIAMETRE-HAUTEUR DE FRONT	51
FIGURE IV.22 PARAMETRES DES PLAN DE TIR	57
FIGURE III.23 : SCHEMA TECHNOLOGIQUE DE L'INSTALLATION BABITLES PRIMAIRE	60
FIGURE IV.24 : SCHEMA TECHNOLOGIQUE DE L'INSTALLATION BABBITLESS SECONDAIRE	62
FIGURE IV.25 : SCHEMA TECHNOLOGIQUE DE STATION ARJA	64
FIGURE IV.26 : SCHEMA DE LA STATION DE SABLE ARJA	65
FIGURE IV.27 : LE TRAJET DE LA PISTE AU NIVEAU DE LA CARRIERE DE KEDDARA	71
FIGURE IV.28 : VUE 3D DE LA SITUATION FINALE.....	72
FIGURE IV.29 : LARGEUR DE LA PISTE A DOUBLE VOIES.....	75
FIGURE IV.30 LARGEUR DE LA PISTE EN VIRAGE.....	75
FIGURE IV.31 : BERME DE SECURITE DANS LES PISTES	76
FIGURE IV.32: LES FRAIS TOTAUX DU TRANSPORT PAR LA METHODE DE CULBUTAGE	95
FIGURE 33: LES FRAIS TOTAUX DU TRANSPORT PAR LA METHODE DE LA PISTE DE 8 KM	101
FIGURE 34 : LES FRAIS TOTAUX DE TRANSPORT POUR LA PISTE PROPOSEE	108

LISTE DES TABLEAUX

TABLEAU I.1: COORDONNEES UTM DU PERIMETRE OCTROYE	10
TABLEAU II.2 : ECHELLE DE BROYABILITE	31
TABLEAU II.3 : LA COMPOSITION CHIMIQUE.....	31
TABLEAU II.4: COMPOSITION MINERALOGIQUE (%)	32
TABLEAU III.5 : LA PRODUCTION REALISEE EN 2012	44
TABLEAU III.6 : REGIME DE FONCTIONNEMENT DE LA CARRIERE.	46
TABLEAU IV.7.....	68
TABLEAU IV.8.....	68
TABLEAU V.9 : PARAMETRE DU TIR POUR L'AMENAGEMENT DE LA PLATEFORME	69
TABLEAU IV.10.....	69
TABLEAU IV.11 : PLANNING DE REALISATION DES TRAVAUX PREPARATOIRES.....	69
TABLEAU 12 : LES DIFFERENTS PARAMETRES DE LA PISTE.....	71
TABLEAU IV.13 : RESUMEE DE COUTS DE REALISATION DES TROIS VARIANTES	82
TABLEAU IV.14 : LES FRAIS TOTAUX DU TRANSPORT PAR LA METHODE DE CULBUTAGE	94
TABLEAU IV.15 : LES FRAIS TOTAUX DE TRANSPORT POUR LA PISTE DE 8KM.....	100
TABLEAU IV.16 LES FRAIS TOTAUX DE TRANSPORT POUR LA PISTE PROPOSEE	107
TABLEAU IV.17 : COMPARAISON ENTRE LES TROIS VARIANTES DE TRANSPORT.....	108

Introduction générale

L'objet de cette étude est de faire la géométrisation et l'optimisation du mode de transport du tout-venant du gisement d'IFRI.

Vu que le transport a une grande importance sur l'exploitation des carrières, et à cause des travaux au niveau de la carrière de KEDDARA, on va traiter les différents cas d'évolutions de longueurs de la piste et frais de transport reliant le gisement d'IFRI et la station de concassage en comparaison avec les autres méthodes utilisées.

Pour faire cette étude nous avons organisé notre travail comme suit :

Chapitre I : Conditions géologiques de la carrière

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Chapitre III : Géométrisation d'IFRI et appréciation de réserves

Chapitre IV : Exploitation et traitement dans le gisement d'IFRI

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Chapitre I :

I.1. Introduction :

I.1.1. Historique : [1]

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

Le gisement d'IFRI a été acquis par adjudication en 2005 et entre dans une démarche de reconstitution des réserves de l'unité et qui sont en phase d'épuisement dans le gisement de KEDDARA.

Des travaux de recherches ont été effectués sur le gisement d'IFRI entre 2005 et 2006, ces travaux ont été suspendus à cause de la situation sécuritaire, en 2007 le titre d'exploitation du gisement a été obtenu et les travaux d'ouverture du gisement ont été entamés.

I.1.2. Localisation :

L'unité ALGRAN de KEDDARA est située à 45 km à l'Est de la ville d'Alger et à 1.5 Km au Sud-ouest du chef-lieu de la commune de KEDDARA, Daïra de BOUDOUAOU (wilaya de Boumerdes). L'accès au site se fait par la route nationale N°29 reliant BOUDOUAOU à Lakhdaria.

Le gisement du djebel IFRI est situé à 14 Km (à vol d'oiseau) au sud de la ville de Boudouaou, dans la commune de Kherrouba et à 50 Km d'Alger la capitale. On y accède par la route qui mène de Boudouaou vers le village de Keddara. Il se trouve sur la limite sud du barrage de Keddara.



Figure I.1: localisation de la carrière de keddarra dans son cotexte géographique

I.2. Cadre géologique régional: [2]

I.2.1. Introduction :

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

Sur le plan géologique la région fait partie du territoire de l'Atlas Tellien. Le relief de la région est très complexe et accentué .Il occupe la dorsale de la chaîne qui s'étend du djebel Bouzegza jusqu'à Koudiat el marouane à L'Est.

Les formations géologiques de la région sont caractérisées par des dépôts métamorphiques percées par de petites intrusions de roches acides et basiques ainsi que des roches sédimentaires telles que l'argilite, grès et calcaire, d'âge allant du précambrien au quaternaire.

I.2.2. Lithostratigraphie [3]

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

I.2.2.1. Précambrien :

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

I.2.2.2. Le Trias :

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

I.2.2.3. Jurassique :

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

Jurassique inférieur (Lias) :

Il est subdivisé en deux unités.

Unité inférieure L3-6 : constitué essentiellement par des calcaires et de dolomies massives gris clair, la puissance de cette unité est de 500m environ.

Unité supérieure L7-6 : repérée sur les versants Sud de Djebel BOUZEGZA et DRA SAHAR en concordance sur les calcaires argileux gris et lilas gris d'une puissance de 150m environ.

Jurassique Supérieure (Malm) :

rencontré sous forme de petites écailles au niveau d'un grand accident sublatitudinal longeant le versant Sud de la chaîne calcaire entre les terrains du Crétacé Supérieur et du Paléogène .Constitué par des argiles rougeâtres, avec de radiolarites siliceuses de couleur verdâtre et cerise .

I.2.2.4. Crétacé :

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

1. Crétacé inférieur : représenté essentiellement par des formations flychoïdes .il est subdivisé en Néocomien Aptien et Aptien albien.

Néocomien aptien N1-5 : représenté en forme de bande sublatitudinale vers l'Ouest de l'oued ISSER. Repose sous forme d'une grande écaïlle représentée par une alternance régulière de couches de grés quartzeux blancs, gris et d'argilites la puissance de la formation est de 500 à 700m environ.

Aptien albien N5-7 : constitué de flyschs formés par une alternance régulière des grés et surtout des argilites, d'une puissance de 100m environ.

2. Crétacé Supérieur cénomanien c 1-6 :

Il est en contact avec les dépôts du crétacé inférieur et du paléogène. Il est surtout séparé de ceux-ci par des accidents disjonctifs. Représenté par des marnes schisteuses uniformes, grises et gris foncé, par endroit assez massives, d'une puissance dépassant le 100m.

I.2.2.5.Paléogène :

Subdivisé en deux unités : Eocène et Oligocène.

1. Eocène :

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

Au-dessus de cette assise repose une formation flyschoid formée de grés grisâtre, alternée avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 100m environ.

- Eocène supérieur –Oligocène inférieur e4b-g : C'est une formation flyschoid incorpore des couches de conglomérats polygéniques (jusqu'à 5m de puissance). La puissance de ces dépôts est de 600m à 800m environ.

2. Oligocène (g) :

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

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

I.2.2.6. Quaternaire (g6) :

Représenté par plusieurs types génétiques :

Type alluvionnaire : Se trouvant dans les lits actuels des oueds et sur les terrasses.

Type diluvial - pluvial des creux et des versants.

Travertins formés par les sources qui sortent en surface traversant des couches de roches carbonatées. La puissance des dépôts du quaternaire varie de 1,5 à 3m.

Roches Intrusives: Représentées essentiellement par des métagabbrodiorites et granitogéiss. Métagabbrodiorites (Ys) : Ce sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonisation etc....

Granitogéiss (X) : Ce sont des roches grises à gris clair, rarement rosâtres, comportant du feldspath (jusqu'au 50-70%), du quartz (20-30%) et des micas clair.

I.2.3. Tectonique : [4]

On note deux types de déformations dans la région :

Déformations souples : Elles se manifestent par un vaste dôme anticlinal à grand rayon de courbure dont l'axe est de direction E-W.

Déformations cassantes : Celle-ci se traduit par des accidents s'organisant en plusieurs familles suivant leur direction.

Chapitre I : Conditions géologiques de la carrière

-Les accidents transversaux de direction NW-SE.

- Les accidents NS qui interceptent les accidents E-W.

- et un grand accident de direction E-W, situé au Nord montant en contact de la série des flyschs avec les formations calcaireuses.

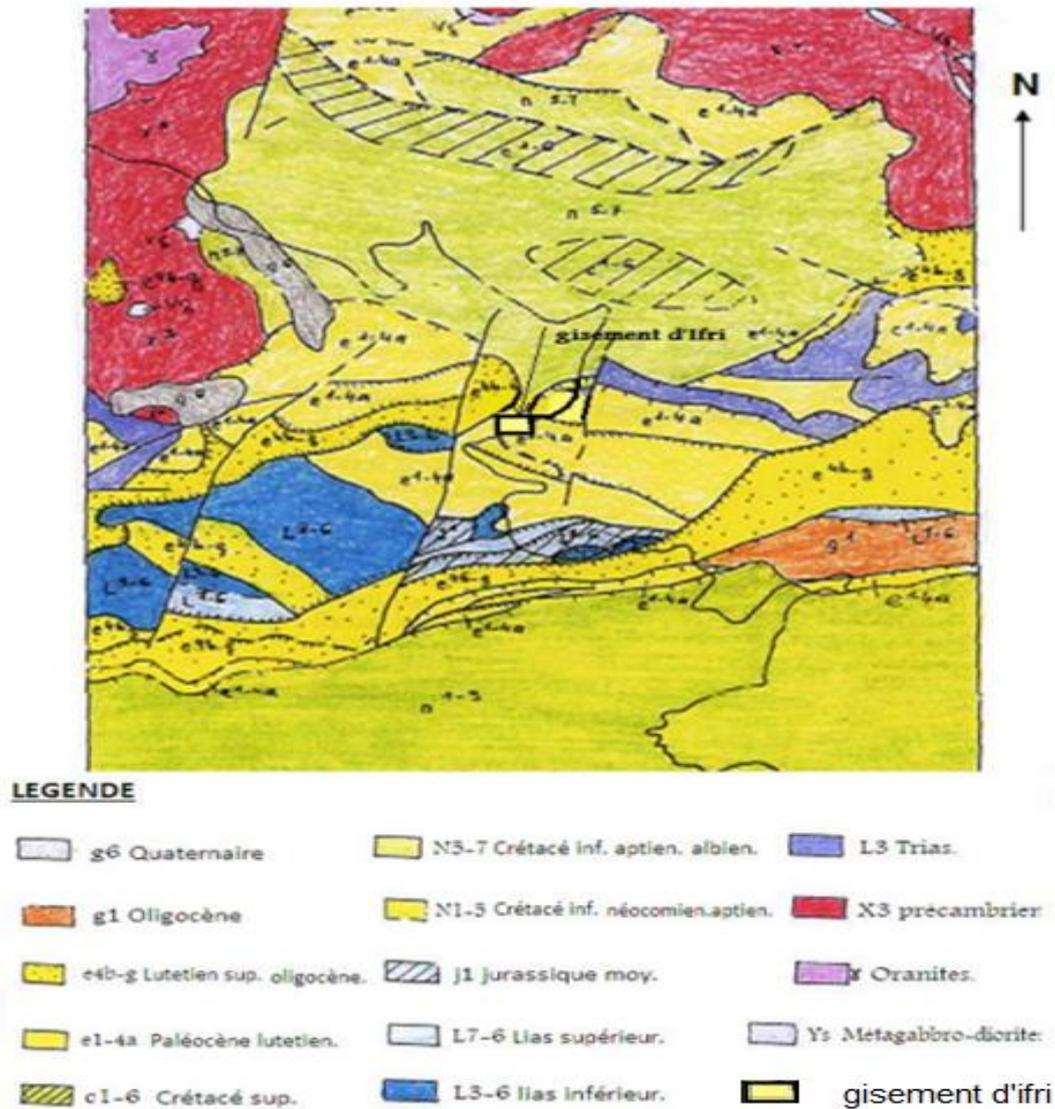


Figure I.2 : Carte géologique de la région de KEDDARA (Echelle 1/50 000) [BELKEBIR A. et MEKDOUR T.]

Remarque : Les couleurs de cette carte géologique ne sont pas selon les normes de la Commission Internationale de Stratigraphie (voir l'annexe)

I.2.4. Caractéristiques hydrogéologiques et hydrauliques [5]:

I.2.4.1. Caractéristiques hydrogéologiques :

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

Un forage de 130 mètres de profondeur réalisé à 1 Km au Nord du gisement par les services de hydraulique de la Wilaya de BOUMERDES montre que l'on a affaire à une formation épi métamorphique calco-schisteuse bleuâtre altérée en surface (dans les 30 premiers mètres) et comprenant des fissures remplies de silice blanchâtre.

L'étude effectuée par la SONAREM a, quant à elle, permis d'individualiser deux grands ensembles.

Une assise calcaire massive et compacte à Nummulites

Une assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente

L'assise calcaire massive et compacte à nummulites est dépourvue de sources d'eau et de puits dans les abords du périmètre d'exploitation, elle occupe la 2/3 du périmètre d'exploitation.

L'assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente est quant à elle, une formation sédimentaire très peu perméable ne permettant pas l'infiltration et ne peut donc constituer de nappe aquifère.

Par contre on note l'existence de deux points d'eaux se trouvant à l'Est et au sud du gisement alimentent l'unité en eau potable.

I.2.4.2. Caractéristiques hydrauliques

Le réseau hydrographique proche du site s'organise autour de thalwegs (oueds temporaires) qui se jettent dans l'Oued Corso, en dehors du bassin versant de l'oued KEDDARA et du barrage du même nom de 150 millions de m³.

L'écoulement des eaux dans les deux thalwegs, en période de crue, s'effectue de manière linéaire du Sud vers le Nord et indique un régime torrentiel évident sur un substratum imperméable.

I.3. Géologie du gisement :

I.3.1. localisation : [6]

Le site de calcaire de djebel IFRI se trouve au cœur du djebel Bouzegza. Comme il est mentionné sur la figure suivante.

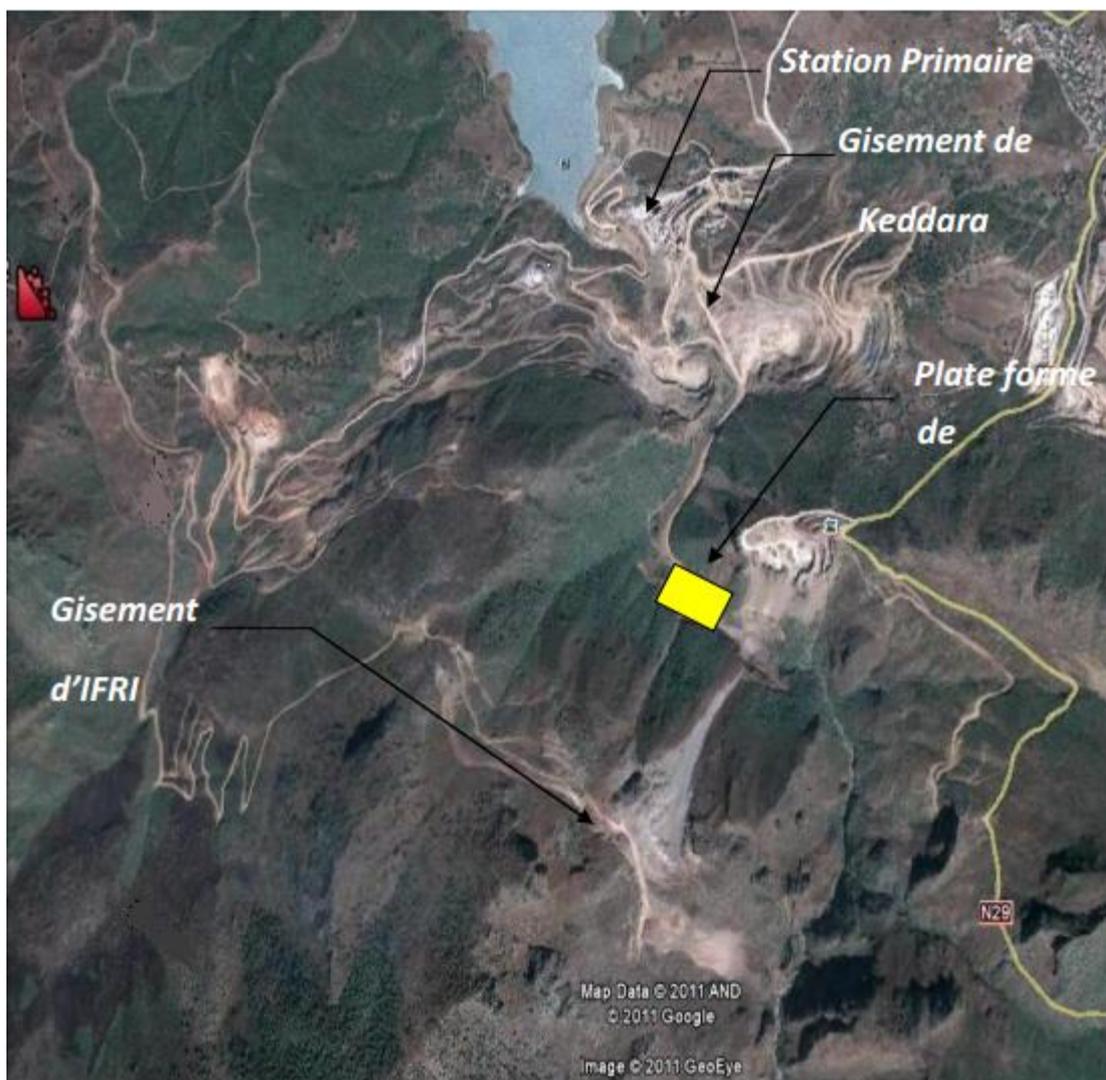


Figure I.3 : Localisation géographique des deux gisements de KEDDARA et IFRI

Chapitre I : Conditions géologiques de la carrière

Les coordonnées en UTM sont les suivantes :

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

Tableau I.1: Coordonnées UTM du périmètre octroyé

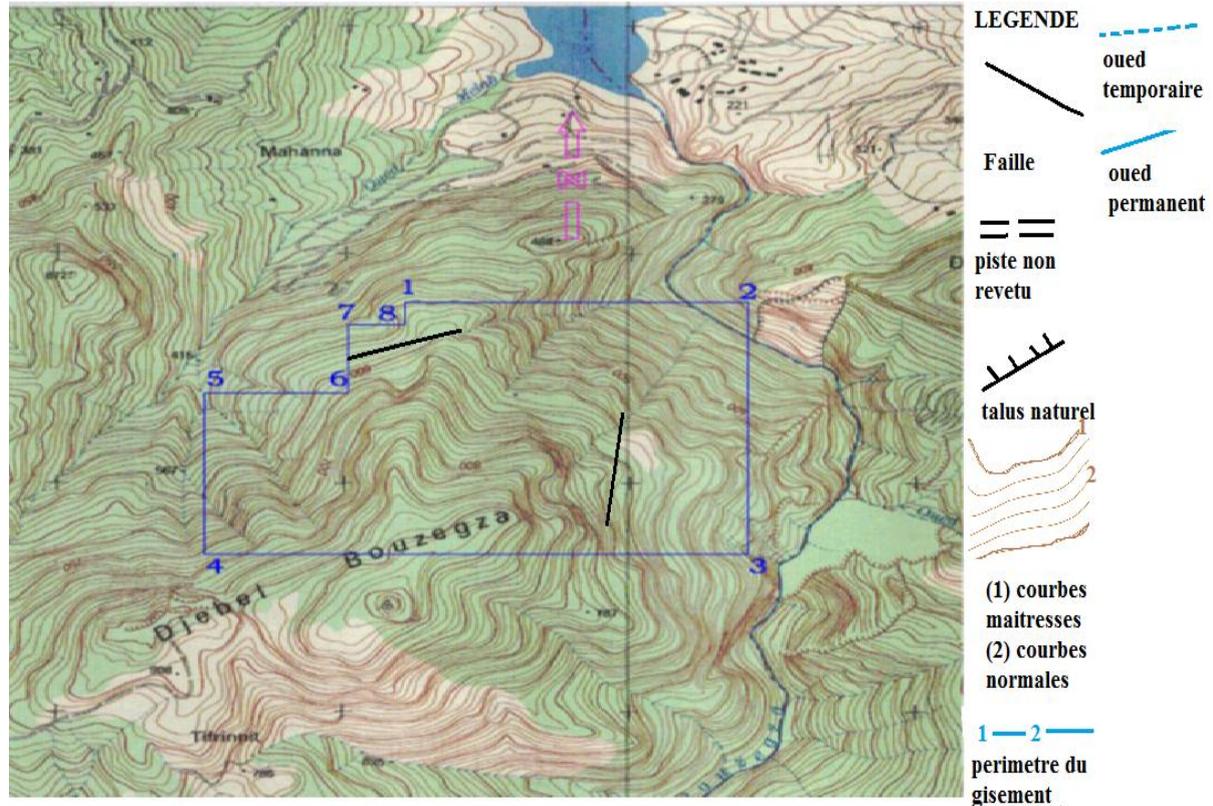


Figure I.4: Coordonnées du périmètre et levé topographique à l'échelle 1/5000e

I.3.2. géologie :

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

-Des grés jaunâtres et des marnes versicolores qui occupent la partie Nord du terrain sur la rive gauche de l'Oued KEDDARA

-Des brèches de failles (produit de remplissage) polygéniques à grains grossiers reposent sous forme de blocs tectoniques en écaille chevauchant les formations calcaires du gisement de Djebel Ifri à forte inclinaison vers le Nord. C'est une zone boisée de chaîne liège, et de maquis rendant l'accès très difficile voire même impossible dans certains endroits.

-Des calcaires sous forme d'une grande montagne entaillée par de profondes coupures de l'Oued KEDDARA à l'Est et Oued M'Hanna à l'Ouest, formant un relief très prononcé en plein milieu du djebel Bouzegza dont les altitudes varient de 200 à 1035m à forte inclinaison des flancs.

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

D'après le rapport de l'étude géologique sur la prospection détaillée du gisement de calcaire de KEDDARA du 1er Juillet 1979 réalisé par la SONAREM (unité de TIZI OUZOU), la formation est attribuée à l'unité inférieure du Jurassique inférieur (Lias). Cette unité inférieure est constituée essentiellement par des calcaires et des dolomies massifs gris clairs ; la puissance de cette unité est de 500m environ.

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

I.3.3. Tectonique locale :

Deux familles de failles majeures ont affectés djebel BOUZEGZA, l'une en plein milieu passant par le sommet, l'autre par contre est tangentielle longeant Oued KEDDARA .Elles sont parallèles de direction Nord-Sud engendrant des décrochements senestre et des failles satellites et intra-formationnelles dans toutes les directions; les diaclases sont très fréquentes, surtout dans la partie sommitale du gisement.

I.4. Conclusion :

- La lithostratigraphie de la région est constituée par des séries du précambrien, trias, jurassique, crétacé, paléogène, et quaternaire.
- Les formations géologiques des roches calcaires de la région sont d'âge jurassique inférieur.
- Les réserves minières du gisement de DJEBEL IFRI sont contenues dans un périmètre de superficie 187 ha.

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Chapitre II :

II.1. Introduction :

Les caractéristiques physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques des minéraux et des roches encaissantes ont une grande influence sur le choix des méthodes de la conduite des travaux miniers, les engins des principaux processus et aussi la stabilité des terrains.

Parmi les principales propriétés physiques en citant la densité, la masse volumique, la porosité, Le taux d'absorption en eau, le degré de saturation. et pour les propriétés mécaniques la dureté, le coefficient Los Angeles, la Résistance à l'attrition et à l'usure, Résistance à la compression. Pour cela deux échantillons a été prélevé de niveau 640 m (n_640) et l'autre de niveau 450 m (n_450) sous forme d'une carotte de 98.7 m de longueur et de diamètre $\varnothing=47,5$ mm.

D'après les analyses, qui ont été faites par le laboratoire CETIM (centre d'études et de service technologiques de l'industrie des matériaux de construction) pour le 1^{ère} et le laboratoire de l'O.R.G.M (Office National de Recherche Géologique et Minière) pour le 2^{ème}, on a obtenu les propriétés suivantes :

- la masse volumique.
- le poids spécifique.
- la densité.
- le taux d'absorption.
- la teneur en eau.
- la porosité.
- le coefficient de Los Angeles.
- le coefficient de Micro Deval.
- la résistance à la compression.
- une analyse chimique.
- étude pétrographique des roches.

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d`IFRI

II.2. propriétés physiques : [7]

L'étude des caractéristiques physiques et chimiques des roches a montré sa grande utilité pour la prédiction ou l'interprétation du comportement de la roche. La majorité de ces propriétés sont déterminées par des essais au laboratoire ou in situ.

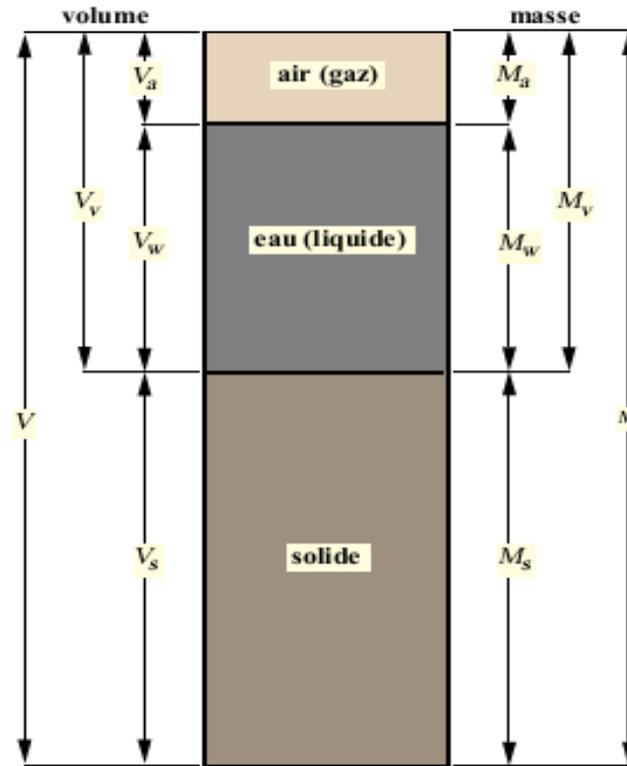


Figure II. 5 : Les trois éléments constitutifs de la roche

II.2.1. La masse volumique : [8]

On appelle masse volumique d'un matériau la masse de l'unité de volume. On définit, suivant l'état du matériau, ρ_s la masse volumique absolue ou masse volumique du solide, ρ_h la masse volumique naturelle à réception du matériau (masse volumique apparente), ρ_d la masse volumique sèche, et ρ_{sat} la masse volumique saturée (après saturation de la roche) :

$$\rho_s = \frac{M_s}{V_s} \quad \rho_h = \frac{M_h}{V_t} \quad \rho_d = \frac{M_s}{V_t} \quad \rho_{sat} = \frac{M_{sat}}{V_t} \text{ (g/cm}^3 \text{) ou (t/ m}^3 \text{)}$$

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Avec M_s la masse du matériau sec, V_s le volume des grains solides, V_t le volume de l'échantillon, M_h la masse naturelle, M_{sat} la masse de l'échantillon saturé. ρ_d varie en fonction de la porosité de la roche, par contre ρ_s ne dépend que de la minéralogie.

La masse volumique apparente d'un granulat dépend de la forme et de la granulométrie des grains ainsi que le degré de compactage et d'humidité.

Code de l'échantillon	Masse vol réelle (t/ m3)	Masse vol imbibée (t/ m3)
n_640	2.687	2.695
	2.699	2.703
Moyenne	2.693	2.699
n_450	2.70	2.75
	2.67	2.64
	2.68	2.72
Moyenne	2.68	2.70

Tableau II.1:La masse volumique

II.2.2 La Densité :

La densité c'est le rapport de la masse volumique d'un corps à celle de l'eau

$$d = \frac{\rho_c}{\rho_e}$$

On distingue la Densité absolue et Densité apparente

II.2.2.1.Densité absolue

La densité absolue est le rapport de la masse absolue d'une unité de volume du matériau à température donnée à la masse du même volume d'eau distillée à la même température.

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

II.2.2.2. Densité apparente

La densité apparente à l'état compacté ou non compacté sera obtenue en établissant le rapport de la masse apparente d'une unité de volume du matériau à température donnée à la masse d'une même quantité d'eau distillée à même température.

II.2.3. Le poids spécifique γ_s :

C'est le rapport de la somme des poids des particules solides (P_s) au volume de ces particules (V_s).

$$\gamma_s = \frac{P_s}{V_s} \quad (\text{kN/m}^3)$$

Code de l'échantillon	poids spécifique	Densité absolue	Densité apparente
n_640	2.709	2.709	2.705
n_450	2.71	2.71	2.69

Tableau II.2:Le poids spécifique

II.2.4. Le taux d'absorption d'eau : [9]

Le taux d'absorption d'eau, ou capacité d'hydratation, exprime la quantité maximale d'eau pouvant être absorbée par 100 grains à température ambiante ($22 \pm 2^\circ\text{C}$).

Les grains cassés et endommagés ainsi que les matières étrangères sont retirés manuellement de chaque échantillon.

Un échantillon de 100 grains est pesé puis immergé dans de l'eau distillée selon un rapport 1/3 (poids de l'échantillon/masse d'eau) à température ambiante ($22 \pm 2^\circ\text{C}$) pendant 16 heures. Après ce trempage, les grains égouttés sont épongés avec du papier absorbant, afin d'éliminer l'eau de surface, puis pesées.

Les résultats sont exprimés en quantité d'eau absorbée par gramme de grains (g H₂O/g grains).

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

II.2.5. Porosité : [10]

Dans les roches la matière minérale forme un squelette solide qui ne remplit pas tout l'espace, et dont le complément est appelé vide. La proportion de vide est appelée porosité. La forme des vides, leur taille, leur répartition, leurs liaisons ou au contraire l'isolement de certains, influent sur le comportement mécanique et sur les propriétés de couplage.

La porosité n est par définition, le rapport du volume des vides (eau et air) V_v au volume total V_t .

$$n = \frac{V_v}{V_t} \quad (\%)$$

Ou par rapport au volume du squelette V_s

$$n = 1 - \frac{V_s}{V_t}$$

La porosité varie de quelque % à plus de 40 % dans les roches sédimentaires, dans les roches magmatiques, elle est plus faible, souvent inférieure à 1 %. Selon la porosité, les roches sont classées en :

- Roches de faible porosité : $0 < n < 5 \%$.
- Roches de porosité moyenne : $5 < n < 10 \%$.
- Roches de porosité élevée : $10 < n < 20 \%$.
- Roches de grande porosité : $n > 20 \%$.

La valeur moyenne de la porosité de roche calcaire du gisement d'IFRI varie de 0.5 à 0.571 % donc est une roche à faible porosité.

II.2.6. La teneur en eau : [11]

C'est le rapport du poids de l'eau au poids de la matière sèche.

$$W = \frac{p_v}{p_s} \quad (\%)$$

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Selon la teneur en eau du sol naturel on le classe comme résumé ci-dessous

W	Etat du sol
$0 - W_R$	Solide sans retrait
$W_R - W_P$	Solide avec retrait
$W_P - W_L$	Plastique
$\geq W_L$	Liquide

Tableau II.3 : Echelle de teneur en eau

Tel que

W_R : Limite de retrait

Elle caractérise l'apparition du phénomène de retrait.

W_P : Limite de plasticité

Elle sépare l'état plastique de l'état solide.

W_L : Limite de liquidité

Elle sépare l'état liquide de l'état plastique.

Les résultats des essais au niveau du Centre d'Etudes et de Services Technologiques de l'Industrie des Matériaux de Construction (CETIM) sont résumés dans les deux tableaux ci-dessous

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Code de l'échantillon	Teneur en eau (%)	taux d'absorption d'eau (%)	Porosité (%)
n_640	0.103	0.275	0.739
	0.054	0.149	0.402
Moyenne	0.079	0.212	0.571
n_450	0.083	0,13	0,94
	0.086	0,35	0,22
	0.089	0,30	0,34
Moyenne	0.08	0,26	0,5

Tableau II.4 : Teneur en eau, taux d'absorption d'eau et Porosité

II.3. propriétés mécaniques : [12]

L'analyse du comportement mécanique des sols repose sur des essais de laboratoire ou sur site. Cette discipline permet de déterminer la résistance du sol et sa capacité portante, elle permet de prévoir de façon quantitative la déformation ou tassement du sol sous la charge des ouvrages et des engins. On peut citer les Propriétés suivants : les résistances à la compression, à la traction, au cisaillement, les déformations, d'élasticité, de plasticité, l'angle de frottement interne, la cohésionetc.

II.3.1. résistance à la compression et résistance à la traction : [13]

Résistance à la compression (notée σ_c) la contrainte maximale supportée par l'échantillon lors d'un essai à chargement monotone croissant. Cette valeur constitue une première information très utile et parfois suffisante sur les performances mécaniques escomptées de la roche. L'étendue des valeurs des résistances est grossièrement comprise entre 1 et 200 MPa. Les valeurs inférieures à 5 MPa correspondent à des roches qualifiées de « très tendres » ; des valeurs supérieures à 100 MPa caractérisent des roches dites « très résistantes ». Elle est déterminée lors d'un essai de compression uniaxiale (monoaxiale ou simple).

II.3.1.1. Essai de compression uniaxiale :

C'est l'essai le plus communément réalisé. Il est effectué sur éprouvettes cylindriques, d'élanement L/D (L , hauteur, D diamètre) compris entre 2 et 2,5 avec deux faces planes, lisses et parallèles obtenues par une rectification soignée. L'échantillon est ensuite placé entre les plateaux d'une presse et la force axiale est augmentée jusqu'à la rupture de l'éprouvette.

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Elle est donnée par la formule suivante :

$$\sigma_c = \frac{F}{S} \text{ [MPa] ou [kgf/cm}^2\text{]}$$

F : effort (charge) maximale atteinte (juste avant la rupture) ;

S : section ou surface sur laquelle on applique l'effort F.



Figure II.6 : Dispositif expérimentale

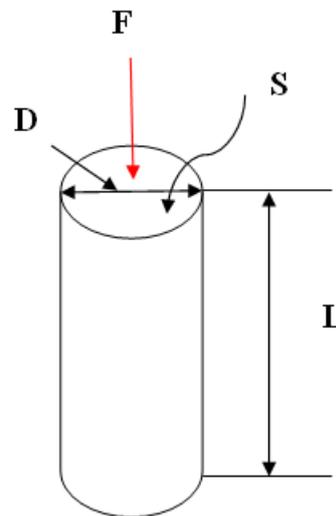


Figure II.7 : Principe de compression uniaxiale

Un échantillon a été préparé au niveau de laboratoire et soumis à l'essai de compression uniaxiale les résultats sont donnés dans le tableau suivant.

Format (cm)	Masse (g)	Résistance en compression simple		
		Force (KN)	Contrainte (MPa)	Moyenne (MPa)
5x5x5	322.1	341.13	136.45	138.2
5x5x5	325.1	295.83	118.33	
5x5x5	326	399.21	159.68	

Tableau II.5: Résistance à la compression pour l'échantillon n_640

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d`IFRI

Echantillon (1)		Echantillon (2)		Echantillon (3)		Moyenne (MPa)	
Sec	Humide	Sec	Humide	Sec	Humide	Sec	Humide
111.4	94.9	79.9	60.3	101.8	78.8	97.7	78

Tableau II.6: Résistance à la compression pour l`échantillon n_450

Donc on prendre la moyenne les deux échantillons qui est de 104.63 MPa

II.3.1.2. résistance à la traction: [14]

- Traction directe :

En soumettant une éprouvette cylindrique à une traction uniaxiale, la résistance à la traction simple est égale à la contrainte limite de traction qui produit la décohésion des échantillons des roches massives.

$$\sigma_c = \frac{P_{max}}{A_0} [\text{MPa}] \text{ ou } [\text{kgf/cm}^2]$$

P_{max} = valeur finale atteinte par l`effort appliqué.

A_0 = surface transversale.

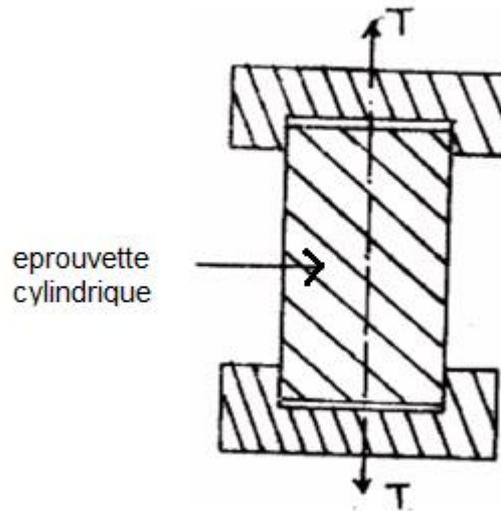


Figure II.8: Traction directe

- Traction indirecte :

L'essai de traction indirecte ou l'essai brésilien, L'éprouvette d'élanement (L/D) minimal égal à un, subit une compression suivant deux génératrices opposées. Cette compression s'exerce par l'intermédiaire de pièces métalliques (figure 3-1) ou en interposant un carton d'épaisseur millimétrique, pour gommer les irrégularités éventuelles des génératrices du cylindre. La résistance à la traction est calculée par :

$$\sigma_t = \frac{2P}{\pi DL} [\text{MPa}] \text{ ou } [\text{kgf/cm}^2]$$

Avec : σ_t résistance à la traction, P effort à la rupture, D diamètre de l'éprouvette, L longueur de l'éprouvette.

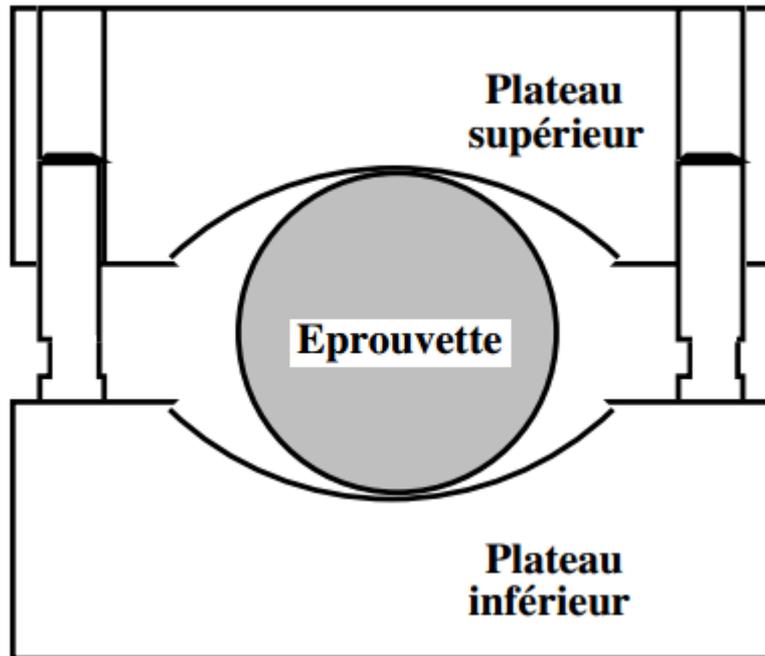


Figure II.9: Dispositif expérimental (Essai Brésilien)

On peut déterminer la résistance à la traction en fonction de la résistance à la compression, par la relation suivante :

$$\sigma_t = (0.08 \div 0.12) \times \sigma_c \text{ [Kgf/cm}^2\text{]}.$$

Donc on prend la moyenne 0.1

Pour l'échantillon n_640

$$\sigma_t = 13.82 \text{ MPa}$$

Pour l'échantillon n_450

$$\text{Sec } \sigma_t = 9.77 \text{ MPa}$$

$$\text{Humide } \sigma_t = 7.8 \text{ MPa}$$

Donc on prendre la moyenne pour les deux échantillons qui est de 10.46 MPa

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

II.3.2. La résistance au cisaillement (Essai de cisaillement direct) : [15]

La résistance au cisaillement représente la contrainte tangentielle limite avant la rupture dans un essai de cisaillement.

L'échantillon est placé dans la boîte à cisaillement (boîte de Casagrande). Celle-ci est divisée en deux parties séparées par un plan horizontal. Une partie est fixe, l'autre est mobile dans le plan horizontal. Une charge normale constante P est appliquée sur l'échantillon. Au cours de l'essai, on mesure la force de cisaillement T de même que le déplacement horizontal δ et vertical ΔH .

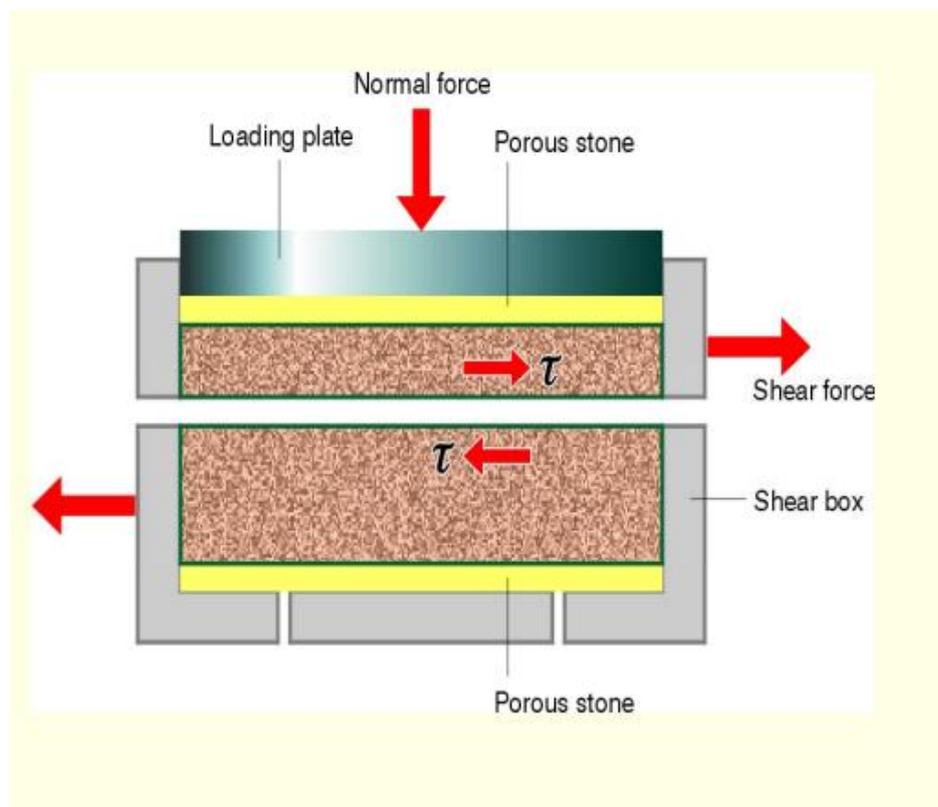


Figure II.10: Boîte à cisaillement (boîte de Casagrande)

Donc On peut alors calculer :

La contrainte normale

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

$$\sigma_n = \frac{P}{A} [\text{MPa}] \text{ ou } [\text{kgf/cm}^2]$$

La contrainte de cisaillement

$$\tau = \frac{T}{A} [\text{MPa}] \text{ ou } [\text{kgf/cm}^2]$$

Pratiquement elle est déterminée par rapport à la résistance à la compression par la formule suivante :

$$\sigma_{\text{cis}} = \frac{\sigma_c}{3} [\text{MPa}] \text{ ou } [\text{kgf/cm}^2]$$

Pour l'échantillon n_640

$$\sigma_{\text{cis}} = 46.066 \text{ MPa}$$

Pour l'échantillon n_450

$$\text{Sec } \sigma_{\text{cis}} = 32.56 \text{ MPa}$$

$$\text{Humide } \sigma_{\text{cis}} = 26 \text{ MPa}$$

Donc on prend la moyenne des deux échantillons qui est de 34.87 MPa

II.3.3. L'angle de frottement interne (φ) :

C'est un angle fictif qui caractérise l'obliquité d'une couche, il est déterminé par la relation suivant :

$$\varphi_{\text{ech}} = \arcsin \frac{\sigma_c - 4 \times \sigma_t}{\sigma_c - 2 \times \sigma_t}$$

Où :

σ_c : résistance à la compression, (kgf/cm^2).

σ_t : résistance à la traction, (kgf/cm^2).

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Pour l'échantillon n_640

$$\varphi_{ech} = 48.59^\circ$$

Pour l'échantillon n_450

$$\text{Sec } \varphi_{ech} = 48.59^\circ$$

$$\text{Humide } \varphi_{ech} = 48.59^\circ$$

La moyenne est de 48.59°

II.3.4. Cohésion(C) :

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, la cohésion d'un échantillon est donnée par la relation suivante :

$$C = \frac{\sigma_c \times \sigma_t}{2\sqrt{\sigma_c \times \sigma_t - 3 \times \sigma_t^2}} \text{ [kgf/cm}^2\text{]}$$

Pour l'échantillon n_640

$$C = 26.12 \text{ MPa}$$

Pour l'échantillon n_450

$$\text{Sec } C = 15.48 \text{ MPa}$$

$$\text{Humide } C = 12.36 \text{ MPa}$$

Donc on prend la moyenne des deux échantillons qui est de 17.98MPa

II.3.5 Propriétés mécaniques du massif rocheux

Pendant le calcul des caractéristiques mécaniques (la cohésion(c) et l'angle de frottement Interne(φ) du massif), on doit tenir compte de beaucoup de facteurs parmi lesquels on trouve:

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d`IFRI

- Facteur de fissuration du massif.
- Facteur d`humidité des roches.
- Facteur temps.

La valeur de la cohésion du massif est donnée par la formule suivante :

$$C_m = C_{ech} \cdot k_f \cdot k_w \cdot k_t \quad (\text{MPa})$$

C_m : cohésion du massif rocheux ;

C_{ech} : cohésion des échantillons ;

k_f : degré de fissuration du massif rocheux **k_f = 0.01 ÷ 1**

on prend **k_f = 0.15** pour les calcaires (moyenne fissuration)

k_w : coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause de l`humidité **k_w = 0.2 ÷ 1**

(on prend la moyenne **K_w = 0.6**) ;

K_t : coefficient de diminution de la valeur de cohésion à cause tu temps **k_w = 0.7 ÷ 0.8** (on prend la moyenne **k_w = 0.75**).

$$C_m = 17.98 \cdot 0.15 \cdot 0.6 \cdot 0.75 = 1.21$$

$$C_m = 1.21 \text{ MPa.}$$

La valeur de l`angle de frottement du massif est donnée par la formule suivante :

$$\varphi_m = k \cdot \varphi_{ech} \quad (^\circ)$$

k : coefficient de diminution de la valeur de l`angle de frottement interne des roches, généralement il est égal à 0.8.

$$\varphi_m = 48.59 \cdot 0.8 = 38.87^\circ$$

$$\varphi_m = 38.87^\circ.$$

II.4. Propriétés technologiques des roches : [16]

II.4.1. La dureté

C`est l`une des caractéristiques la plus importante dans la plupart des processus miniers (foration, abattage, le choix de l`explosifs), d`après le prof PROTODIAKONOV M La dureté c`est la résistance de la roche aux actions mécaniques déterminée par la relation suivante

$$f = \frac{\sigma_c}{10}$$

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

La dureté moyenne pour les deux échantillons $f=10.4$ donc selon la classification du prof PROTODIAKONOV M il s'agit d'un calcaire très dure. Mais l'absence de nombre suffisant des échantillons ne permet pas de prendre cette valeur comme une valeur représentative pour notre gisement.

II.5. propriétés intrinsèques :

Les propriétés intrinsèques sont résumées par les trois essais suivants :

II.5.1. Coefficient de Los Angeles

- **Principe de l'essai :**

Il permet de mesurer la résistance combinée à l'usure par frottements réciproques et à la fragmentation par chocs des granulats du calcaire. L'essai consiste à mesurer la quantité d'éléments inférieurs à 1,6 mm produite en soumettant les matériaux aux chocs de boulets d'acier dans la machine Los Angeles.

Les échantillons de roches sont concassés en fragments à arêtes vives dont la fraction granulométrique est de l'ordre de 10/25mm, enfermés dans un cylindre mis en rotation avec un nombre déterminé de boulets d'acier de 47mm de diamètre. La taille du cylindre, le nombre de boulets, le nombre de tours /minute et la durée de l'essai sont normalisées.

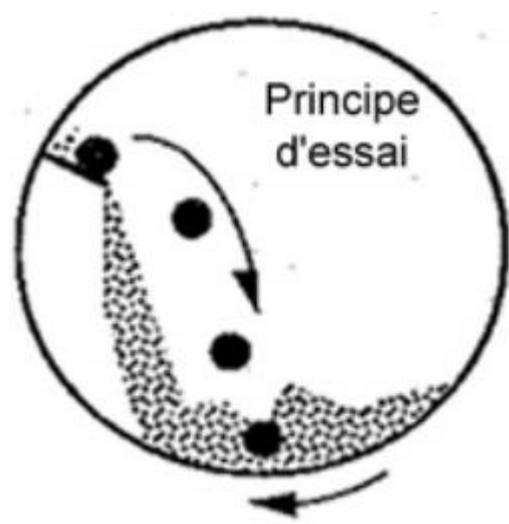


Figure II.11 : principe de l'essai de los-angeles

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Le coefficient Los Angeles est calculé à partir de la formule suivante :

$$LA = \left(\frac{m}{M} \right) * 100 \quad (\%)$$

Tel que

m : masse des particules fines (m < 1,6 mm).

M : masse de l'échantillon (prise d'essai).

Utilisation	Coefficient los-Angeles
Gros granulat routier et pour bétons	< 40 %
Granulat calcaire	< 32 %
Pour béton de qualité	< 30 %
Pour béton exceptionnel	< 25 %

**Tableau II.7 : Coefficient Los- Angeles en pourcentage dans les principales utilisations
du granulat**

Les résultats de l'essai Los Angeles de l'échantillon sont résumés dans le tableau suivant :

Code de l'échantillon	Fraction utilise (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale (g)	LA (%)	Moyenne (%)
n_640	10/25	5000	3720	25.6	25.45
	10/25	5000	3737	25.3	
n_450				19,68	23,09
				25,58	
				24,02	

Tableau II.8: Coefficient de Los Angeles

On remarque que LA, est < 30% donc le granulat de Djebel IFRI a des qualités en conformité avec le tableau des normes:

II.5.2 Coefficient Micro-Deval :

L'essai Micro-Deval sert à la détermination de la résistance à l'usure. L'essai utilisé est le Micro Deval à sec ou en présence d'eau. Cette mesure quantifie à la fois l'usure qui se produit par frottement réciproque des gravillons dans une assise (attrition) et celle survenant entre le pneumatique et le gravillon à la surface des revêtements (usure).

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Comme l'usure est très influencée par la présence d'eau, l'essai le plus représentatif est le Micro Deval en présence d'eau (M.D.E).

L'essai consiste à mesurer l'évolution granulométrique du granulat sous l'effet abrasif d'une charge de billes en acier dans un tambour. L'échantillon est traité comme dans l'essai Los Angeles et conduit à la détermination du coefficient M.D.E.



Figure II.12 : principe de l'essai de M.D.E

Code de l'échantillon	Fraction utilisée (mm)	Masse initiale (g)	Masse finale (g)	LA (%)	Moyenne (%)
n_640	10/14	500	438	12.4	12
	10/14	500	441	11.8	
n_450				20,10	21.43
				21,9	
				22,3	

Tableau II.9 : Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire

II.5.3. Coefficient de broyabilité BR (%) :

Le degré de broyabilité consiste en la mesure du rapport du poids des particules fines inférieures à 1,6 mm (M_s), produites par l'abrasimètre sur la masse initiale M_i des granulats de dimension 4 à 6.3 mm.

$$BR = \left(\frac{M_s}{M_i} \right) * 100 \quad (\%)$$

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d'IFRI

Tel que :

- Ms : masse des particules fines inférieures à 1.6mm.
- Mi: masse initiale de l'échantillon à granulométrie 4 à 6.3 mm.

Ce coefficient est intimement lié à la résistance mécanique de la roche, en effet plus la roche est résistante moins le granulat produit est fin.

BR%	Broyabilité
0-25	Très faible
25-50	Faible
50-75	Moyenne à forte
75-100	Très forte

Tableau II.2 : échelle de broyabilité

Coefficient de broyabilité pour le gisement de Djebel IFRI $BR \leq 35\%$.

$BR \leq 35\%$ donc broyabilité faible.

II.6. L'analyse chimique et minéralogique de la roche :

II.6.1. L'analyse chimique :

Les analyses chimiques de l'échantillon montre la composition chimique suivante

composition chimique	Teneur										
	SiO ₂	Al ₂ O ₃	Fe ₂ O ₃	CaO	MgO	K ₂ O	Na ₂ O	P ₂ O ₅	SO ₃	TiO ₂	PF
n_640	0.29	0.07	0.10	55.37	0.62	0.01	0.02	0.01	0.01	0.01	43.49
n_450	5.47	0.74	0,83	51,42	1,43	<0,19	<0,45	<0,12	<0,01	<0,05	39

Tableau II.3 : La composition chimique

La composition de l'échantillon (n_640) correspond à un calcaire pur à 55.37% de CaO en moyenne soit plus de 98% de CaCO₃. Alors que le 2^{eme} échantillon il contient que 90.42% de CaCO₃La distribution des éléments majeurs (CaO, PF) est extrêmement régulière.

Chapitre II : Propriétés physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques du massif rocheux d`IFRI

II.6.2 L`analyse minéralogique :

L`analyse de l`échantillon consiste à déterminer la nature des constituants minéraux. La composition minéralogique estimative a été évaluée sur la base des résultats suivants :

Minéraux présents		composition minéralogique (%)	
		n_640	n_450
Calcite	CaCO ₃	99	92
autre	-	1	8

Tableau II.4: composition minéralogique (%)

D`après la proportion de calcite (presque 99%) donc notre elle s`agit d`un calcaire pur.

(100% à 95% de calcite, dolomite 5% maximum).

II.7 Conclusion

Les résultats des analyses qui ont été faite par deux laboratoires différentes sur deux échantillons de niveaux différents, nous permettraient de dire que le calcaire de gisement de DJEBEL IFRI est de bonne qualité et aussi que le minerai des niveaux supérieurs sont aussi mieux que celles des niveaux inférieurs.

Nous pouvons ainsi conclure que les calcaires de ce site présentent des qualités conformes aux normes conçues pour la production des granulats utilisés dans le béton hydraulique, travaux routiers et construction. La résistance à la compression est assez élevée et convenable. Le LOS ANGELES est stable, inférieur à 40%.

Le MICRO DEVAL humide est inférieure à 35%.

Chapitre III

III.1 Introduction [17]

L'étude des G.M.U. (gisement des minerais utiles) à quel stade que ça soit se conclue par l'évaluation de tous les indices et principalement par l'appréciation des réserves.

L'évaluation des réserves a pour but de :

- Déterminer des réserves dans le sous-sol et leur répartition selon en différentes espèces ;
- Définir la qualité de minerais ;
- Apprécier les propriétés technologiques des réserves ;
- Elucider les conditions géologiques et minières, permettant le choix définitif de la méthode d'exploitation G.M.U.
- Evaluer le degré de sûreté des résultats des calculs des réserves et le degré de connaissance sur le gisement enfin de pouvoir apporter des solutions aux éventuels problèmes d'usage de ces réserves.

III.2 Classification des réserves [18]

Les réserves, révélées à la suite de la prospection suivant le degré de leur utilisation et leurs caractéristiques satisfaisant les seuils de coupure géométriques, techniques technologiques et économiques actuels d'exploitation des mines, se subdivisent en des réserves de Balance et des réserves hors balance.

Suivant le degré de prospection du GMU et celui d'études de la qualité des ressources, les réserves sont réparties en catégories : A, B, C₁ et C₂, sur la base desquelles il est permis de réaliser le projet d'exploitation.

Compte tenu du degré de leur apprêtement les réserves sont classées en des réserves : découvertes, préparées et prêtes à l'extraction.

III.3 éléments géométrique d'une couche géologique

Une couche géologique est un ensemble de roches de même nature (calcaire, grès, marne, schiste etc....) et de même âge, compris entre deux surface approximativement parallèles, l'une inférieure appelée mur, l'autre supérieure appelée toit. Pour une couche on distingue trois épaisseurs horizontale, verticale et normale.

La géométrie d'un plan (couche géologique) est déterminée par deux paramètres

- **La direction** : c'est l'angle horizontal qui existe entre la direction du Meridian axial et la direction donnée. La direction d'un plan se mesure sur le terrain avec la boussole, c'est à dire par rapport au nord magnétique et se reporte sur la carte par rapport au nord géographique.
- **Le pendage** : c'est l'angle (α) entre le plan horizontal et la ligne de plus grande pente du plan de stratification. La valeur (α) varie de 0° à 90° .

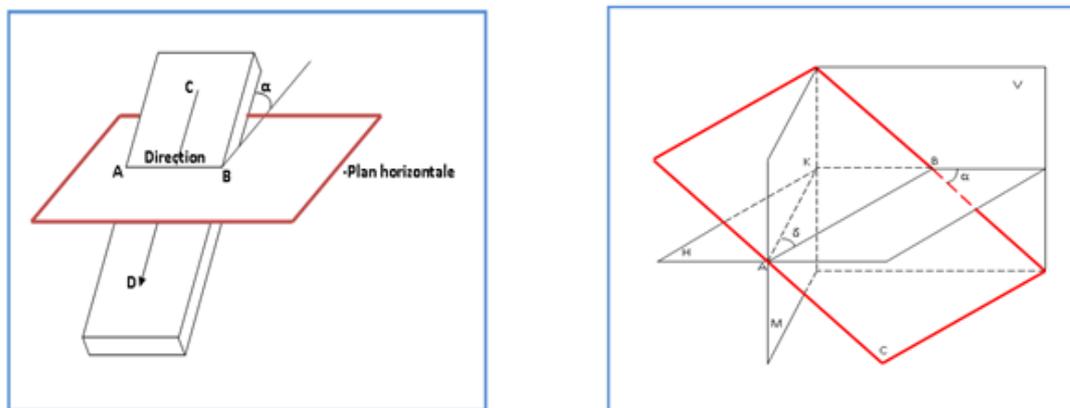


Figure III.13 : éléments géométriques d'une couche géologique

Pour localiser notre couche de calcaire dans l'espace la G.G.M.U peut nous servir pour faire ce travail. Pour cela on choisit trois points qui nous permettraient de localiser notre couche, ces points sont choisis de la manière suivante :

Deux points sur la limite de l'arrête supérieur.

Un point au niveau du couloir où on peut estimer l'épaisseur verticale de la couche de conglomérat.

Chapitre III : Géométrisation d'IFRI et appréciation de réserves

Les coordonnées de ces points sont indiquées sur le tableau suivant :

Le point	X	Y	Z
1	541167.82	4051091.92	612.17
2	540760.27	4051388.53	607.25
3	541094.26	4051492.53	---

A cause de manque de données de prospection et de forages. Pour une bonne estimation de l'épaisseur de la couche du conglomérat nous avons pris le troisième point du niveau 400 du couloir de diversement où on peut estimer que l'épaisseur vertical ne dépasse pas le 10 m.

A l'aide du logiciel MICROMINE on peut déterminer l'angle de pendage associe à chaque épaisseur.

Epaisseur (m)	2	5	8	10
L'angle de Pendage α (o)	38.18	38.55	38.92	39.17

L'épaisseur moyenne de la couche de conglomérat est de 6.5m et l'angle moyen est de 38.7°

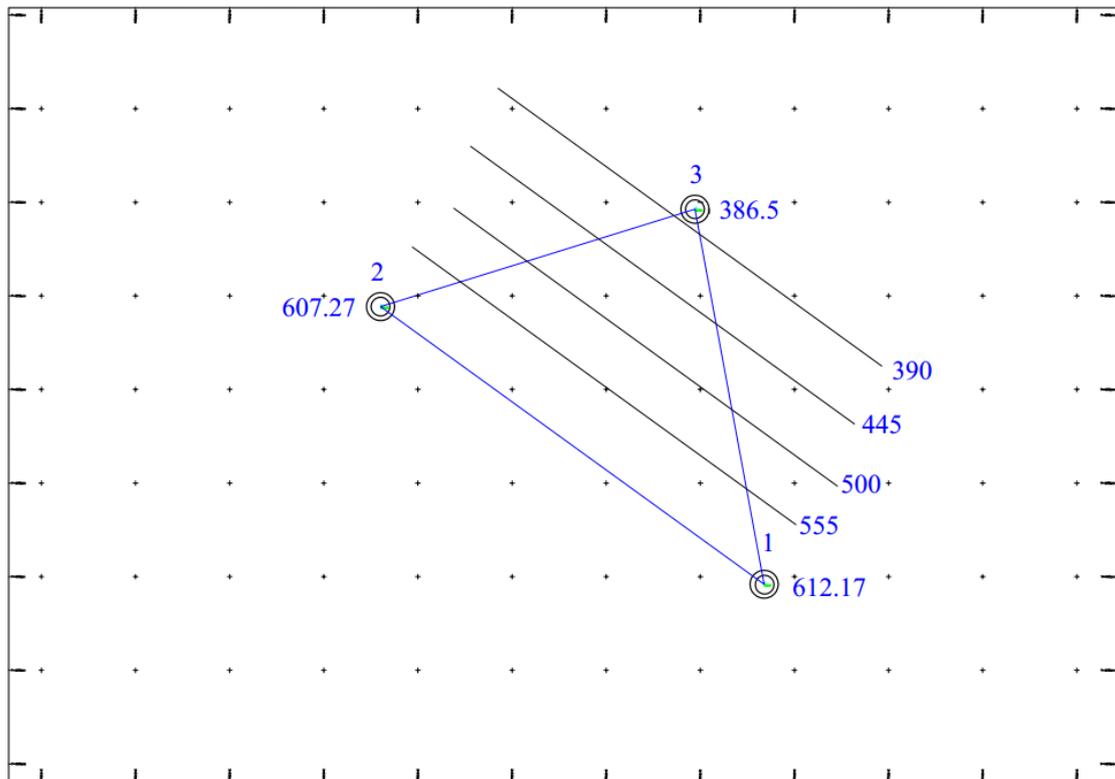


Figure III.14 : Plans hypsométrique du toit

Le choix de la zone de réserves que l'on doit calculer se détermine en fonction de la géologie, la topographie du gisement et d'autres critères d'exploitation, une vue 3D du gisement peut nous aider pour le choix de la zone comme le montre la figure suivante :

III.3 Calcul des réserves

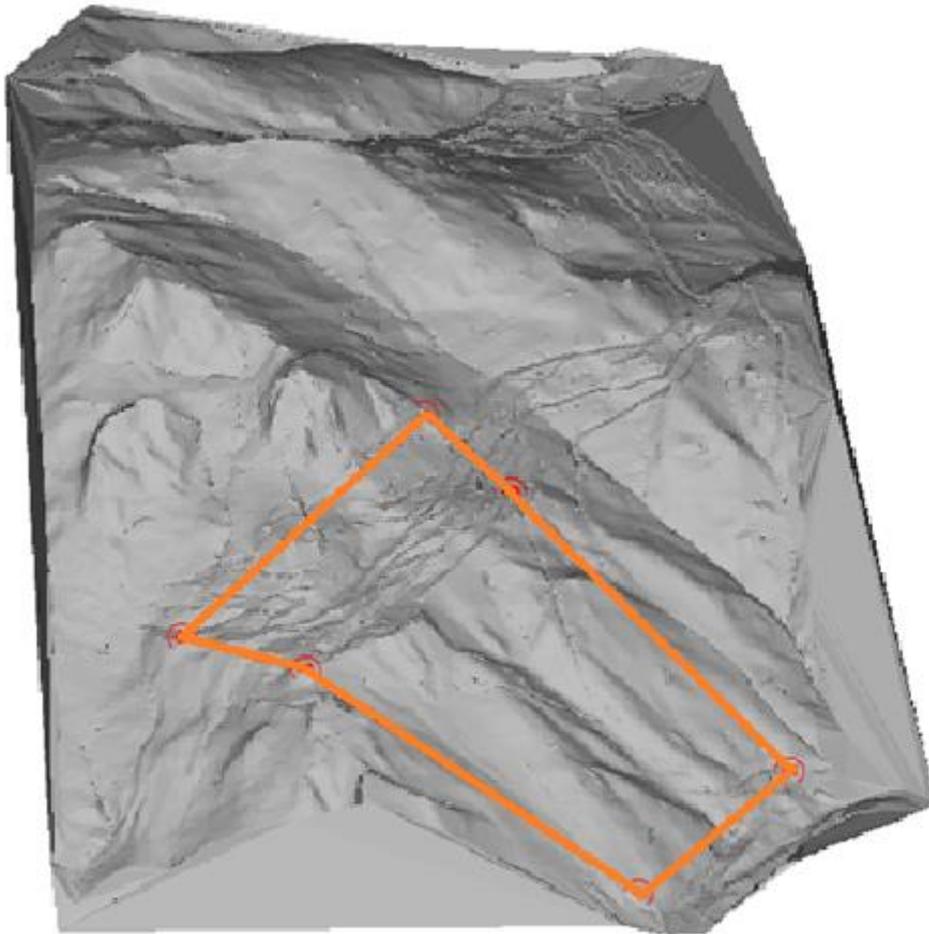


Figure III.15 : vue en 3D de la zone délimitée pour l'exploitation

La figure suivante montre, la zone délimitée pour l'exploitation :

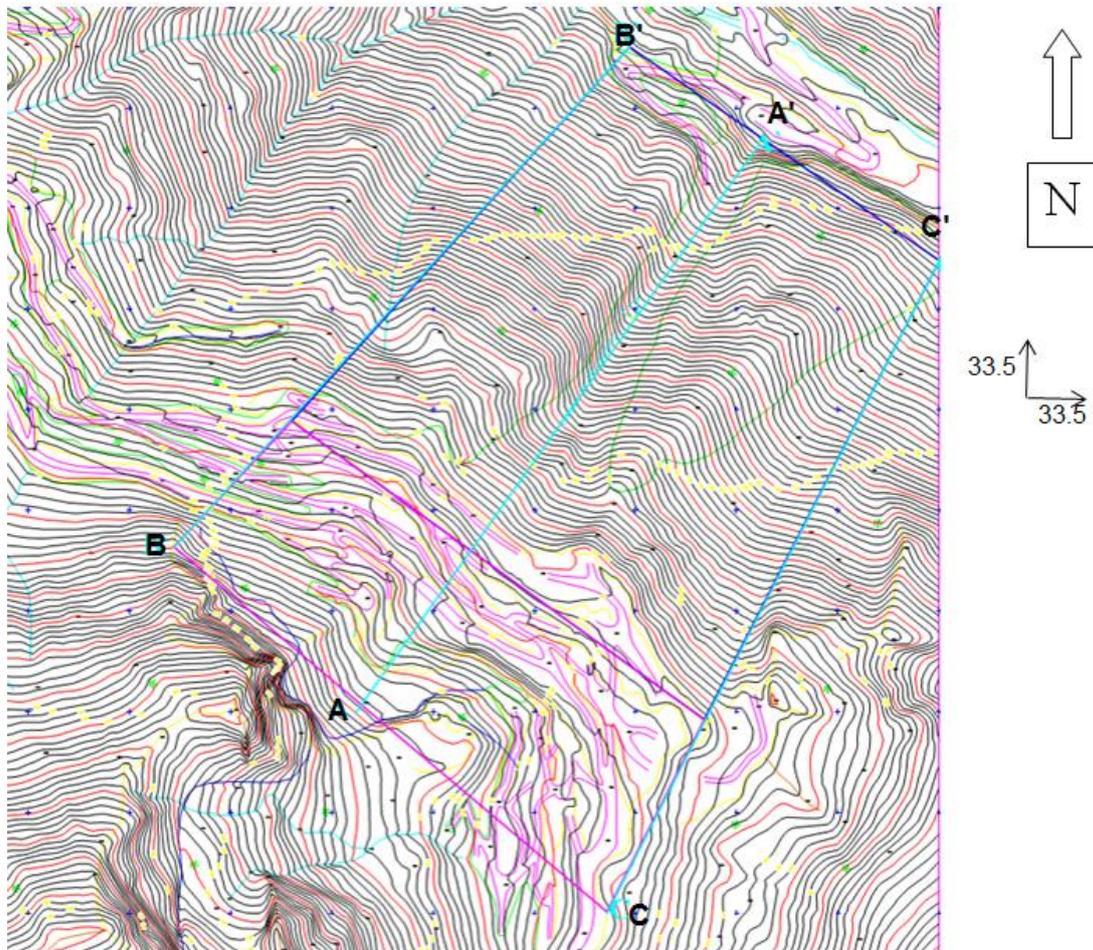


Figure III.16 : la zone délimitée pour l'exploitation

Les coordonnées UTM de la zones choisie sont donnees dans le tableau suivant :

Point	X	Y
B'	541094	4051760
C'	541409.27	4051573
C	541048.45	4050867.12
B	540623.20	4051264.40

La méthode utilisée pour le calcul des réserves est la méthode de courbes de niveaux.

Description de la méthode :

La topographie de la surface terrestre est restituée par l'intermédiaire de courbes de niveau. Une courbe de niveau correspond à l'intersection de la surface topographique avec un plan horizontal d'altitude donné. Elle joint donc un ensemble de points de

Chapitre III : Géométrisation d'IFRI et appréciation de réserves

même altitude. La différence d'altitude entre les plans horizontaux est appelé équidistance des courbes de niveau.

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

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

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

$$V_i = \frac{(S_i + S_{i+1}) * P}{2}$$

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

Donc le volume total sera :

$$V_t = \sum_{n=1}^n (V_i)$$

Niveau	surface	$(S_i+S_{i+1})/2$	équidistance	Volume
610	106658.4	114211.6	10	1142116
600	121764.8	146077.2	25	3651930
575	138077.3	146077.2	25	3651931
550	154077.2	162646.1	25	4066153
525	171215	179588.5	25	4489711
500	187961.9	195588.6	25	4889714
475	203215.3	210231	25	5255776
450	217246.8	224313.8	25	5607845
425	231380.8	238121	25	5953025
400	244861.3	251929.3	25	6298231
375	258997.3	266019.2	25	6650481
350	273041.2	280160.2	25	7004004
325	287279.2	294348.6	25	7358714
300	301418	306905.2	25	7672630
275	312392.4	318553.8	25	7963846
250	324715.3			
			total	81 656 107

Méthode des coupes géologiques

Les méthodes des coupes et profils géologiques sont utilisées pour représenter les formes et les conditions de gisement des GMU sur n'importe quelle section verticale, horizontale ou inclinée. Le plus souvent on réalise des coupes verticales en direction et en direction transversale du gisement pour la géométrisation des structures des GMU au tout début de la prospection et ainsi que pour le calcul des réserves.

On utilise la méthode des coupes géologiques pour calculer le volume de la couche de conglomérat et le volume laissé après exploitation

Nous avons fait 3 coupes AA' BB' et CC' qui vont nous permettre de calculer ces volumes ces coupes sont les suivants

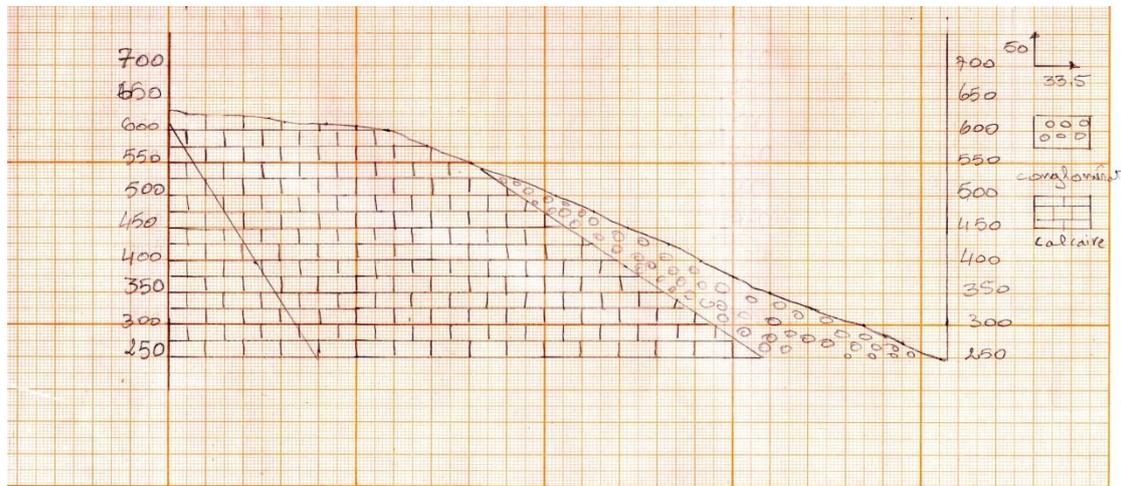


Figure 17: coupe géologique CC'

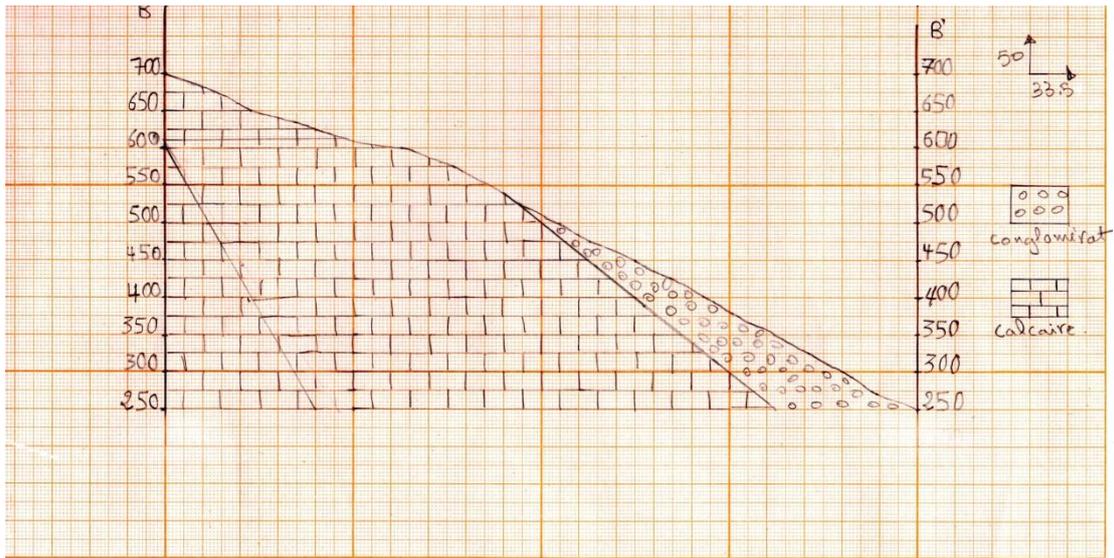


Figure 18: coupe géologique BB'

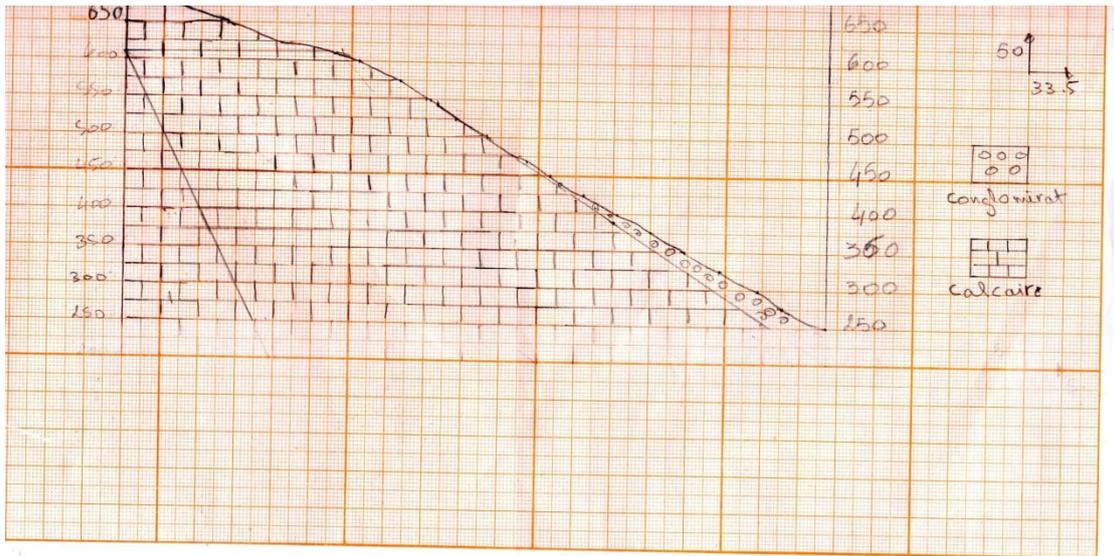


Figure 19: coupe géologique AA'

Volume de la couche de conglomérat :

Nous avons 3 coupes géologiques, donc on calcule les deux volumes V_1 et V_2 par la formule suivante

$$V = \left(\frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 * S_2}}{3} \right) * \frac{(l_1 + l_2)}{2}$$

S_1 : c'est la surface du conglomérat pour la coupe BB'

S_2 : c'est la surface du conglomérat pour la coupe AA'

S_3 : c'est la surface du conglomérat pour la coupe CC'

$S_1 = 12730 \text{ m}^2$, $S_2 = 5025 \text{ m}^2$, $S_3 = 21276.5 \text{ m}^2$.

$$V_S = V_1 + V_2 = 1639179.42 + 2741280.4 = 4380459.82 \text{ m}^3$$

Le volume du calcaire est $V_C = V_t - V_S = 77275647.18 \text{ m}^3$

Calcul du volume entre le niveau 610 et 650 m :

À l'aide des coupes géologiques que nous avons fait on calcule le volume de cette partie

$$V = 1941798.4 \text{ m}^3$$

Les réserves géologiques en calcaire en volume sont $V_T = 79217445.58 \text{ m}^3$

Réserves industrielles

Pour calculer les réserves industrielles on calcule l'angle de liquidation de la carrière puis à l'aide des coupes géologiques on calcule les pertes de projet V_P .

Calcul de l'angle de liquidation de la carrière

L'angle de liquidation β de la carrière est donné par la formule suivante

$$\tan \beta = \frac{H_C}{\sum b_s + \sum b_t + \sum h_g * \cot \alpha}$$

H_C : Profondeur de la carrière 360 m

Chapitre III : Géométrisation d'IFRI et appréciation de réserves

b_s : Berme de sécurité 3m

b_t : Berme de transport 10m

h_g : Hauteur du gradin 15m

α : Angle d'inclinaison du gradin 85

Le nombre de gradins est $N = \frac{360}{15} = 24$, si on prend après chaque 3 bermes de sécurité et une berme de transport on aura au total 06 bermes de transport et 18 bermes de sécurité on trouve $\beta = 65^\circ$.

A l'aide de l'angle de liquidation on détermine les surfaces qui délimitent le volume V_P et on calcule V_P par la formule suivante

$$V_P = \frac{(S_1 + S_2) * (l_1 + l_2)}{2}$$

$$V_P = 37572930 \text{ m}^3$$

Les réserves industrielles sont $V_{ind} = V_T - V_P = 41644515.58 \text{ m}^3$

On estime le pourcentage des argiles et marnes par 1%

$$V_{ind} = 41644515.58 * 0.99 = 41228070.42 \text{ m}^3$$

La densité du calcaire est de 2,7

Le tonnage du calcaire est $R_{ind} = V_c * 2,7$

$$R_{ind} = 111315790.13 \text{ tonnes}$$

Réserves exploitables :

On estime les pertes d'exploitation par $P_{exploitation} = 2\%$

Les réserves exploitables sont de :

$$R_{exp} = R_{ind} (1 - P_{exploitation})$$

Donc $R_{exp} = 109089474.33 \text{ tonnes}$

Conclusion

Après avoir calculé les réserves exploitables, nous avons constaté que ces réserves sont énormes et pour confirmer ça il faut faire des sondages.

Chapitre IV :

IV.1. Introduction :

On peut définir comme exploitation à ciel ouvert toute exploitation qui met à nu le gisement à exploiter en enlevant les terrains de couverture et extraire ensuite le minerai. On doit distinguer deux phases dans ce type d'exploitation :

- Le décapage ou découverture ;
- L'extraction du minerai.

Ces deux opérations sont, le plus souvent effectuées simultanément sur les chantiers.

Ce type d'exploitation présente du point de vue sécurité, des avantages certains sur l'exploitation souterraine. Par contre, il peut poser de gros problèmes d'environnement.

IV.2. Situation actuelle de la carrière :

Au cours de l'exercice 2012 une zone d'exploitation a été préparée entre les niveaux 580 et 535 sur une plate-forme de 140 m de longueur, de 60 m de largeur et de 60 m de hauteur.

Pour l'exercice 2013 il est programmé d'exploiter le niveau 580 avec un volume d'abatage estimé à 338940 t, et le niveau 625 avec un volume de 267 000T.

IV.3. Rétrospective sur l'activité (2012) :

L'exploitation du gisement de DJEBEL IFRI pour l'exercice 2012 a été passée par la solution palliative, qui avait rencontré un retard de 4 mois pour entrer en exploitation

La production réalisée est mentionné dans le tableau qui suit :

Désignation	Réalisation à fin décembre2012
Abattage	229 000T
Transport	181 143 T
Traitement	181 143 T

Tableau III.5 : la production réalisée en 2012

IV.4. Travaux d'exploitation : [19]

IV.4.1. Choix de la méthode d'exploitation :

Les réserves en calcaire sont situées entre la côte 800 m (sommet) et la cote inférieure située à la côte 540 m. En raison de la configuration topographique, la zone utile d'exploitation est située entre la cote 650 m (premier niveau d'exploitation) et la cote 540 m. L'exploitation sera menée du niveau le plus élevé 650 m jusqu'au niveau le plus bas. Ce niveau restera à être confirmé. Par ailleurs, en raison de la pente importante de la piste d'accès, ainsi que son tracé comportant des virages dangereux et sa longueur, l'évacuation du calcaire est réalisée par gravité dans le couloir reliant le niveau actuel 610 m au niveau 250 m. Ainsi le déblocage du tout-venant se fait dans une 1^{ère} phase par gravité jusqu'au niveau 250 m puis par dumpers jusqu'à la station de concassage.

IV.4.2. Conditions technico-minières de la Carrière :

Le plan d'exploitation de DJEBEL IFRI pour l'exercice 2013 est élaboré pour un volume de production de 530 000 tonnes en produit fini ; Cette capacité est limitée d'une part par les équipements actuels mais aussi par les dimensions de la plate-forme de réception du niveau 250.

IV.4.2.1. Régime de fonctionnement de la carrière :

Pour des normes de sécurité, les travaux d'exploitation à la carrière de DJEBEL IFRI sont organisés comme suit :

Durant la période hivernale, période estimée à 120 jours, les travaux de culbutage sont à l'arrêt. Le déblocage du tout-venant culbuté depuis la plate-forme du niveau 610 vers la plate-forme de réception du niveau 250 est programmé pour 18 jours par mois. Le déblocage de Tout venant depuis la plate-forme de réception du niveau 250 est assuré par les quatre dumpers de marque BEML de KEDDARA avec un programme de dix (10) jours par mois.

De ce fait le régime de travail est le suivant :

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

Nombre de jours ouvrables	236
Nombre de jours ouvrable pour le culbutage	144
Nombre de jours ouvrables pour le transport du TVC	92
Nombre de jours ouvrable par semaine de travail	07
Nombre de poste de travail par jour	01
Nombre d'heures effectives de travail par poste	09

Tableau III.6 : régime de fonctionnement de la carrière.

IV.4.2.2. Capacité de production :

A. Production annuelle :

La production annuelle en produit fini est de $Q_{pf} = 530000$ t/an.

A cause des rejets qui sont de 12% lors du traitement du minerai, La production annuelle du tout-venant qui entre au concasseur devient :

$$Q_{ec} = 530000 * (1 + 0,12)$$

$$Q_{ec} = 593600 \text{ t/an.}$$

Q_{ec} : La quantité de tout venant entré au concasseur.

Avec compte tenu des pertes générales d'exploitation et de la possibilité de dilution la quantité de roche qui doit être abattue est donnée par la formule suivante :

$$Q_{abattu} = Q_{ec} * \frac{1 + p}{1 - d}$$

p : Les pertes, $p = 1 \div 2\%$, on prend $p = 2\%$;

d: La dilution, $d = 1 \div 2\%$, on prend $d = 2\%$.

$$Q_{abattu} = 593600 * \frac{1 + 0,02}{1 - 0,02}$$

$$Q_{abattu} = 617828.57 \text{ t/an}$$

Avec les pertes de 20% et 30% pendant le culbutage la quantité de tout-venant devient

$$Q_C = 617828.57 * (1 + 0,25) = 772285.71 \text{ t/an}$$

Q_C : La quantité de tout venant culbuté

Pour atteindre la production de 530 000 t/an en produit fini, l'unité doit planifier une production en abattage qui est de **772285.71 t/an**

B. Production mensuelle :

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

$$P_m = \frac{P_a}{n_m} \quad [T/mois]$$
$$P_m = \frac{772285.71}{12} = 64357.14 \quad [T/mois]$$

Où :

n_m : nombre des mois dans une année, qui est égal : 12 mois.

C. La production journalière :

La production journalière à assurer avec une bonne performance des engins miniers est :

$$P_{j/p} = \frac{P_a}{N_{p/j} * N_j} \quad [T/p]$$

N_j : nombre de jours ouvrables par année (pour le culbutage), (326j);

$N_{p/j}$: nombre de postes par jour (1 poste).

$$P_{j/p} = \frac{772285.71}{1 * 326} = 2368.9 \quad [T/p]$$

IV.4.3. Processus d'exploitation du gisement d'ifri : (Fatah, 2007)

IV.4.3.1. Principaux éléments du système d'exploitation :

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

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

IV.4.3.1.1. Le gradin :

Les caractéristiques d'un gradin sont :

La hauteur, le talus, l'angle du talus du gradin, arêtes inférieure et supérieure, enlevures, la largeur des plates-formes de travail supérieur et inférieur.

➤ L'angle de talus du gradin :

Il dépend des paramètres physico –mécaniques des roches et des engins miniers. Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 60° et 80° . Dans notre cas, on prendra un angle de talus $\alpha = 80^\circ$.

IV.4.3.1.2. Plate-forme de travail :

C'est la plate-forme sur laquelle sont disposés les engins principaux et secondaires d'exécution des travaux miniers. Elle est déterminée par les dimensions des engins de chargement, du transport, ainsi que de la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure).

Les paramètres de ce dernier dépendent des propriétés physico-mécaniques des roches, des paramètres de l'explosif (consommation spécifique) et des éléments du système d'exploitation. La largeur minimale de la plate-forme de travail doit permettre un déplacement libre des engins.

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

$$L_{pt} = A + X + C + T + Z, (m)$$

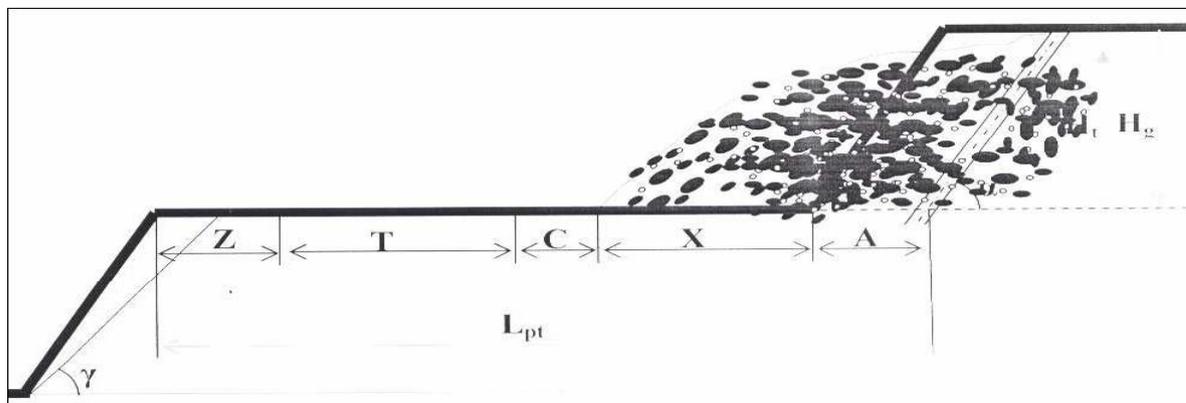


Figure IV.20 : Schéma de la plate-forme de travail (abattage en explosif).

Où :

L_{pt} : Largeur de la plate-forme de travail;

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

A : Longueur de l'enlevure en massif;

X : Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlevure en massif;

C : Berme de sécurité, c'est la distance entre l'arête inférieure du tas et la voie de transport;

T : Largeur de la voie de transport ;

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement;

➤ La valeur de A est déterminée par la formule suivante :

$$A = \frac{W}{\cos(\beta)} \quad (\text{m})$$

W : ligne de moindre résistance = (2.5 à 3.2) m, la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structures du front d'abattage, on prend $w = 2.9$ m,

β : étant l'angle d'inclinaison de trou de mine, ($\beta = 15^\circ$) par rapport à la verticale;

$$\text{Donc, } \quad \mathbf{A = 3 m.}$$

➤ La largeur X est calculée par la relation suivante :

$$\mathbf{X=A (2 Kf \times (Hg / Ht) - 1), (m).}$$

Kf : coefficient de foisonnement des roches, (1.6) ;

Hg : hauteur du gradin, (m);

Ht : hauteur du tas $(0.5 \div 0.9) \times Hg$, (m); et pour les calcaires $Ht = 0,7 \times Hg$

Si $Hg = 15\text{m} \Rightarrow Ht = 0,7 \times 15 = 10.5 \text{ m}$

$$\text{On trouve } \mathbf{X = 4.11 m}$$

➤ La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$\mathbf{C = 0,2 \times Hg, (m).}$$

$$\mathbf{Hg = 15\text{m} \Rightarrow C = 3 \text{ m.}}$$

➤ La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$\mathbf{Z = Hg \times (ctga - ctg\gamma), (m).}$$

γ : l'angle de talus de gradin en liquidation, ($60^\circ - 70^\circ$), on prend $\gamma = 65^\circ$;

α : l'angle de talus de gradin en exploitation, 80° ;

$$\mathbf{Hg = 15\text{m} \Rightarrow Z = 2.4 \text{ m};}$$

➤ La largeur de la voie de transport est de :

$$\mathbf{T = 2A + Bc + 2b}$$

A: la largeur du camion (4.5m),

Bc: distance entre deux camions. **Bc = 0.7 - 1.7** .on prend **Bc = 1.5m**

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

b: la largeur de la bande de sécurité (m)

b=0.4-1m. On prend b=1m.

$$T = 12.5m$$

La largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 25.01 m$$

IV.4.3.2. Technologie d'exploitation du gisement :

A. Abatage :

Le choix de la méthode d'abatage des roches dépend des facteurs suivants:

- Type de roches, et leur état naturel;
- Les propriétés physico – mécaniques et technologiques des roches;
- De la productivité de l'entreprise minière;
- des paramètres techniques des engins et des équipements miniers disponibles et des exigences fixées à la qualité du minerai extrait.

L'abatage de la roche dans le gisement du djebel ifri se fait par l'explosif.

B. Plan de tir :

Le processus d'abatage se réalise selon l'ordre suivant :

- Elaboration du plan de tir ;
- Foration des trous ;
- Evacuation du matériel en dehors de la zone dangereuse et acheminement des explosifs vers le gradin ;
- Tir : chargement et bourrage des trous, raccordement de la maille, mise à feu et examen du front.

Les tirs sont réalisés sur quatre rangées de trous inclinés.

1. Paramètres du plan de tir :

Une bonne connaissance des explosifs et accessoires de mines, ainsi que l'expérience acquise dans les chantiers sont d'une grande utilité pour l'élaboration d'un bon plan de tir qui permettra au mineur d'obtenir et d'atteindre les résultats désirés.

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

Le plan de tir donc prend en considération ces objectifs en appréciant les paramètres suivant :

a- Diamètre du trou "D" :

Le diamètre du trou sert à déterminer la quantité d'explosif par unité de longueur. Il est choisi en fonction de la granulométrie et de la hauteur du gradin.

• Choix du diamètre de foration :

Le choix du diamètre de foration dépend de différents facteurs :

- Nature de la roche à abattre, dureté, abrasivité;
- Homogénéité, taille du massif;
- Production journalière désirée, fragmentation recherchée;
- Performances techniques, prix et servitudes du matériel de foration;

Le diamètre du trou est celui du taillant de la sondeuse ATLAS COPCO (D= 89mm).

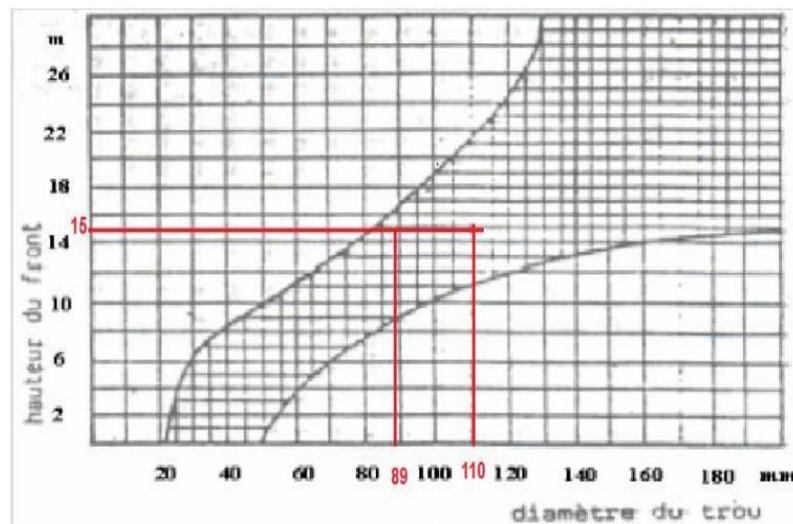


Figure IV.21 : Choix du couple diamètre-hauteur de front

b- Inclinaison du trou "β" :

L'inclinaison du trou est un paramètre qui permet un bon foisonnement de la roche. Une inclinaison entre 10 à 20° par rapport à la verticale peut apporter les avantages suivants :

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

- Meilleure rupture du pied, avec moins d'effet de cratère;
- Allongement du trou, donc des charges explosives plus favorables au rendement;
- Moins de blocs en tête, avec moins d'effet arrière sur le bord du gradin;
- Plus de sécurité car les surplombs sont moindres.

$\beta=15^\circ$ par rapport à la verticale, Ce qui correspond à l'angle du talus du gradin.

c- Banquette maximale (Ligne de moindre résistance)"W_{max}" :

La banquette ou la ligne de moindre résistance est la distance entre le trou et la surface libre du gradin. Elle dépend du :

- diamètre de trou (D).
- La consommation d'explosif (Q_{exp}).
- Le type de l'explosif (la banquette varie proportionnellement à l'énergie de la charge d'explosif).
- La hauteur du front (H_{gr}).

On la détermine à l'aide de la formule pratique suivante :

$$W_{\max} = (40 \times D) / 1000 = 3,56 \text{ m.}$$

Avec D : diamètre du trou, (D= 89mm).

d- Profondeur de sous forage "L_s" :

La sous-foration sert à augmenter l'action du tir dans la partie inférieure du gradin et assure une bonne destruction des roches au niveau du pied du gradin, sa valeur est déterminée par la formule suivante :

$$L_s = 0.3 \times W_{\max} = 1,07 \text{ m.}$$

W_{max} : la banquette maximale, (m).

e- Profondeur de trou "L_t" :

La profondeur du trou est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$L_{tr} = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + L_s = \frac{H_{gr}}{\sin \alpha} + 0.3 * W$$
$$L_{tr} = 16,12\text{m.}$$

Avec:

H_{gr} : hauteur du gradin, (m);

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

Ls : longueur de sous-foration, (m);

α : angle du talus, ($\alpha=85^\circ$)

f- Espacement entre les trous "a" :

L'espacement entre les trous d'une même rangée est donné par la formule suivante :

$$a = 1.25 \times W = 3.5 \text{ m}$$

Où :

W : la banquette pratique qui est donnée par la formule suivante :

$$W = W_{\max} - [(3 \times D) / 1000 + (3 \times Lt) / 100]$$

$$\text{AN : } W = 2.806 \text{ m ; } a = 3,5 \text{ m.}$$

g- Espacement des rangées "b" :

L'espacement entre les rangées est donné par la formule suivante :

$$b = 0,85 \times a = 2.975 \approx 3 \text{ m.}$$

h- Nombre de rangées :

Le nombre de rangées est déterminé par :

Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail);

- La réserve nécessaire des roches abattues;
- La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Dans Le cas de la carrière du gisement ifri le tir est effectué sur 4 rangées de trous.

2. Répartition de la charge

a. Le choix de type de l'explosif :

Le type d'explosif est choisi en fonction :

♦ Des caractéristiques du gisement : nature de la roche, fracturation du gisement, présence éventuelle d'eau dans les trous....

♦ De l'expérience des tirs antérieurs.

♦ Des considérations économiques :

-la charge de fond est constituée d'explosifs brisants en cartouches.

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

-La charge de colonne pourra être continue avec un explosif moins puissant, en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet.

L'unité utilise les explosifs suivants :

1. TEMEX I :

Pour la charge de fond avec :

- ✓ Diamètre de cartouche de 65 mm
- ✓ Longueur de cartouche de 50 cm;
- ✓ Poids de cartouche de 02 kg;

2. Anfomil :

En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

b. Charge explosif de fond (L f) :

La concentration de la charge de fond est donnée par la formule suivante :

$$L_f = (P_c \times 100) / L = 4 \text{ kg / m}$$

Où :

P_c : poids de la cartouche ;(**P_c** = 2 kg).

L : longueur de la cartouche ;(**L** = 50 cm).

• Hauteur de charge de fond théorique (**H_{th}**) :

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_{th} = 0.4 (L_t - H_0) = 5.33 \text{ m}$$

Avec **L_t** : longueur de trou, **H₀** : hauteur de bourrage **H₀** = **W** = 2,8m.

• Hauteur réelle de charge de fond (**H_f**) :

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_f = (N_r \times L) / 100$$

Avec :

L : longueur de la cartouche ;(**L** = 50 cm).

N_r : nombre de cartouches réel qui est donné par la formule suivante :

$$N_r \approx N_{th} = (100 \times H_{th}) / L$$

Où :

N_{th} : nombre de cartouches théoriques, **H_{th}** : hauteur de charge de fond théorique,

$$N_{th} = 10.66 \Rightarrow N_r = 10 \text{ et } H_f = 5 \text{ m.}$$

- **Poids de la charge de fond (Q_f) :**

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_f = N_r \times P_c = 20 \text{ kg}$$

Avec :

N_r : nombre de cartouche real ;

P_c : poids de la cartouche ;(p_c= 2 kg)

- **Hauteur de bourrage "H₀" :**

L'objectif du bourrage est de diminuer les projections et d'améliorer l'effet de gaz des explosifs. Il est réalisé par des matériaux inertes (sable ou terre humide, argile...).

$$H_0 = W = 2,9 \text{ m}$$

- c. **Charge explosive de colonne (L_c) :**

La charge explosive de colonne a pour but d'abattre la partie de la roche au-dessus de la charge de fond. La concentration de la charge de colonne est donnée par la formule suivante:

$$L_c = (D / 2)^2 \times [(3.14 \times \rho_{exp}) / 1000] = 5.60 \text{ kg/ m}$$

Avec :

D : diamètre de trou ;(mm).

ρ_{exp} : densité d'explosif ;(ρ_{exp}= 0,90 g/cm³)

- **Hauteur de charge de colonne (H_c) :**

Elle est calculée par la formule suivante :

$$H_c = L_t - (H_0 + H_f) = 8.22 \text{ m}$$

Avec :

L_t : profondeur de trou, **H₀** : hauteur de bourrage, **H_f** : hauteur de la charge de fond real ;(m)

- **Poids de charge de colonne (Q_c) :**

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_c = (L_c * H_c) + 3.14 \left[\left[\frac{D}{2} \right]^2 - \left[\frac{D_c}{2} \right]^2 \right] * \rho_{exp} * \frac{H_f}{1000} \text{ (kg)}$$

Où :

L_c : charge explosif de colonne (kg/m), **H_c** : hauteur de charge de colonne (m), **D** : diamètre de trou (D= 89 mm), **D_c** : diamètre de la cartouche 65 mm, **ρ_{exp}**= 0,90 g/cm³, **H_f** : hauteur de charge de fond real

$$Q_c = 59 \text{ kg}$$

d. Poids total d'explosif par trou (Q_{ch}) :

La quantité totale de la charge d'explosif dans un trou est la somme des charges d'explosif de colonne et de pied.

Donc la quantité de charge d'explosifs dans un trou est :

$$Q_{ch} = Q_f + Q_c = 79 \text{ kg}$$

e. Hauteur totale de la charge d'explosif dans un trou (H_{ch}) :

La longueur totale de la charge d'explosive dans un trou est la somme entre la longueur d'explosif de colonne et de pied. Donc la longueur totale de la charge d'explosif dans un trou :

$$H_{ch} = H_f + H_c = 13.22 \text{ m}$$

f. Consommation spécifique d'explosif (Q_s) :

La consommation spécifique de l'explosif correspond à la consommation nécessaire pour l'abattage de 1 m³ de roche. La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$Q_s = (Q_{ch} \times 1000) / (W \times a \times H_{gr} \times \rho) = 199 \text{ g/tonne}$$

Avec :

Q_{ch}: poids total d'explosif par trou, **W** : banquettes pratique, **a** : espacement entre les trous de mine, **H_{gr}** : hauteur de gradin ;(m), **γ** : densité de la roche abattu (γ= 2,7)

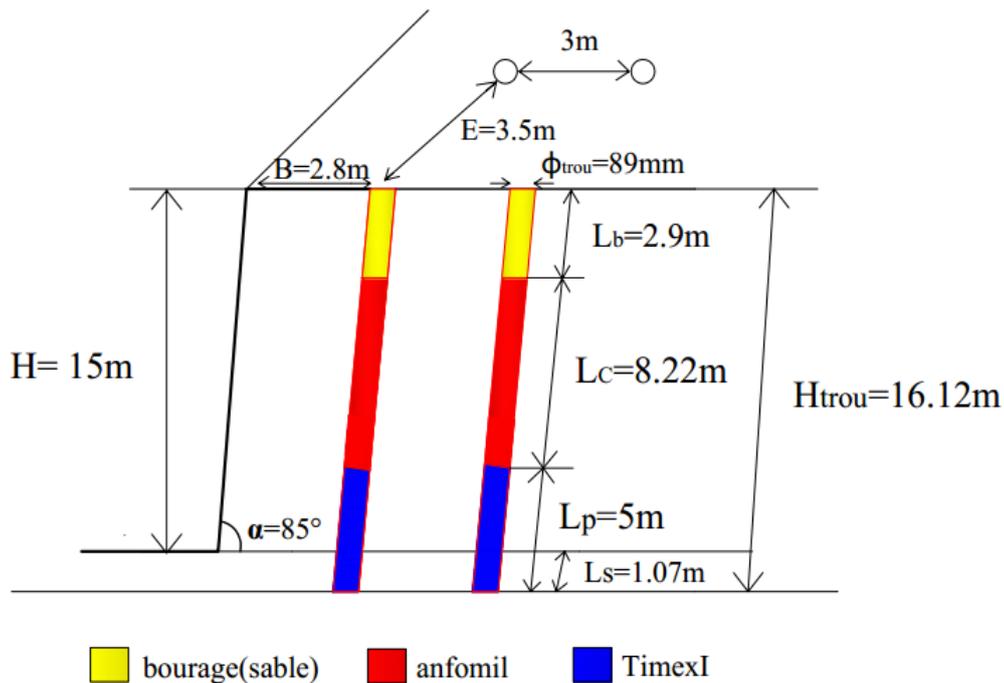


Figure IV.22 parametres des plan de tir

C. chargement:

Le chargement des roches abattues s'effectue par les chargeurs sur pneu. L'unité dispose de 03 chargeurs :

- Un chargeur KOMATSU WA600 de 06 m³ de capacité de godet
- Deux chargeurs CATERPILLAR 988 H de 07 m³ de capacité de godet

Le rendement d'un chargeur de type CATERPILAR de 7 m³ est déterminé par l'expression suivante :

$$R_{ch} = (3600 * V * K_r * T * \gamma * K_u) / (t_{cx} K_f) ; (t / p)$$

Où :

V : la capacité du godet de la chargeuse en (7 m³).

K_f : coefficient de foisonnement (K_f = 1,6).

K_r : coefficient de remplissage du godet de la chargeuse (K_r=0.85) ;

T : durée d'un poste de travail (T = 9 heures) ;

γ : masse volumique apparente; γ = 2.7 T/m³ ;

K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail (K_u = 0.70) ;

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

tc : durée d'un cycle de chargement ; tc=40 s ;

$$tc = tr + tpc + td + tpv \text{ (s)} = 20+8+4+8 = 40 \text{ s}$$

tr : temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement tr= 20s.

tpc : temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement;

tpc= 8s.

td : temps de déchargement du godet ; td = 4 s

tpv : temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus). tpv=8s.

Donc : le rendement du chargeur est:

$$R_{ch} = 5693 \text{ T/poste.}$$

Le Nombre de chargeurs nécessaire est donné par la formule suivante:

Le rendement de chargeurs est supérieur à la production journalière, un chargeur suffit pour le chargement.

D. Transport de la matière :

Le transport de la matière dans la carrière est l'un des principaux processus lors de l'exploitation des mines à ciel ouverts. Il influe sur le prix de revient des minéraux utiles. Le but principal du transport est le déplacement de la matière utile à partir de la carrière (point de chargement) jusqu'au concasseur primaire (point de déchargement).

- **Nombre de godets nécessaires pour le chargement d'un camion :**

Le nombre de godets nécessaires pour le chargement d'un dumper ASTRA RD32 est égal à **4 godets**.

- **La durée de chargement d'un camion :**

La durée de chargement d'un camion de type ASTRA RD 32 est calculée par la relation suivante :

$$T_{ch} = N_g \times t_c = 160 \text{ s}$$

tc : la durée d'un cycle de la chargeuse. tc= 40 secondes.

Ng : nombre de godets nécessaires pour le chargement d'un camion

- **Rendement des camions :**

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

Le rendement d'un camion est déterminé par la formule suivante :

$$R_c = (3600 \times Q_c \times T \times K_{ch} \times K_u) / T_c ; (t / p)$$

D'où :

Q_c : capacité de la benne du camion,

T : la durée d'un poste de travail ($T=9$ heures) ;

K_{ch} : coefficient de chargement du camion ; $k_{ch} = 0.85$.

K_u : coefficient d'utilisation du camion durant un poste de travail 0,6

t_c : le temps de réalisation d'un cycle ;

$T_c = t_a + t_{ch} + t_r + t_d + t_m$

IV.5. Le traitement : [20]

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

La première est composée de trois étages (concasseur primaire giratoire, trois concasseurs secondaires : un à percussion et les deux autres giratoires, et un concasseur tertiaire giratoire) et six cribles. La seconde est composée de deux cribles, un concasseur à percussion et cinq silos de stockage. La dernière installation est composée d'un concasseur à percussion et un crible de deux étages.

IV.5.1 Description des installations de concassage de l'unité de Keddara :

IV.5.1.1 Installation BABITLESS :

L'installation BABITLESS contient deux stations (primaire et secondaire).

1. station primaire :

Le tout venant avec une grosseur de 970 mm maximal transporté par les camions dumpers de l'exploitation est déversé dans la trémie de réception. La fraction supérieure à 200 mm sélectionnée par un alimentateur passe dans le concasseur giratoire de marque BABITLESS type BP 38 DD, d'un débit théorique de 800 T/H où elle subit une réduction à 200 mm. Le produit qui en résulte, 0/200, est acheminé par voie du convoyeur repère 08 vers un stock tampon d'une capacité de stockage de 3000 m³. La fraction inférieure à 200 mm passe à travers la grille d'un crible à deux

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

étages avec une maille de 40 mm à l'étage inférieur. Une goulotte by pass oriente le tout-venant (0/200) en fonction de sa qualité.

a. Tout venant de bonne qualité:

La goulotte by pass fermée et le tout-venant rejoint le convoyeur repère 08.

b. Tout venant de mauvaise qualité :

La goulotte ouverte, le tout-venant est séparé en deux fractions où la fraction 0/40 est dégagée par voie du convoyeur repère 05 pour être entreposée et vendue comme stérile et la fraction 40/200 passe directement dans le convoyeur repère 08 pour être déposé dans le stock tampon.

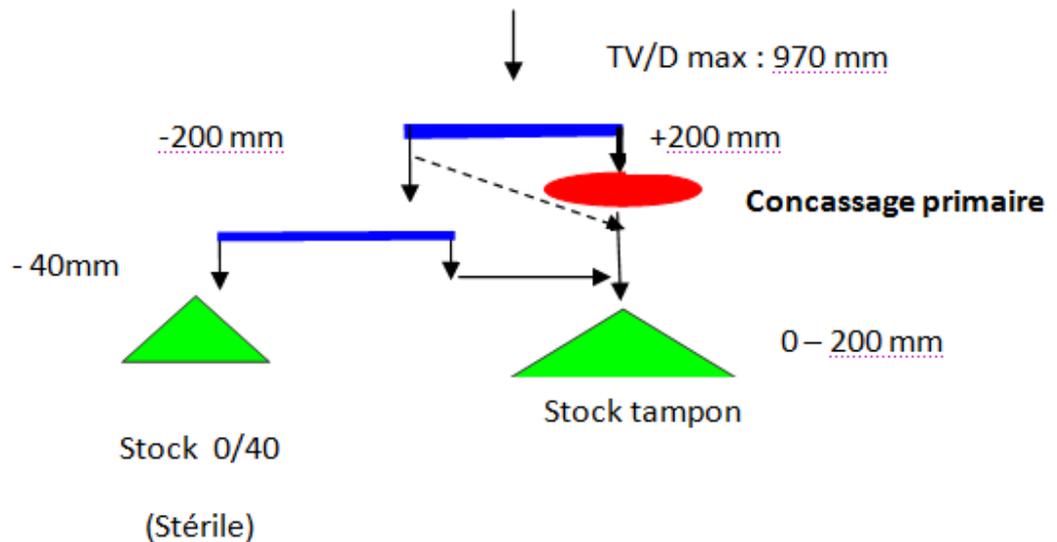


Figure III.23 : Schéma technologique de l'installation BABITLES primaire

2. Station secondaire :

Le produit du chapeau chinois avec une grosseur de 0-200 mm est soumis dans un premier temps à un criblage dans un crible à deux étages où la fraction inférieure à 40mm est extraite du processus comme produit marchand et la fraction (+40-200 mm) passe par un concasseur à percussion de marque KRUPP HAZMA type APS1313K d'un débit de 300 t/h en 0/70 mm dont 27% supérieur à 25 mm.

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

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

➤ **Fractions du premier crible :**

- Fraction supérieure à 70 mm avec la possibilité de la remettre dans le cycle pour un concassage dans le percuteur,
- Fraction (-70 +40) mm avec la possibilité de la réduire à 25 mm dans un concasseur giratoire de marque BABITLESS type BS704N à un débit de 120 t/h.

➤ **Fractions du deuxième crible :**

- Fraction (-40 + 25) mm avec la possibilité de la soumettre soit au concasseur BS704N, soit à un autre concasseur giratoire de la même marque précédente - de type BS704EG - d'un débit de 120 t/h pour une réduction à 25 mm,
- Fraction (-25 +15) mm avec la possibilité de la réduire soit dans le concasseur BS 702 d'un débit de 30 t/h pour une réduction à 15 mm pour une opération de concassage tertiaire.

➤ **Fractions du troisième crible sans recyclage :**

- Fraction (-15 +8) mm,
- Fraction (-8 +3) mm,
- Fraction (-3 +0) mm

Chapitre IV : processus et technologie d'exploitation du gisement

Le produit issu du broyeur à percussion TAURO 30 P est dirigé vers un crible sur silos à 4 étages avec des toiles à mailles carrées de 25 mm, 15 mm, 8 mm et 3 mm en commençant par l'étage supérieur.

Les fractions issues du crible représentent le produit fini de l'installation, sont déversés dans leurs silos respectifs:

Fraction supérieure à 25 mm

Fraction 15/25 mm

Fraction 8/15 mm

Fraction 3/8 mm

Fraction 0/3 mm

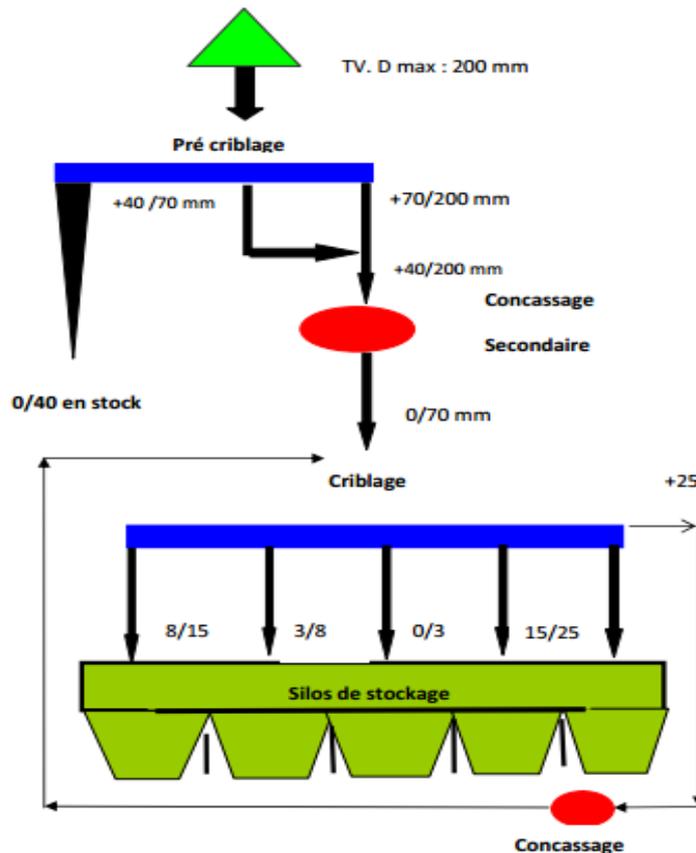


Figure IV.25 : schéma technologique de station ARJA

IV.5.1.3 Station de sable ARJA :

La station de sable ARJA est alimentée à partir des deux silos des deux granulométries 25/40 et 40/70 de la station BABBITLESS par voie du convoyeur de la recomposition. Le produit est soutiré des silos à l'aide de deux extracteurs et est déversé dans un petit silo de 25 m³ de capacité.

Le produit du silo est soutiré par un extracteur à balourd pour alimenter l'appareil principal de la station, soit le broyeur à percussion PISCIS 3000 RP.

Le produit issu du broyeur à percussion est dirigé vers deux cribles à deux étages montés en parallèle, où la fraction inférieure à 04 mm avec un débit de 108 T/H, représentant le produit fini de l'installation est déversé dans un silo de 90 m³.

La fraction supérieure à 04 mm est remise dans le cycle de classification du recyclage de la station secondaire BABBITLESS (convoyeur repère 30).

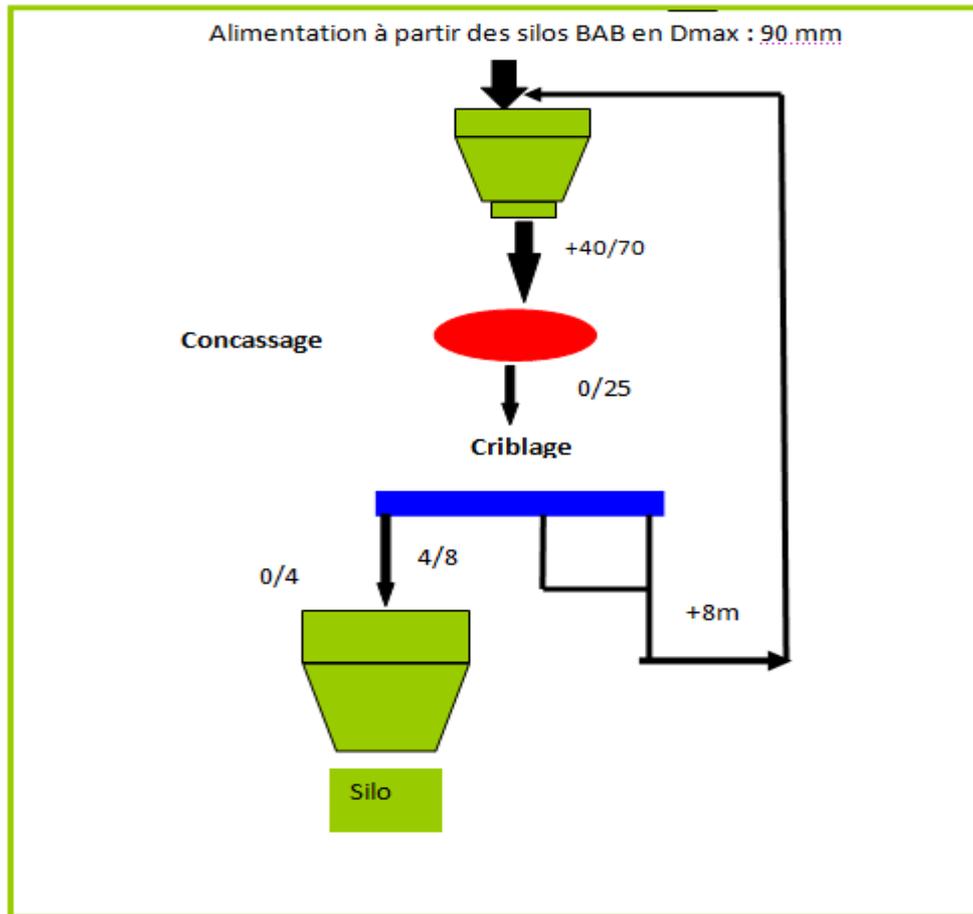


Figure IV.26 : schéma de la station de sable ARJA

IV.6.Conclusion :

Pour l'exercice de 2012 l'exploitation n'a pas atteint ces objectifs ce qui est due à la méthode du culbutage et la limitation de la quantité d'explosifs.

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Chapitre V :

V.1 Introduction :

Le transport des minerais dans les carrières et mines à ciel ouvert se fait généralement à l'aide des camions ou bien par culbutage dans le cas où le relief du gisement présente une forte pente pour assurer le déblocage de minerais. Vu que le transport a une grande influence sur le régime de fonctionnement de tous les travaux miniers donc il faut choisir la bonne méthode en respectant les normes de sécurité et de l'environnement. Le coût du transport par camions dans les mines exploitées à ciel ouvert, représente en général 30 à 50% des frais d'exploitation de la mine.

Ce chapitre montre une étude comparative des trois variantes de transport du point de vue technique, économique et environnemental.

V.2. Exigences du transport : [21]

Afin de réaliser une exploitation dans les règles de l'art, les exigences du transport doivent être en accord avec :

- Distances minimales de transport ;
- Réduction de temps morts et augmentation de rendement des engins de chargement
- Paramètres des moyens du transport doivent correspondre à ceux des engins de chargement ainsi qu'aux propriétés des roches transférées ;
- Sécurité du travail ;
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

V.3. Les variantes de transport :

Les trois variantes de transport au niveau de la carrière sont les suivants :

- culbutage de tout venant jusqu'à la plateforme de réception (niveau 250 m) puis le transporter par des camions vers la station de concassage au niveau 200 m.
- utilisation de la piste qui est déjà réalisée de longueur de 8Km.

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

- Transport direct par des camions du niveau 610 jusqu'à la station de concassage en utilisant la piste proposée.

V.3.1. Première Variante (le culbutage) :

Dans la montagne du gisement IFRI, il y a deux ravinelements reliant le niveau 610 m au niveau 250 m dont ils sont aménagés pour l'évacuation du tout-venant par gravité. Cette évacuation est assurée par la pente de ces couloirs qui est de 40%. Dans ce cas le transport se fait en deux parties :

- Partie supérieur : de la zone d'exploitation jusqu'au couloir de culbutage.
- Partie inférieur : de la plate-forme de réception jusqu'à la station de concassage.

Pour des normes de sécurité, les travaux d'exploitation à la carrière de DJEBEL IFRI sont organisés comme suit :

Durant la période hivernale, période estimée à 120 jours, les travaux de culbutage sont à l'arrêt. Le déblocage du tout-venant culbuté depuis la plate-forme du niveau 610 vers la plate-forme de réception du niveau 250 est programmé pour 18 jours par mois.

Le transport du Tout-venant depuis la plate-forme de réception du niveau 250 jusqu'à la station de concassage est assuré par les quatre dumpers de marque BEML de KEDDARA avec un programme de dix (10) jours par mois.

- Nombre de jours ouvrables	236 jours/ans
- Nombre de jours ouvrable pour le culbutage	144jours/ans
- Nombre de jours ouvrables pour le transport du TVC	092jours/ans
- Nombre de jours ouvrable par semaine de travail	007 jours/semaine
- Nombre de poste de travail par jour	001 poste/jours
- Nombre d'heures effectives de travail par poste	009heure/poste

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

V.3.1.1. travaux de réalisation et d'aménagement des deux couloirs, les plateformes de réception et le pont : [22]

A. Les travaux d'aménagement des deux couloirs :

L'aménagement du couloir naturel de culbutage est déjà réalisé pour permettre d'acheminer le tout-venant vers la plateforme de réception. Cela consistait à éliminer les contraintes suivantes :

- Le blocage subi par le tout-venant pendant le culbutage.
- L'éjection d'une partie du tout venant en dehors du lit des couloirs lors du même culbutage.

Les matériels nécessaires pour la réalisation de ces travaux sont résumés dans le tableau ci-après :

Destination	Durée	Disponibilité	Etat
Marteau perforateur	150 jours	Oui	Bon
Compresseur	150 jours	Oui	Vétuste

Tableau IV.7

B. plateforme de culbutage :

Le culbutage est réalisé à partir de la plateforme du niveau 590m. Pour aménager cette plateforme il a fallu Les moyens résumés dans le tableau ci-dessous :

Destination	Durée	Disponibilité
Bulldozer	60 jours	Non
Pelle excavatrice avec marteaux brise roches	60 jours	Non

Tableau IV.8

C. Aménagement de la plateforme de réception niveau 250 :

Cette plateforme de 80 m de longueur et 40 m de largeur sous forme de demi-cercle servira comme plateforme de réception et de stockage du tout-venant culbuté et comme plateforme de travail lors du chargement et transport vers les stations.

A son état actuel, la plateforme nécessite des travaux d'aménagement qui consiste au dégagement d'un volume de stériles estimé de 12 000 m³, et élargissement de la plateforme en utilisant 4 tirs à l'explosif (foration et tirs), le volume à abattre est estimé à 25 000 m³.

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Après aménagement la plateforme sera de forme ovale avec un grand rayon de 100 et un demi-rayon de 60 m et une superficie de 4 8000 m² avec un volume a stocké de 34 000 m³.

Paramètres	Unité
Diamètre	89 mm
Longueur du trou	15 m
Charge	49 Kg
Distance entre les trous	3.5 m
Distance entre les rangées	3 m

Tableau V.9 : Paramètre du tir pour l'aménagement de la plateforme

Le matériel nécessaire pour la réalisation de ces travaux est défini dans le tableau ci-après :

Destination	Durée	Disponibilité
Bulldozer	En cas de besoins	Non
Chargeurs	120 jours	Oui
Dumpers 27 T	120 jours	Oui
Chariot de foration	60 jours	Non

Tableau IV.10

D. Aménagement du pont :

Les travaux d'aménagement qui ont été effectués pour assurer le passage des dumpers sont les suivants :

- Nettoyage des accumulations de l'oued au niveau du pont.
- Débouchage des buses.
- Elargissement du pont.
- Gabionnage.

Désignation	Durée	1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	
1 Aménagement du couloir et de la plateforme de culbutage	150j	➔										
2 Aménagement de la plateforme de réception niveau 250	120j		➔									
3 Elargissement du pont niveau 250	90j			➔								

Tableau IV.11 : Planning de réalisation des travaux préparatoires

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

V.3.2. Deuxième variante (la piste réalisée) :

Cette piste ne peut pas être utilisée pour le transport du tout-venant à cause de sa longueur qui est de 8km, la pente qui dépasse 10% dans quelques zones et le nombre important des virages elle n'est utilisée que pour l'Access au gisement.

Sur la base du calcul de temps de réalisation de la piste proposée on estime le temps de réalisation de cette piste par 605 jours.

V.3.3. Troisième variante (la piste proposée) :

A cause des derniers travaux au niveau de la carrière de KADDARA (assèchement et exploitation de la partie inondée) qui touche l'ancienne piste reliant la plateforme de réception du gisement d'IFRI (niveau 250m) à la station de concassage (niveau 200m) ; nous proposons une autre piste qui remplace cette dernière passant par la zone d'exploitation actuelle sur la berme de transport du niveau 188 m qui est de 12 m de largeur comme elle est indiquée sur le plan.

V.3.3.1 Les caractéristiques de la piste :

A. La longueur :

- **Situation au cours de l'exploitation de la partie inférieure de kaddara :**

Cette piste est constituée de deux parties, la première partie est celle proposée l'année passée qui démarre du niveau 590 m jusqu'au point A avec une longueur de 4.5km.

La deuxième partie démarre du point A jusqu'à la station de concassage avec une longueur de 1,3km. Elle est presque plate dans toute sa longueur sauf dans les deux zones indiquées en bleu.

La piste proposée passe par les trois niveaux 188m (berme de transport) ,190 et 200 les longueurs et les pentes de la piste sont indiquées sur le tableau suivant :

tronçon	niveau	Longueur (m)	Pente(%)
1	190-188	128.96	1.55
2	188	1011.04	plate
3	188-200	160	7.5

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

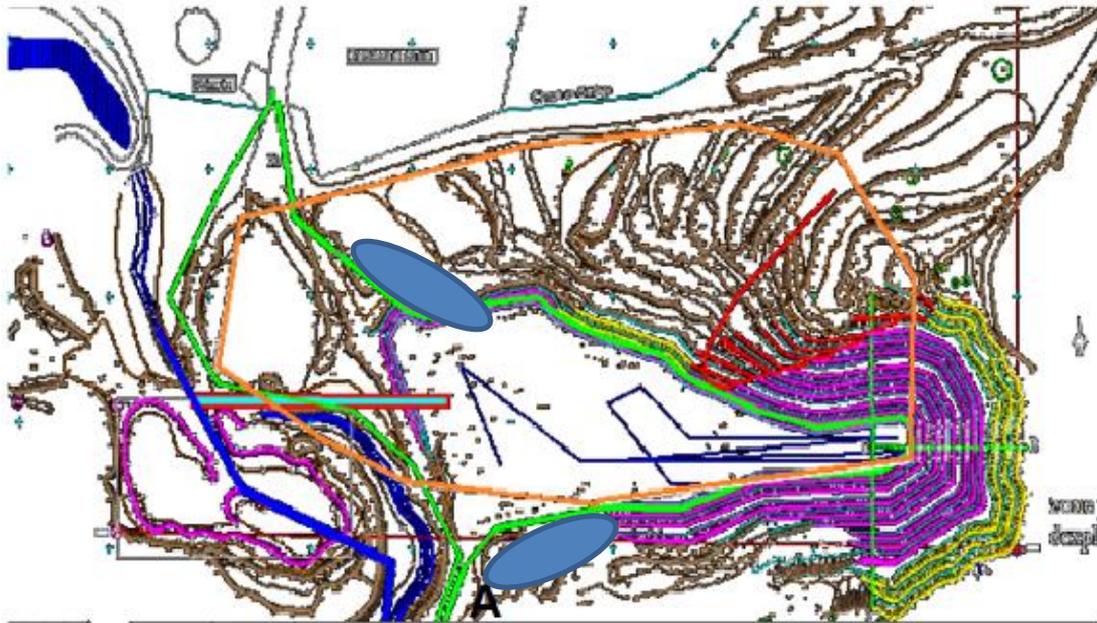


Figure IV.27 : Le trajet de la piste au niveau de la carrière de Keddara

- **Situation finale :**

La première partie de la piste reste toujours la même La deuxième partie est de 1 km de longueur, elle est constituée de 6 tronçons et 3 virages à partir du point A jusqu'à la station de concassage le tableau suivant donne les longueurs et les pentes de chaque tronçon.

Tronçon	niveau	Longueur (m)	Pente(%)
1	190-176	177	7.9
2	176-164	180	6.6
3	164	184	0 (plate)
4	164-188	269	8.9
5	188-194	120	5
6	194-200	130	4.6

Tableau 12 : les différents paramètres de la piste

Si on utilise la berme de transport qui est de longueur 1.6 Km la longueur totale de la piste devient 6.1 Km.

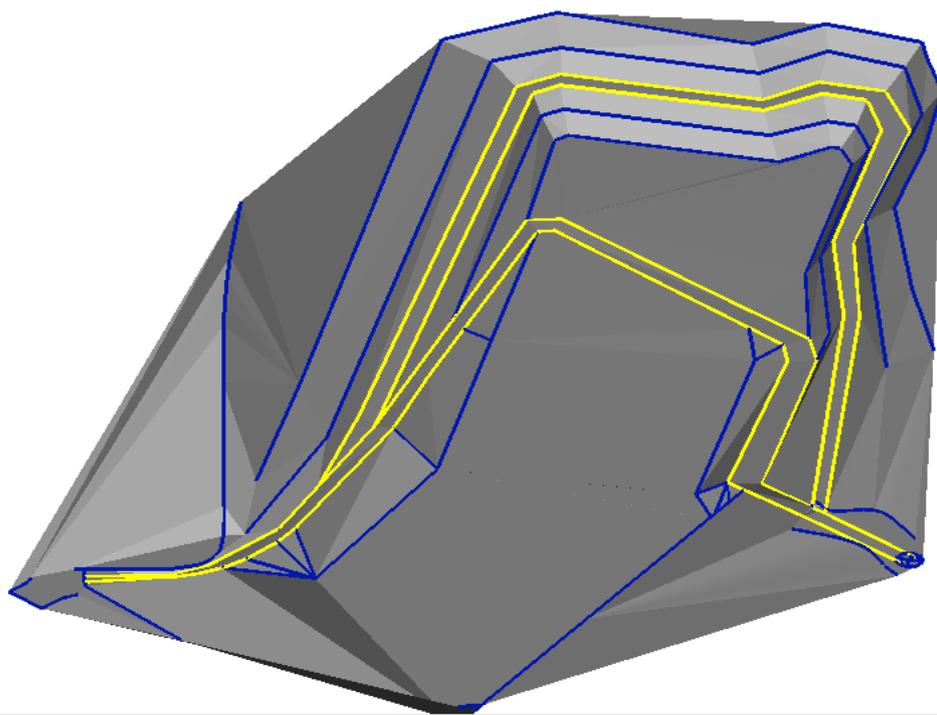
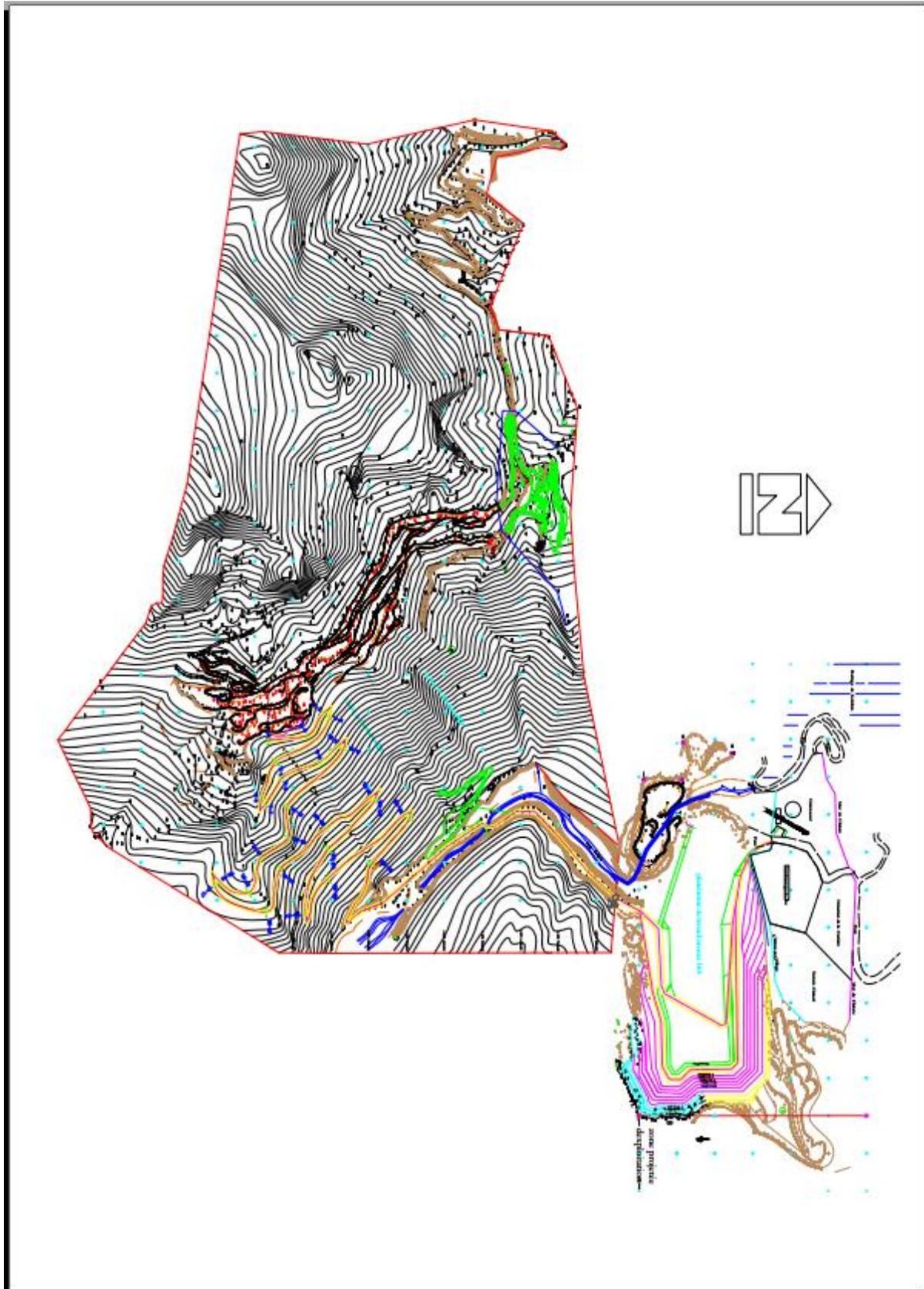


Figure IV.28 : Vue 3D de la situation finale

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues



Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

B. La largeur

La largeur de la piste dépend des dimensions de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation.

Circulation à une seule voie (pour les pistes secondaires) :

$$T = a + (2 \times C) + r$$

Où :

T : c'est la largeur de la piste ;

a : largeur de la benne du camion, (a = 4 m);

C : largeur de la bande de sécurité, (m) ;

$$C = 0.5 + 0.005 V$$

Où :

V : c'est la vitesse moyenne de circulation des camions (V = 25 km / h).

$$\text{Donc : } C = 0.62 \text{ m}$$

Alors,

$$T = 4 + (2 \times 0.62) = 5.24 \text{ m}$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à une seule voie est :

$$T = 5.24 \text{ m.}$$

Circulation à double voie (pour la piste principale) :

$$T = 2 \times (a + C) + X + r$$

Où :

r : La largeur de la rigole d'évacuation d'eau = 0.5 m.

X: distance entre les bennes des camions, X = 2×C [m].

$$X = 1.24 \text{ m}$$

Alors,

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

$$T = 2 \times (4 + 0.62) + 1.24 + 0.5 = 8.98 \approx 10 \text{ m.}$$

Donc, la largeur de la piste pour une circulation à double voie est :

$$T = 10 \text{ m.}$$

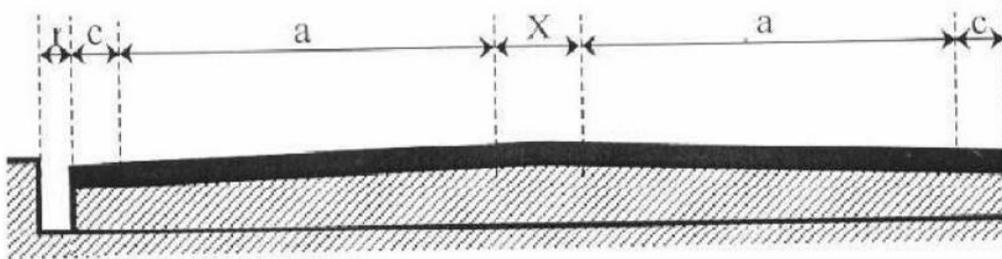


Figure IV.29 : Largeur de la piste à double voies

C. Largeur de la piste en virage :

A cause de difficulté de conduite et le problème de surplomb des camions dans les virages, la largeur de virage doit être augmentée afin d'assurer la circulation des camions.

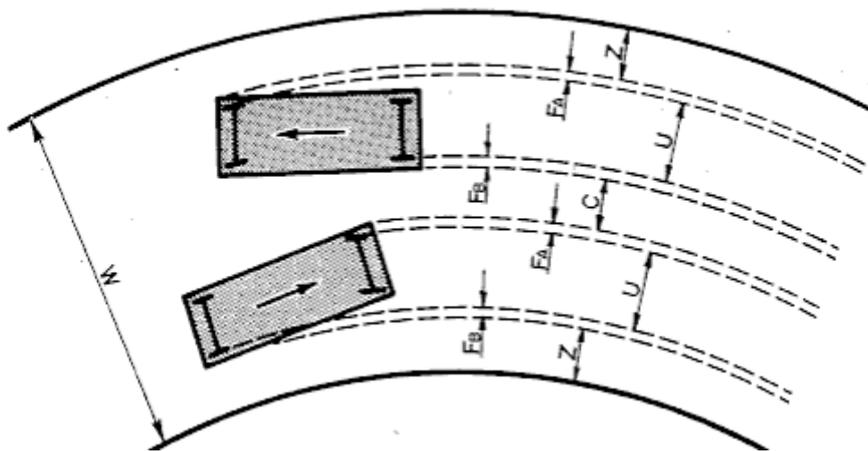


Figure IV.30 Largeur de la piste en virage

On calcule la largeur de la piste par la formule suivante :

$$W = 2 (U + F_A + F_B + z) + c$$

$$c = z = \frac{1}{2} (U + F_A + F_B)$$

U: la largeur du camion (centre à centre des pneus).

F_A : la largeur de surplomb avant

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

F_B : la largeur de surplomb après

C : dégagement latéral total

Z : largeur supplémentaire due à la difficulté de conduite en virage.

La largeur du camion est de 4m et on prend $F_A=F_B=1m$

$$W= 21m.$$

D. Berme de sécurité dans les pistes :

Pour de raisons de sécurité on fait une berme garantissant la stabilité de la piste et aussi protège les engins contre le glissement les dimensions sont indiquées sur la figure suivante

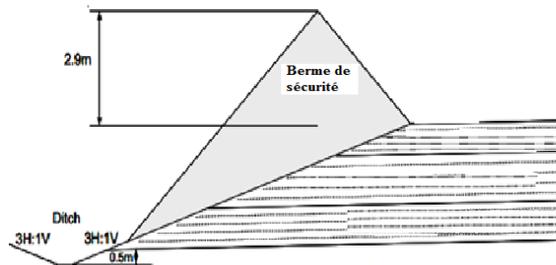


Figure IV.31 : Berme de sécurité dans les pistes

E. Matériaux de construction des couches de la piste :

La réalisation des chaussées capables de supporter la circulation des engins en générale est constituée de trois couches qui sont les suivantes :

- Couche de fondation :
- Couche de base : elle est constituée du sable
- Couche de surface : elle est généralement constitué du gravie et d'une épaisseur de 0,2m.

Pour la piste que nous étudions la couche des roches calcaires n'est pas profonde il suffit de faire la couche de surface.

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

V.3.3.2 Etapes et matériels nécessaires pour la réalisation de la piste :

Déforestation et terrassement : un bulldozer à chenille d'une capacité de 14 m³

Nivellement : niveleuse automotrice

Ensoleillement latérale :

Extraction de matériaux : bulldozer, chargeur frontal.

Transport de matériaux : dumper BEML.

Compactage : rouleau à pneu tracté de 10 à 13 T.

V.3.3.3 Calcul de temps nécessaire pour la réalisation de la piste :

a. Calcul du volume :

Les volumes du déblai et du remblai nécessaire pour la réalisation de la piste sont donnée en annexe

Les volumes totaux du remblai et déblai sont respectivement 57688,33m³, 55614,9 m³. Les de chaque tronçon sont données dans l'annexe.

Puisque le volume de déblai est inférieur au volume de remblai, Il faut transporter 2073.43 m³.

• Couche de gravie

Le volume de gravie nécessaire pour la réalisation de la couche est le suivant :

$$V=W*L*E$$

Où

W : la largeur

L : la longueur

E : l'épaisseur de la couche

$$V=6000m^3$$

b. Calcul de rendements des engins utilisés : [23]

b.1 bulldozer

Les pousseurs ou boteurs appelés « bulldozer », peuvent servir à plusieurs opérations de terrassement. Les pousseurs sont utilisés pour le décapage et l'essouchement, pour le refoulement du déblai, pour le réglage initial des remblais et finalement pour assister les décapeuses « scraper » lors de leur chargement.

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Toutefois, c'est lors des opérations de décapage et de refoulement que le pousseur est le plus souvent utilisé. Son cycle de production est composé de quatre étapes; poussée de refoulement avant, inversion de marche, recul et inversion de marche. La production d'un pousseur se calcule à partir de la formule suivante :

$$\text{Production horaire} = \text{Temps effectif de travail par heure} / (\text{Durée du cycle} \times \text{volume de refoulement})$$

Munis d'une lame de type universel ou en « U », les pousseurs obtiennent de bonnes productions lors du refoulement de déblai en autant que les distances de refoulement soient assez modestes (moins de 230 m). Par rapport à une lame standard, une lame en « U » permet une augmentation d'environ 20% de la production. La nature du sol refoulé a également une incidence sur la productivité des pousseurs. Ainsi, la production des bouteurs dans des sols granulaires (sable et gravier) est supérieure à la production pour des roches et des terres argileuses.

Pour notre cas on utilise un pousseur pour réaliser le décapage de sol argileux et du refoulement. La lame de type universel « U », possède une capacité de 14 m³. La distance de refoulement est de 220 m. L'inversion de marche prend 1,5 secondes. Le refoulement se réalise en première vitesse (3,8 km/h) tandis que la marche arrière se fait en troisième (7,9 km/h).

Donc la production journalière de ce pousseur sachant que le taux de travail est sur une durée de travail journalier de 9 heures.

Analyse du cycle

Refoulement + inversion de marche+ recul + inversion de marche

Durée du cycle

$$\text{Durée en minute} = (220 \text{ m} \div 3\,800 \text{ m}/60 \text{ min}) + (1,5 \text{ s}/60 \text{ s}/\text{min}) + (220 \text{ m} \div 7\,900 \text{ m}/60 \text{ min}) + (1,5 \text{ s}/60 \text{ s}/\text{min}) = 3,47 + 0,025 + 1,67 + 0,025 = 5,19 \text{ minutes}$$

Production horaire

$$\text{Production} = 55 \text{ min} / (5,19 \text{ min}/\text{cycle} \times 14 \text{ m}^3 \times 0,95) = 141,0 \text{ m}^3/\text{h}$$

Production journalière

$$\text{Production journalière} = 141,0 \text{ m}^3/\text{h} \times 9 \text{ h}/\text{j} = 1\,269 \text{ m}^3/\text{j}$$

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

b.2 niveleuse

Les niveleuses sont utilisées à plusieurs fins comme le déneigement, le réglage primaire et l'épandage. Toutefois, son application la plus utile lors de travaux de terrassement en chantier routier demeure le profilage des sections de remblai, des fossés et des talus. Ces opérations de profilage nécessitent plusieurs passes. L'exploitation efficace des niveleuses requiert beaucoup d'adresse et d'expérience de la part de l'opérateur.

Les niveleuses sont munies de transmission qui compte plusieurs rapports en marche avant et plusieurs rapports en marche arrière. Cela permet à l'opérateur de sélectionner le meilleur rapport compte tenu de la délicatesse du profilage à réaliser.

Un opérateur expérimenté sera en mesure de déterminer la longueur optimale des passes en considérant plusieurs paramètres dont la nature du matériau, la sécurité, et l'organisation du chantier. La valeur idéale de la distance de chacune des passes se situe normalement entre 75 et 250 m.

La production horaire d'une niveleuse qui doit réaliser quatre passes de profilage pour chaque tronçon de 100 m. L'inversion entre la marche avant et arrière ainsi que l'ajustement de la hauteur de la lame requiert 4 secondes. La vitesse avant moyenne sera de 3,8 km/h tandis que celle arrière sera en moyenne de 18,6 km/h. L'habileté de l'opérateur permettra de passer directement de la quatrième passe à la première passe du tronçon suivant. Le taux de travail est de 55 minutes par heure.

Analyse du cycle

- vitesse avant profilage de la 1^{ère} passe, inversion de marche et ajustement de la hauteur de la lame, vitesse arrière recul, inversion de marche et ajustement de la hauteur de la lame.
- vitesse avant profilage de la 2^{ième} passe, inversion de marche et ajustement de la hauteur de la lame, vitesse arrière recul, inversion de marche et ajustement de la hauteur de la lame
- vitesse avant profilage de la 3^{ième} passe, inversion de marche et ajustement de la hauteur de la lame, vitesse arrière recul, inversion de marche et ajustement de la hauteur de la lame
- vitesse avant profilage de la 4^{ième} passe

Durée du cycle pour le profilage de 100 m

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

$[(0.1 \text{ km} \div 3.8 \text{ km/h} \times 60 \text{ min/h}) + (4 \text{ s} \div 60 \text{ s/min}) + (0.1 \text{ km} \div 18.6 \text{ km/h} \times 60 \text{ min/h}) + (4 \text{ s} \div 60 \text{ s/min})] \times 3 \text{ passes}] + (0.1 \text{ km} \div 3.8 \text{ km/h} \times 60 \text{ min/h}) = 3.614 \text{ min}$

Production horaire = 100 m/cycle x 55 min/3,614 min/cycle = 1,522 m/h

Production journalière

Dans notre cas la durée d'un poste est de 9 h donc

Production journalière= Production horaire x nombre des heures de poste

Production journalière=1.522*9=13.7 m/j

b.3 compacteur

Les compacteurs servent à stabiliser les sols en diminuant la quantité de vides à l'intérieur de ceux-ci. Il existe trois principes de compaction, la compaction par chocs, par vibration et par roulage.

Les compacteurs sur rouleaux lisses en acier sont des engins assez faciles à opérer. L'expérience de l'opérateur est utile lors du jugement de l'atteinte du compactage requis qui se situe habituellement dans les devis, à environ 95% de l'optimum PROCTOR.

Le rendement d'un compacteur est conditionné par sa vitesse, l'épaisseur de la couche de matériaux ou de sol, du nombre de passes requises pour atteindre la compaction voulue. On détermine la production horaire d'un compacteur à l'aide de la formule suivante :

$$\text{Production Horaire (m}^3\text{/h)} = \text{La} \times \text{V}_{\text{moy}} \times \text{Ep} \times \text{Fo} / \text{Np}$$

Où

La : Largeur des rouleaux du compacteur en mètre.

V_{moy} : Vitesse moyenne de déplacement en kilomètre par heure.

Ep : Épaisseur des couches en millimètre.

Fo : Facteur d'opération qui prend en compte l'inversion de marche, la superposition des passes, l'attente. La valeur de 70% est souvent utilisée pour les compacteurs à rouleaux lisses et vibrants.

Np : Nombre de passes requises.

Dans notre cas on utilise un compacteur qui a les caractéristiques suivantes :

- Rouleaux lisses et vibrants.
- Une largeur de rouleau de 1035 mm. Afin de compacter adéquatement la pierre concassée (0-20mm),

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

- Le compactage se fera par couche de 200 mm d'épaisseur.
- Une vitesse de 2,1 km/h et en 4 passes.

La production horaire

Production horaire (m^3/h) = $1,035 \text{ m} \times 2,1 \text{ km/h} \times 200 \text{ mm} \times 70\% / 4 = 76.07 \text{ m}^3/h$

Production journalière = Production horaire x nombre des heures de poste

Production journalière = $76.07 \times 9 = 684.65 \text{ m}^3/j$

c. Calcul de temps nécessaire pour la réalisation de la piste

- Pour les travaux de terrassement (bulldozer)

Production journalière = $141,0 \text{ m}^3/h \times 9 \text{ h/j} = 1\,269 \text{ m}^3/j$

Pour le déblai $t=44j$

Pour le remblai $t=46j$

Donc la moyenne est $45j$

- Pour les travaux de nivellement (niveleuse)

La longueur de la piste est de 3000 m

Production journalière du niveleuse = 13.7 m/p (m/j)

Donc le temps nécessaire pour le nivellement est de 219 j

- Pour les travaux de compactage

Production journalière = $684.65 \text{ m}^3/p$

Le volume à compacter est $V=6000 \text{ m}^3$

Donc le temps

$$t = V/p_j$$

$$t = 6000/684.65 = 9j$$

Vu que le temps de nivellement est plus grand que ceux de terrassement et de compactage donc pour ces deux derniers on prend seulement le temps nécessaire pour le terrassement du premier tronçon de la piste (0.5Km) qui est de 8 jours.

Le temps total de la réalisation de la piste est celui de nivellement plus les 8 jours du terrassement du premier tronçon.

$$T_{\text{total}} = 227 \text{ jours}$$

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

V.4. Coûts des travaux d'infrastructures minières : [24]

A. Variante (1)

A.1 Les coûts de réalisation du couloir :

L'entreprise a estimé le coût de réalisation du couloir et des plateformes par 33600 KDA.

A.2 Les coûts de réalisation de la piste :

Sur la base d'un ratio de 3750KDA/Km. La longueur de la piste du niveau 250 m jusqu'à la station de concassage est de 2.8 Km.

Donc le coût de l'aménagement de la piste (2.8 Km) est de $3750 \times 2.8 = 10500$ KDA

B. Variante (2)

ALGRAN a estimé le coût de l'aménagement de la piste (8 Km) par 30000 KDA.

C. Variante (3) :

C.1 Aménagement de la piste d'accès

La longueur de la piste du niveau 590 m jusqu'à la station de concassage est de 5.8 Km.

Donc le coût de l'aménagement de la piste (5.8 Km) est de $3750 \times 5.8 = 21750$ KDA.

Le tableau suivant récapitule les coûts de réalisation pour les trois variantes.

Observation	Le coût de réalisation en KDA					
	Variante(1)	total	Variante(2)	total	Variante(3)	total
Plateforme +couloir	33600	44100	-----	30000	-----	21750
Piste	10500		30000		21750	

Tableau IV.13 : Résumée de coûts de réalisation des trois variantes

V.5. Coût de transport d'une tonne de tout-venant par km : [26]

V.5.1. Variante (1) : méthode de culbutage par couloir :

- Partie supérieur : du front de taille jusqu'au couloir de culbutage se fait à l'aide des dumpers ASTRA d'une capacité de 27 T
- Partie inférieur : du plateforme de réception jusqu'à la station de concassage est assuré par des dumpers BEMEL d'une capacité de 36 T.

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

- **Au niveau supérieur (Plateforme de travail - niveau 590 m)**

Rendement des camions :

Le rendement du camion par poste est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{3600 * Q_c * T * K_{ch}}{t_c} \quad [T/ \text{jour}]$$

D`ou

Q_c : Capacité de la benne du camion ASTRA (27 tonnes)

T : La durée d`un poste de travail ($T= 9$ heures)

K_{ch} : Coefficient de chargement du camion (coefficient de remplissage)=0.85

T_c : Le temps de réalisation d`un cycle

$$T_c = T_{ch} + T_{tr} + T_d + T_m [s]$$

T_{ch} : Temps de chargement du camion (120 s)

T_{tr} : Temps du trajet en charge (en charge et en vide =420 s)

T_d : Temps de déchargement du camion (60 s)

T_m : Temps de manœuvre (45s)

$$T_c = 645s$$

Le rendement du camion est :

$$R_c = 1152.83 [T/ \text{jour}].$$

V.5.1.1 Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production :

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production souhaitée par l`entreprise est, donné par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_j * K_i}{R_c}$$

N_c : Nombre de camions ;

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

P_j: La production journalière souhaitée par l'entreprise ; P_j= 3272.4 T/ jour

K_i: Coefficient d'irrégularité de travail (varie entre 0.8 et 1.2 On prend K_i=0.9) ;

R_c: Rendement du camion durant une journée de travail ;

$$N_c = \frac{3272.4 * 0.9}{1152.83}$$

$$N_c = 2.55 \approx 3$$

Donc il faut trois (03) camions pour assurer la production souhaitée.

▪ Au niveau inférieur (Plateforme de réception - station de concassage)

La longueur de la piste est 2.8 km (de la plateforme de réception jusqu'à la station de concassage).

V.5.1.2 Rendement des camions:

Le rendement du camion par poste est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{3600 * Q_c * T * K_{ch}}{t_c} \quad [T/ \text{jour}]$$

D'où :

Q_c: Capacité de la benne du camion BEML (36 tonnes)

T : La durée d'un poste de travail (T= 9 heures)

K_{ch}: Coefficient de chargement du camion (K_{ch}= 0.85)

T_{ch}: Temps de chargement du camion (120 s)

T_d: Temps de déchargement du camion (60 s)

T_m: Temps de manœuvre (80s)

T_c : Le temps de réalisation d'un cycle

$$t_c = T_a + T_{ch} + T_{tr} + T_d + T_m \quad [s]$$

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

$$T_a = \frac{3600 * L_a}{V_a} \quad [s]$$

V_a : vitesse à vide (20km/h)

$$T_a = \frac{3600 * 2.8}{20} = 504s$$

$$T_r = \frac{3600 * L_a}{V_r} \quad [s]$$

V_r: vitesse à charge (15 km/h)

$$T_r = \frac{3600 * 2.8}{15} = 672s$$

Donc, Le rendement du camion est :

$$R_c = 690.41 \text{ T/jour}$$

V.5.1.3 Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production :

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production souhaitée par L'entreprise est, donné par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_j * K_i}{R_c}$$

$$N_c = \frac{3272.4 * 0.9}{690.41} = 3.4$$

Il faut quatre (04) camions pour assurer la production.

V.5.1.4 Evaluation des frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

Le nombre de camions calculé, étant de huit, il est nécessaire de tenir compte de leurs frais pour le calcul du prix de revient du transport.

A. Les coûts fixes du transport :

Les coûts fixes correspondent à l'ensemble des coûts, indépendants du niveau d'activité, dont l'entreprise doit s'acquitter pour son bon fonctionnement. Ils comprennent, par exemple, les remboursements d'emprunts, les loyers, l'entretien des bâtiments, traitement et salaires indépendants de la production, amortissement,

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

une partie des frais généraux qui doivent tous être supportés quelle que soit l'intensité de l'activité de production.

A.1 Les amortissements des engins de transport :

L'amortissement est la constatation comptable de la dépréciation irréversible des emplois actifs suite à l'usage ou l'obsolescence ou de tout autre cause possible. Il y'a deux principaux types d'amortissement :

- L'amortissement linéaire qui signifie que le montant de la dépréciation, pour une même durée, identique, quel que soit l'exercice comptable.
- L'amortissement dégressif où l'on observe une dépréciation plus forte pour les premiers exercices.

L'amortissement est caractérisé par les frais d'acquisition du bien à amortir et sa durée d'amortissement :

- Les frais d'acquisition : sont déterminés comme la somme des prix d'achat et de tous les frais occasionnés jusqu'à son installation, cependant ce montant est hors TVA ;
- Durées d'amortissement : les durées d'amortissement sont prévues par l'administration fiscale sont les suivants :

- 1- Construction : 10 à 25 ans
- 2- Mobilier, installation, aménagement et agencement : 10 ans
- 3- Gros matériel informatique : 10 ans
- 4- Micro-ordinateur, périphérique et programme : 8 mois, 3 ans et 6ans
- 5- Matériel roulant et matériel automobile : 4 à 5 ans.

Remarque : L'entreprise applique l'amortissement linéaire.

Calcul des amortissements

$$\text{L'amortissement} = \text{Les frais d'acquisition} * \text{Taux d'amortissement}$$

$$\text{Taux d'amortissement} = 100 / \text{durée d'amortissement} [\%]$$

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

La durée d'amortissement = 5 ans ;

$$TA=1/5=0.2=20\%.$$

➤ Les engins de transport de niveau supérieur

Les frais d'acquisition et les annuités des trois dumpers ASTRA sont donnés dans le tableau :

Désignation	Dumper
frai d'acquisition (DA)	9 687 637.25
Annuité (DA)	1937527.45
Nbre de Dumper	3
Total (DA)	5812582.35

➤ Les engins de transport de niveau inférieur

Les frais d'acquisition et les annuités des trois dumpers BEMEL sont donnés dans le tableau :

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
frai d'acquisition(DA)	15316551.95	15316551.95	15316551.95	15316551.95
Annuité (DA)	3063310.39	3063310.39	3063310.39	3063310.39
Total (DA)	12253241.56			

A.2 Les frais du personnel

Les frais du personnel, peuvent être considérés comme étant des coûts semi fixes en raison de leur variation. La masse salariale du personnel est constituée de deux parties à savoir :

1. Le salaire brut ;
 2. Les primes : qui sont fonction de l'écart entre la quantité de production réalisée
- .Les frais du personnel se divisent en deux catégories:

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

- Les frais direct sont ceux que l'on peut affecter en totalité, sans calcul préalable, à un produit ou une activité déterminée (les frais des conducteurs d'engins de transport).
- Les frais indirects nécessitent un calcul préalable pour être répartie entre plusieurs produits. Les frais du personnel de la maintenance dans lequel plusieurs engins sont réparés. Les frais de chef service carrière et des chefs de poste, qui sont des responsables hiérarchiques de plusieurs ouvriers.
- **Les frais du personnel du transport**

Les personnels du transport sont les conducteurs du dumper et les chefs de poste et le chef service carrière.

Les conducteurs du dumper :

Il y'a cinq (05) conducteurs (03 de niveau inférieur et 2 de niveau supérieur) c'est-à-dire 1 par poste et comme on a un seul poste par jour donc le total c'est 5.

Salaire brut d'un conducteur est : 47 125DA;

La masse salariale des conducteurs : $47\ 125 \times 5 = 235\ 625$ DA.

Les chefs de poste :

Il y'a un seul poste par jour ce qui implique 1 chef de poste par jour ;

Salaire brut d'un chef de poste : 71 856.63 DA;

La masse salariale de chef de poste : 71 856.63 DA;

Le travail des chefs de poste est réparti sur plusieurs opérations (La foration, le chargement, le transport et le concassage primaire), d'autre part ces opérations sont réalisées par des engins et des personnels, donc les chefs de poste sont des responsables pour ces personnels.

Foration 2	}	Total = 12 ouvriers
Chargement 2		
Transport 5		
Concassage primaire 2		
Découverte 1		

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Donc la part de participation des chefs de poste dans le transport est leur masse salariale divisée par le nombre total des ouvriers des opérations précédentes multiplié par le nombre des ouvriers de transport.

$$Pp = \frac{Msp}{No} * Not$$

$$Pp = \frac{71\,856.63}{12} * 5 = 29940.26DA$$

P_p: Part de participation des chefs de poste;

M_{sp}: La masse salariale des chefs de poste ;

N_o: Nombre d'ouvrier qui appartient au service carrière, **N_o**=12;

N_{ot}: Nombre d'ouvrier qui appartient au transport (conducteur du dumper) **N_{ot}** =5.

➤ Le chef service carrière:

Il y'a un seul chef service carrière ; Salaire brut du chef service carrière : 53190.89 DA

Détermination la part de participation du chef de service carrière :

$$Ps = \frac{Ss}{No} * Not$$

$$Ps = \frac{53\,190.89}{12} * 5 = 22162.87 DA$$

Où :

Ps : part de participation du chef de service carrière ;

Ss : Salaire brut de chef service carrière

Le tableau suivant montre les frais annuels du personnel de transport :

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

	Le chef service carrière (1)	Les chefs de poste (1)	Les conducteurs du dumper (5)
Salaire brut [DA]	53190.89	71856.63	47125
La masse salariale [DA]	53190.89	71 856.63	235625
Nombre de mois	12	12	12
Participation [DA]	22162.87	29940.26	2827500
Participation [%]	41.66	41.66	100
Sous total [DA]	265954.44	359283.12	2827500
Total [DA]	3452737.56		

➤ Les frais du personnel de la maintenance :

Le travail du personnel de la maintenance est réparti sur plusieurs services (La foration, le chargement, le transport et la station de concassage primaire et secondaire) d'autre part ces opérations sont réalisées par des engins et des machines. Ce matériel est sous la responsabilité du personnel de la maintenance.

Pour déterminer la part de participation du personnel de la maintenance dans le transport de la matière première.

- Foration : une foreuse;
- Chargement : 2 chargeuses;
- Transport de la matière première de la plateforme du travail jusqu'à plateforme du culbutage : 3 dumpers ASTRA;
- Transport de la matière première de la plateforme de réception jusqu'à station de concassage : 4 camions dumper BEMEL ;
- Stations de concassage : primaire et secondaire ;
- Découverte : un bulldozer.

Donc, la part de participation du personnel de la maintenance dans le transport est leur masse salariale divisée par le nombre total des machines des opérations concernées multipliée par le nombre des engins de transport de la matière première.

$$Pm = \frac{Ms}{Nm} * Nmt$$

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

$$Pm = \frac{24\,470\,500}{15} * 7 = 11419566.67 \text{ DA}$$

Où :

Msm : masse salariale du personnel de la maintenance (24 470 500 DA) ;

Nm: nombre totale des machines, 15 ;

Nmt : nombre des engins de transport de la matière première, 7.

Masse salariale (DA)	24 470 500
Part de participation dans le transport (DA)	11419566.67

B. Les coûts variables du transport

Les coûts variables ou consommables sont composés de l'entretien préventif, l'énergie et les pneumatiques.

B.1 L'entretien préventif

B.1.1 pièce de rechange

L'existence d'un service de l'entretien est justifiée par la nécessité d'assurer la disponibilité permanente des engins et équipements pour que la carrière puisse produire de manière optimale. L'entretien préventif consiste en la prévention contre les pannes à l'aide d'un suivi continu sous forme de programme spécifique d'utilisation de lubrifiants, graisses et remplacement des pièces de rechange pour chaque engin.

L'estimation de la durée de vie des pièces de rechange dépend de la cadence d'utilisation des engins ; elle peut être hebdomadaire, mensuelle ou plus.

Pour pouvoir déterminer la consommation totale annuelle en pièces de rechange pour tous les engins de transport, on doit se référer aux rapports annuels de chaque engin effectués au niveau du Bureau des méthodes de l'unité (par exemple les filtres à air et à huile).

Le coût total de la consommation en pièces de rechange est donné dans les 2 tableaux ci-dessous :

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

➤ Les engins de transport de niveau supérieur

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Coût consommation en pièce de rechange (DA)	56699.21	56699.21	56699.21
Total (DA)	170097.63		

➤ Les engins de transport de niveau inférieur

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Coût consommation en pièce de rechange (DA)	473 901.96	473 901.96	473 901.96	473 901.96
Total (DA)	1895607.84			

B.1.2 Les lubrifiants (Huiles et graisses)

La consommation annuelle en lubrifiant dépend de chaque type d'engin et de la cadence de son utilisation. Le coût total de la consommation en lubrifiant est donné dans le tableau ci-dessous :

• Les engins de transport de niveau supérieur

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Coût consommation en lubrifiant (DA)	107 721.65	107 721.65	107 721.65
Total (DA)	323164.95		

• Les engins de transport de niveau inférieur

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Coût consommation en lubrifiant (DA)	121 079.25	121 079.25	121 079.25	121 079.25
Total (DA)	484317			

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

B.2 Les pneumatiques

La durée de vie des pneus dépend non seulement de leur cadence de travail mais aussi de leur mode d'utilisation. L'état des pistes, et la façon de conduire du chauffeur jouent beaucoup sur la durée de vie d'un pneu. Les coûts liés à la consommation pneumatique sont pris comme étant les coûts des pneus.

➤ Les engins de transport de niveau supérieur

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Coût consommation en Pneumatiques (DA)	1 038 850	1 038 850	1 038 850
Total (DA)	3116550		

➤ Les engins de transport de niveau inférieur

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Coût consommation en Pneumatiques (DA)	1 038 850	1 038 850	1 038 850	1 038 850
Total (DA)	4155400			

B.3 Le gasoil

La consommation annuelle totale des différents engins de transport en gasoil est donnée dans le tableau

➤ Les engins de transport de niveau supérieur

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3
Coût on consommation en gasoil (DA)	289 659.1	289 659.1	289 659.1
Total (DA)	868977.3		

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

➤ Les engins de transport de niveau inférieur

Désignation	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Coût on consommation en gasoil (DA)	1 061 147.6	1 061 147.6	1 061 147.6	1 061 147.6
Total (DA)	4244590.4			

Les résultats de calcul des frais totaux du transport sont donnés dans ce tableau

Désignation	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	Le gasoil
Sous total (DA)	18065823.91	14872304.23	2873187.42	7271950	5113567.7
Pourcentage (%)	37.48	30.85	5.95	15.08	10.6
	68.34		31.66		
	32938128.14		15258705.12		
Total (DA)	48196833.26				

Tableau IV.14 : Les frais totaux du transport par la méthode de culbutage

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

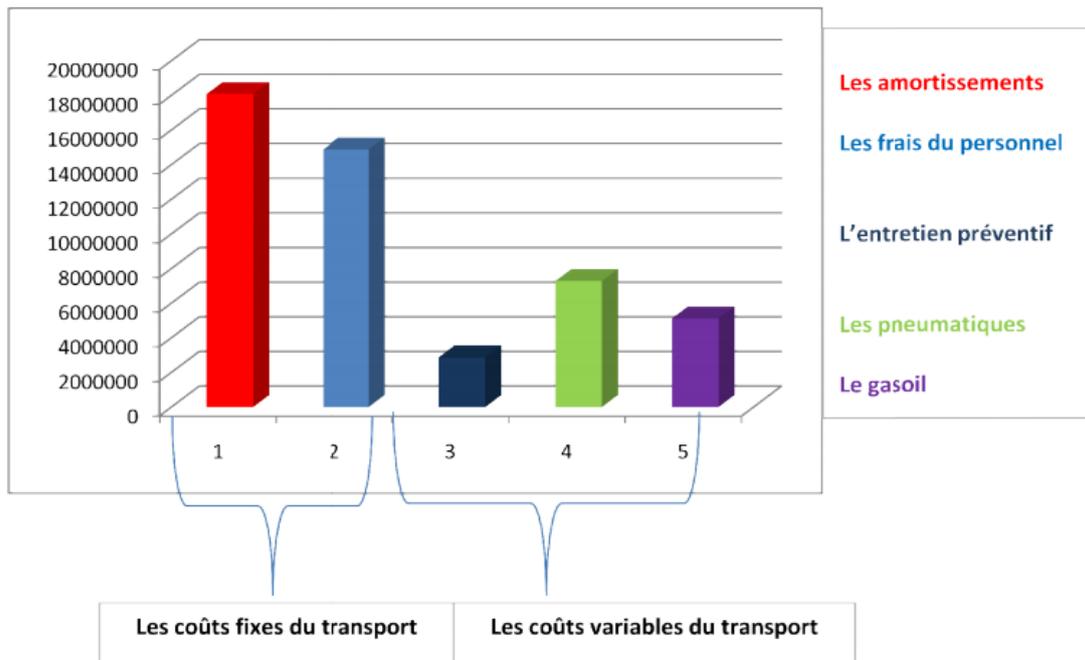


Figure IV.32: Les frais totaux du transport par la méthode de culutage

V.5.1.5 Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par un kilomètre de cette variante est donné par la relation suivante :

$$Pra = \frac{\text{Les frais annuel du transport (DA)}}{\text{production annuelle (tonne)} \times \text{Longueur moyenne des pistes(km)}} \quad [\text{DA}/(\text{t. km})]$$

$$Pra = \frac{48196833.26}{530000 * 2.8} = 32.47 \quad [\text{DA}/(\text{t. km})]$$

V.5.2. Variante 2 (piste de 8Km) :

V.5.2.1. Rendement des camions

Le rendement du camion par poste est donné par la formule suivante :

$$Rc = \frac{3600 * Qc * T * Kch}{tc} \quad [\text{T}/\text{jour}]$$

D'où :

Qc : Capacité de la benne du camion BEML (36 tonnes)

T : La durée d'un poste de travail (T= 9 heures)

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Kch : Coefficient de chargement du camion (Kch= 0.85)

Tch: Temps de chargement du camion (120 s)

Td : Temps de déchargement du camion (60 s)

Tm : Temps de manœuvre (80s)

Tc : Le temps de réalisation d'un cycle

$$tc=Ta+Tch+Ttr+Td+Tm \quad [s]$$

On calcule le temps de cycle **tc= 3705s**

$$Rc=267,6T/J$$

$$Nc = \frac{Pj * Ki}{Rc}$$

$$Nc = \frac{2618*0.9}{267.6} = 8.8$$

Il faut tenir compte aussi d'un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière. Donc, il faut dix (10) camions pour assurer la production souhaitée.

V.5.2.2 Evaluation des frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

A- Les coûts fixes du transport

A-1 Les amortissements des engins de transport

Calcul des amortissements

La durée d'amortissement = 5 ans ;

$$TA=1/5=0.2=20\%.$$

Les frais d'acquisition et les annuités des dix dumpers BEMEL sont donnés dans le tableau :

Désignation	Dumper
frai d'acquisition (DA)	15316551.95
Annuité (DA)	3063310.39
Nombre de dumpers	10
Total (DA)	30633103.9

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

A.2 Les frais du personnel du transport

- Les conducteurs du dumper :

Il y'a neuf (09) conducteurs c'est-à-dire 1 par poste et comme on a un seul poste par jour donc le total c'est 09.

Salaire brut d'un conducteur est : 47 125 DA;

La masse salariale des conducteurs : $47\ 125 * 9 = 424\ 125$ DA.

- Les chefs de poste :

Il y'a un seul poste par jour ce qui implique 1 chef de poste par jour ;

Salaire brut d'un chef de poste : 71 856.63 DA;

La masse salariale de chef de poste : 71 856.63 DA;

- Foration
 - Chargement
 - Transport
 - Concassage primaire
 - Découverte
- } Total = 16 ouvriers

$$Pp = \frac{M_{sp}}{N_o} * N_{ot}$$

$$Pp = \frac{71856.63}{16} * 09 = 40419.35 \text{ DA}$$

P_p: Part de participation des chefs de poste;

M_{sp}: La masse salariale des chefs de poste ;

N_o: Nombre d'ouvrier qui appartient au service carrière, **N_o**=16;

N_{ot}: Nombre d'ouvrier qui appartient au transport (conducteur du dumper) **N_{ot}** =09.

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

- Le chef service carrière :

Il y'a un seul chef service carrière ; Salaire brut du chef service carrière : 53190.89

DA

Détermination la part de participation du chef de service carrière :

$$Ps = \frac{Ss}{No} * Not$$

$$Ps = \frac{53190.89}{16} * 9 = 29919.87 \text{ DA}$$

Où :

Ps : part de participation du chef de service carrière ;

Ss : Salaire brut de chef service carrière

Le tableau suivant montre les frais annuels du personnel de transport :

	Le chef service carrière (1)	Les chefs de poste (1)	Les conducteurs du dumper (09)
Salaire brut [DA]	53 190.89	71 856.63	47 125
La masse salariale [DA]	53 190.89	71 856.63	424125
Nombre de mois	12	12	12
Participation [DA]	29919.87	40419.35	424125
Participation [%]	56.24	56.24	100
Sous total [DA]	359038.44	485032.2	5089500
Total [DA]	5933570.64		

- Les frais du personnel de la maintenance

$$Pm = \frac{Ms}{Nm} * Nmt$$

$$Pm = \frac{24470500}{18} * 10 = 13594722.22 \text{ DA}$$

Où :

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Msm : masse salariale du personnel de la maintenance (24 470 500 DA) ;

Nm : nombre totale des machines, 18 ;

Nmt : nombre des engins de transport de la matière première, 10.

Masse salariale (DA)	24 470 500
Part de participation dans le transport (DA)	13594722.22

B. Les coûts variables du transport

Les coûts variables ou consommables sont composés de l'entretien préventif, l'énergie et les pneumatiques.

B.1 L'entretien préventif

B.1.1 Les pièce de rechange

Le coût total de la consommation en pièces de rechange est donné dans les 2 tableaux ci-dessous :

Désignation	Dumper
Coût consommation en pièce de rechange (DA)	473 901.96
Nombre de dumpers	10
Total (DA)	473 9019.6

B.1.2 Les lubrifiants (Huiles et graisses)

Le coût total de la consommation en lubrifiant est donné dans le tableau ci-dessous :

Désignation	Dumper
Coût consommation en lubrifiant (DA)	121 079.25
Nombre de dumpers	10

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Total (DA)	121 0792.5
------------	------------

B.2 Les pneumatiques

Désignation	Dumper
Coût consommation en Pneumatiques (DA)	1 038 850
Nombre de dumpers	10
Total (DA)	1 038 8500

B.3 Le gasoil

La consommation annuelle totale des différents engins de transport en gasoil est donnée dans le tableau

Désignation	Dumper
Coût en consommation en gasoil (DA)	1 061 147.6
Nombre de dumpers	10
Total (DA)	1 061 1476

Les résultats de calcul des frais totaux du transport sont donnés dans ce tableau

Désignation	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	Le gasoil
Sous total (DA)	30633103.9	19528292.86	5949812.1	10388500	10611476
Pourcentage (%)	39.73	25.30	7.8	13.47	13.7
	65.05		34.95		
Total (DA)	50161396.76		26949788.1		
	77111184.86				

Tableau IV.15 : Les frais totaux de transport pour la piste de 8Km

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

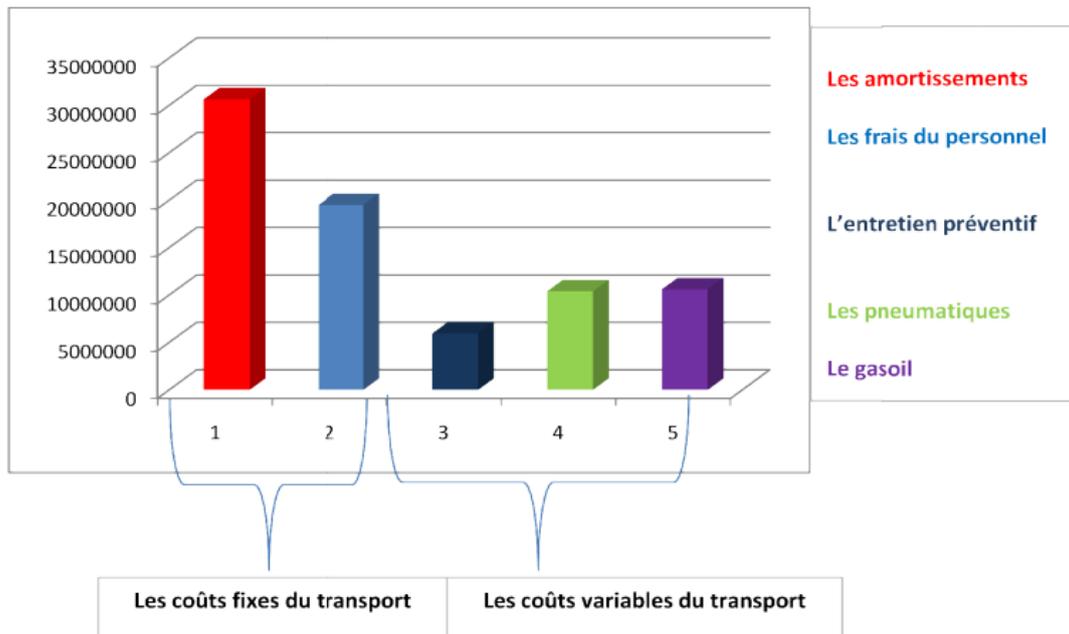


Figure 33: Les frais totaux du transport par la méthode de la piste de 8 km

V.5.2.3 Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

$$Pra = \frac{\text{Les frais annuel du transport (DA)}}{\text{production annuelle (tonne)} \times \text{Longueur moyenne des pistes(km)}} \quad [\text{DA}/(\text{t. km})]$$

$$Pra = \frac{77111184.86}{530000 * 8} = 18.19 \quad [\text{DA}/(\text{t. km})]$$

V.5.3. Variante (3) : méthode de la piste proposée :

- Situation au cours de l'exploitation :

Le transport du tout-venant se fait directement à partir de la plateforme de travail jusqu'à la station de concassage à l'aide des dumpers BEMEL d'une capacité de 36 T.

V.5.3.1 Rendement des camions :

La longueur totale de la piste est 5.8 km (plateforme de travail– station de concassage)

Le rendement du camion par poste est donné par la formule suivante :

$$Rc = \frac{3600 * Qc * T * Kch}{tc} \quad [\text{T}/\text{jour}]$$

D'où :

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Qc : Capacité de la benne du camion BEML (36 tonnes)

T : La durée d'un poste de travail (T= 9 heures)

Kch : Coefficient de chargement du camion (Kch= 0.85)

Tch: Temps de chargement du camion (120 s)

Td : Temps de déchargement du camion (60 s)

Tm : Temps de manœuvre (80s)

Tc : Le temps de réalisation d'un cycle

$$tc=Ta+T_{ch}+T_{tr}+T_d+T_m \quad [s]$$

$$Ta = \frac{3600 * La}{Va} \quad [s]$$

Va : vitesse à vide (20 km/h)

$$Ta = \frac{3600 * 5.8}{20} = 1044s$$

$$Tr = \frac{3600 * La}{Vr} \quad [s]$$

Vr : vitesse à charge (15 km/h)

$$Tr = \frac{3600 * 5.8}{15} = 1392s$$

$$Tc=2696$$

Donc, Le rendement du camion est :

$$Rc=367.74 \text{ T/jour}$$

V.5.3.2 Le nombre de camions nécessaires pour assurer la production :

Le nombre des camions nécessaires pour assurer la production souhaitée par

L'entreprise est, donné par la formule suivante :

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

$$Nc = \frac{Pj * Ki}{Rc}$$

$$Nc = \frac{2618 * 0.9}{367.74} = 6.4$$

Il faut tenir compte aussi d'un camion en réserve, pour garantir la production de la carrière. Donc, il faut sept (07) camions pour assurer la production souhaitée.

V.5.3.3 Evaluation des frais d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

Le nombre de camions calculé, étant de sept, il est nécessaire de tenir compte de leurs frais pour le calcul du prix de revient du transport.

B- Les coûts fixes du transport

A-1 Les amortissements des engins de transport

Les frais d'acquisition et les annuités des sept dumpers BEMEL sont donnés dans le tableau :

Désignation	Dumper
frai d'acquisition (DA)	15316551.95
Annuité (DA)	3063310.39
Nombre de dumpers	7
Total (DA)	21443172.73

A-2 Les frais du personnel du transport

- Les conducteurs du dumper :

Il y'a six (6) conducteurs c'est-à-dire 1 par poste et comme on a un seul poste par jour donc le total c'est 6.

Salaire brut d'un conducteur est : 47 125 DA;

La masse salariale des conducteurs : 47 125*6=282750 DA.

- Les chefs de poste :

Il y'a un seul poste par jour ce qui implique 1 chef de poste par jour ;

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Salaire brut d'un chef de poste : 71 856.63 DA;

La masse salariale de chef de poste : 71 856.63 DA;

- Foration 2
 - Chargement 2
 - Transport 6
 - Concassage primaire 2
 - Découverte 1
- Total = 13ouvriers

$$Pp = \frac{Msp}{No} * Not$$

$$Pp = \frac{71856.63}{13} * 6 = 33164.6 \text{ DA}$$

P_p: Part de participation des chefs de poste;

M_{sp}: La masse salariale des chefs de poste ;

N_o: Nombre d'ouvrier qui appartient au service carrière, **N_o**=13;

N_{ot}: Nombre d'ouvrier qui appartient au transport (conducteur du dumper) **N_{ot}** =6.

- Le chef service carrière :

Il y'a un seul chef service carrière ; Salaire brut du chef service carrière : 53190.89 DA

Détermination la part de participation du chef de service carrière :

$$Ps = \frac{Ss}{No} * Not$$

$$Ps = \frac{53190.89}{13} * 6 = 24549.65 \text{ DA}$$

Où :

Ps : part de participation du chef de service carrière ;

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Ss : Salaire brut de chef service carrière

Le tableau suivant montre les frais annuels du personnel de transport :

	Le chef service carrière (1)	Les chefs de poste (1)	Les conducteurs du dumper (6)
Salaire brut [DA]	53 190.89	71 856.63	47 125
La masse salariale [DA]	53 190.89	71 856.63	282750
Nombre de mois	12	12	12
Participation [DA]	24549.65	33164.6	282750
Participation [%]	46.15	46.15	100
Sous total [DA]	294595.8	397975.2	3393000
Total [DA]	3687595.8		

Les frais du personnel de la maintenance

- Foration : une foreuse;
- Chargement : 2 chargeuses;
- Transport de la matière première de la plateforme du travail jusqu'à la station de concassage: 7 dumper BEMEL ;
- Stations de concassage : primaire et secondaire ;
- Découverte : un bulldozer.

$$Pm = \frac{Ms}{Nm} * Nmt$$

$$Pm = \frac{24470500}{15} * 7 = 11419566.67 \text{ DA}$$

Où :

Msm : masse salariale du personnel de la maintenance (24 470 500 DA) ;

Nm : nombre totale des machines, 15 ;

Nmt : nombre des engins de transport de la matière première, 7.

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

Masse salariale (DA)	24 470 500
Part de participation dans le transport (DA)	11419566.67

B. Les coûts variables du transport

Les coûts variables ou consommables sont composés de l'entretien préventif, l'énergie et les pneumatiques.

B.1 L'entretien préventif

B.1.1 pièce de rechange

Le coût total de la consommation en pièces de rechange est donné dans les 2 tableaux ci-dessous :

Désignation	Dumper
Coût consommation en pièce de rechange (DA)	473 901.96
Nombre de dumpers	7
Total (DA)	3317313.72

B.1.2 Les lubrifiants (Huiles et graisses)

Le coût total de la consommation en lubrifiant est donné dans le tableau ci-dessous :

Désignation	Dumper
Coût consommation en lubrifiant (DA)	121 079.25
Nombre de dumpers	7
Total (DA)	847554.75

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

B.2 Les pneumatiques

Désignation	Dumper
Coût consommation en Pneumatiques (DA)	1 038 850
Nombre de dumpers	7
Total (DA)	7271950

B.3 Le gasoil

La consommation annuelle totale des différents engins de transport en gasoil est donnée dans le tableau

Désignation	Dumper
Coût on consommation en gasoil (DA)	1 061 147.6
Nombre de dumpers	7
Total (DA)	7428033.2

Les résultats de calcul des frais totaux du transport sont donnés dans ce tableau

Désignation	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	Le gasoil
Sous total (DA)	21443172.73	15107162.47	4164868.47	7271950	7428033.2
Pourcentage (%)	38.18	28.22	7.41	12.95	13.24
Total (DA)	36550335.2		18864851.67		
	55415186.87				

Tableau IV.16 Les frais totaux de transport pour la piste proposée

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

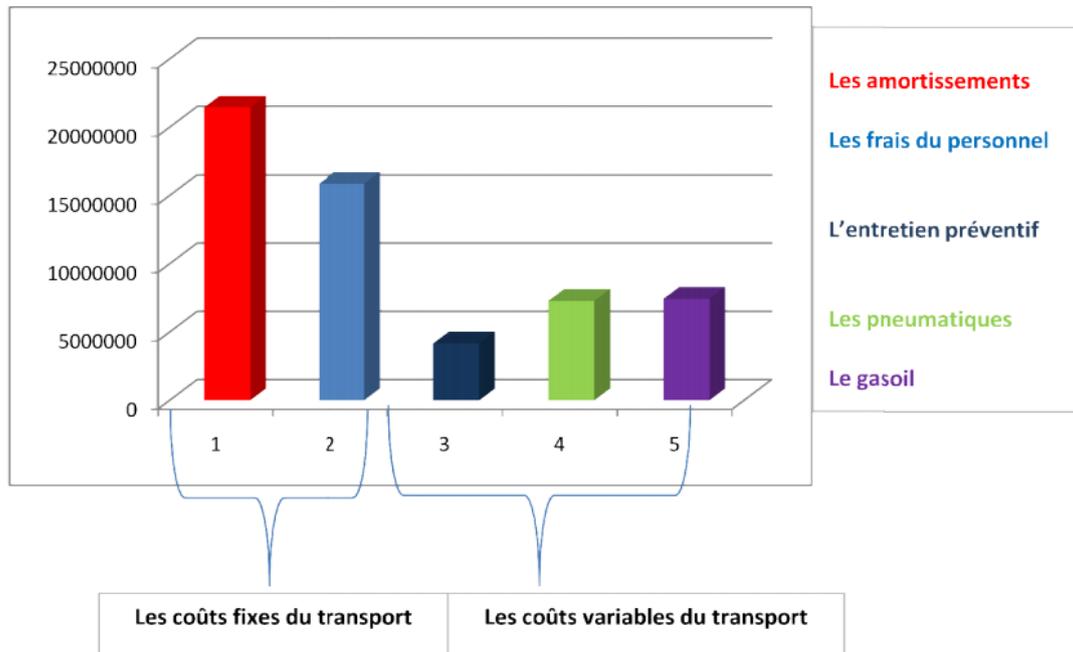


Figure 34 : Les frais totaux de transport pour la piste proposée

Les différents frais de transport

V.5.3.4 Le prix de revient d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

$$Pra = \frac{\text{Les frais annuel du transport (DA)}}{\text{production annuelle (tonne)} \times \text{Longueur moyenne des pistes(km)}} \quad [\text{DA}/(\text{t. km})]$$

$$Pra = \frac{55415186.87}{530000 * 5.8} = 18.02 \quad [\text{DA}/(\text{t. km})]$$

- **Situation final**

La piste a une différence de longueur de 240m elle n'influe pas sur les coûts de transport .Les résultats restent les mêmes.

V.5.4. Comparaison entre les trois variantes de transport :

	Temps de réalisation jours	Coûts de réalisation(KDA)	Coûts de transport
Variante(1)	360	44100	32.47
Variante(2)	605	30000	18.19
Variante(3)	227	21750	18.02

Tableau IV.17 : Comparaison entre les trois variantes de transport

Chapitre V : Etude comparative des modes de transport des roches abattues

V.6. Conclusion :

En comparant les trois variantes de transport, on voit que :

- La plus courte période de réalisation est celle de la troisième variante ;
- Le coût minimal de réalisation est celui de la troisième variante ;
- La troisième variante est la moins coûteuse pour le transport.

Conclusion générale :

En regard de la complexité du relief topographique, le gisement d'IFRI présente apparemment des réserves géologiques énormes en agrégat de bonne qualité. Cependant la prospection du gisement n'a pas du tout été entreprise de façon à établir une géométrisation du gisement qui aurait conduit à la confirmation des réserves géologiques et permis ainsi une exploitation rationnelle de IFRI.

Dans le but de combler ce manque des données fiables de prospection nous procédons à la géométrisation des G.M.U. En se donnant une délimitation topographique à l'intérieur de laquelle nous avons adopté deux démarches distinctes à savoir, la géométrisation des G.M.U à travers les courbes de niveau et la géométrisation par la méthode des coupes géologiques verticales

Notre démarche nous a permis de :

- calculer les réserves géologiques
- d'apprécier les réserves exploitables sur la base des angles de liquidation de la carrière
- d'apprécier le volume de conglomérat

Aussi compte tenu de la topographie du site le problème complexe du déplacement des roches abattues jusqu'à la station de concassage nous a conduit à réaliser une étude comparative des modes de déplacement cela nous a permis

- d'analyser les avantages et les inconvénients des trois procédés
- de retenir la troisième variante comme la plus rationnelle

Comme recommandation nous pensons qu'il est indispensable de :

- réaliser la piste proposée.
- Réaliser une prospection ne serait que générale à l'intérieur du site afin de mieux délimiter des réserves et déterminer les paramètres géomécaniques et technologiques.

Bibliographie

[4], [5] : **BELKEBIR A. et MEKDOUR T.**, avant 2007. Etude géologique de gisement d'Ifri, document de l'ENOF, rapport Inédit

[17], [18] : **AGUIDBACHARASSED MOHAMED** Communications orale et *cours de géométrisation* . 2013.

[1], [2], [6], [19], [20], [22] : **documents de l'ENOF** plan d'exploitation du gisement IFRI, rapport Inédit 2013.

[7], [8], [10], [11], [13] : **Françoise Homand Pierre Duffaut** *Manuel de mécanique des roches tome 1* . paris, Les Presses de l'École des Mines paris, 2000.

[21] : **OMRACI Kamel**: département génie minier ENP. *Communications orale et cours de 4ème année*.

[3] : **Khokha V, Mors M** *Rapport de la prospection détaillée du gisement de keddara : SONAREM*. 1979.

[12], [14], [15] : **KOVALENKO K** *Exploitation des carrières page 121*. OPU, 1986.

[25] : **OUMENKHACHE.N** Progiciel de structuration des dépenses de production des agrégats et des sables sous forme de fiche de coûts. *projet de fin d'étude*. 2009.

[23] : **Robillard Mario** *COURS : TRAVAUX DE GÉNIE CIVIL* . Université du Québec (UQ) École de technologie supérieure.

[24] : **BENFERDI.Y , LAICHAOUI .E** *Problèmes d'ouverture et de déplacement du calcaire (unité de Keddara)*. ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE Département Génie Minier 2012.

FEKIK T, GHOURASSI B., 2012. Evaluation géologique et minière du gisement de calcaire d'Ifri, pfe. ENP.

Annexe 01

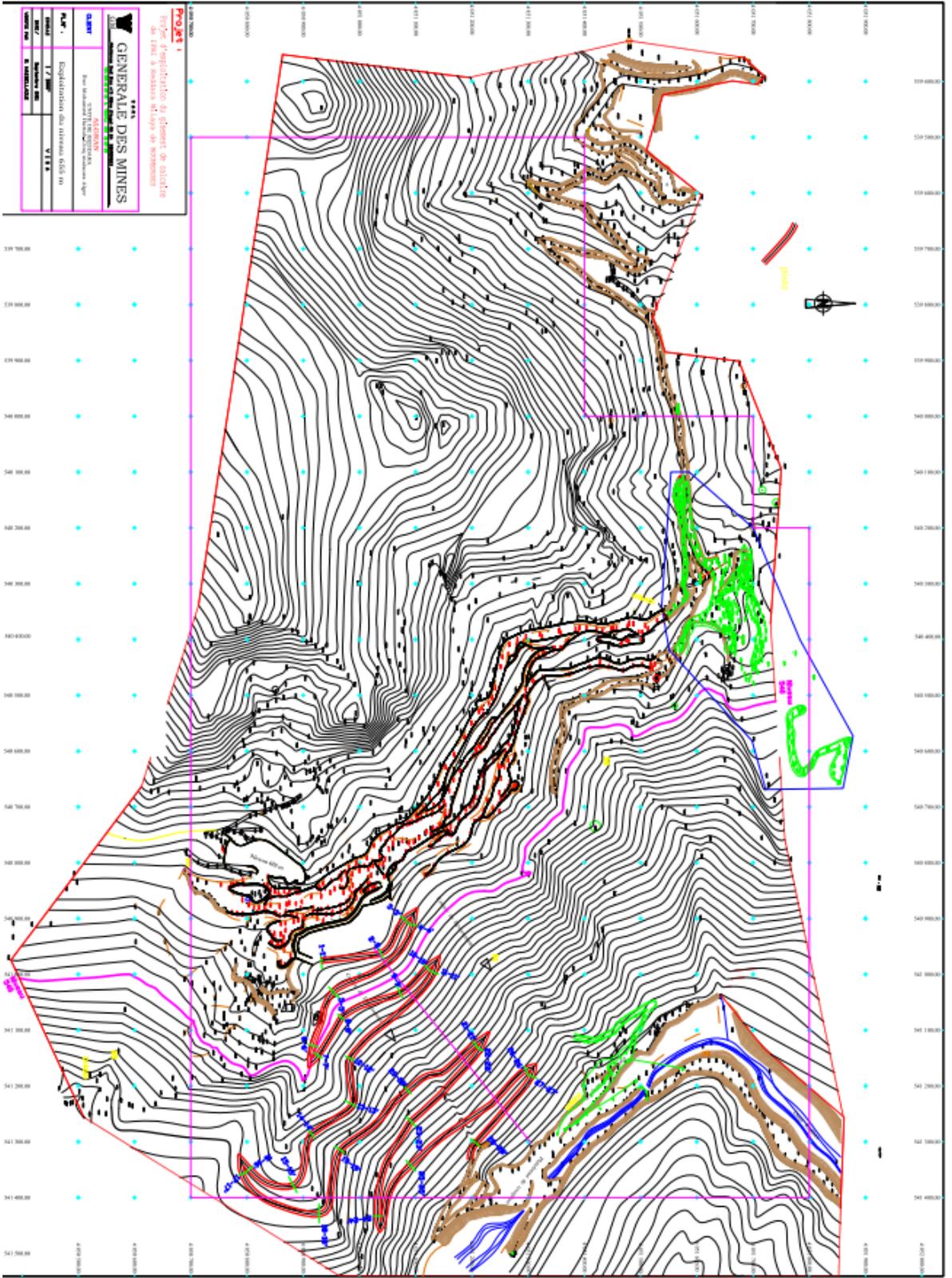
ÉRATÈME (era)	SISTÈME (période)	SÉRIE (époque)	ÉTAGE (age)	Ma	Abreviator	Durée (Ma)	
CÉNOZOÏQUE	QUATERNAIRE	HOLOCÈNE					
		PLEISTOCÈNE					
	TERCIAIRE	Néogène	PLIOCÈNE	supérieur	PLAISANCIEN	1.6	Ple 1.5
				inférieur	ZANCLÉIEN	3.5	Zan 1.9
			MIOCÈNE	supérieur	MESSINIEN	5.2	Mes 1.1
					TORTONNIEN	6.3	Tor 4.9
				moyen	SERRAVALLIEN	10.2	Srv 5
		Paléogène	OLIGOCÈNE	supérieur	LANGHIEN	15.2	Lan 1
				inférieur	BURDIGALIEN	16.2	But 3.8
			ÉOCÈNE	supérieur	AQUITANIEN	20	Aqt 5.2
				inférieur	CHATTIEN	25.2	Cht 4.8
				inférieur	RUPÉLIEN	30	Rup 6
	PALÉOCÈNE	supérieur	PRIABONIEN	36	Prb 3.4		
			BARTONIEN	39.4	Brt 2.6		
		moyen	LUTÉTIEN	42	Lut 7		
			YPRESIEN	49	Ypr 7		
		inférieur	THANÉTIEN	54	Tha 3.8		
	MÉSOZOÏQUE	Crétacé	supérieur	MAASTRICHTIEN	60.2	Dan 6.3	
				DANIEN	66.5	Maa 7.5	
				CAMPANIEN	74	Cmp 10	
SANTONIEN				84	San 4		
CONACIEN				88	Con 1		
inférieur			TURONIEN	89	Tur 3		
			CÉNOMANIEN	92	Cen 4		
			ALBIEN	95	Alb 12		
			APTIEN	108	Apt 5		
			BARRÉMIEN	113	Brm 3.5		
Jurassique		Malm (Jurassique supérieur)	HAUTÉRIEN	116.5	Hau 4.5		
			VALANGINIEN	121	Vlg 9		
			BERRIASIEN	128	Ber 6		
			TITHONIEN	134	Tih 5		
			KIMMÉRIDIEN	139	Kim 7		
		Dogger (Jurassique moyen)	OXFORDIEN	146	Oxf 6		
			CALLOVIEN	152	Clv 5		
			BATHONIEN	157	Bth 9		
			BAJOCIEN	166	Bai 5		
			AALÉNIEN	171	Aal 8		
Lias (Jurassique inférieur)	TOARCIEN	179	Toa 7				
	PLIENSBACHIEN	186	Plb 8				
	SINÉMURIEN	194	Sin 7				
	HETTANGIEN	201	Het 9				
	RHÉTIEN	210	Rht 5				
Trias	supérieur	NORIEN	215	Nor 8			
		CARNIEN	223	Crn 8			
	moyen	LADINIEN	231	Lad 5			
		ANISIEN	236	Ans 4			
	inférieur	(3 étages)	240	Scy 10			

ÉRATÈME (ère)	SISTÈME (période)	SÉRIE (époque)	ÉTAGE (age)	Ma	Abréviation	Durée (Ma)
PALÉOZOÏQUE	Permien	supérieur	TATARIEN	250	Tat	5
			KAZANIEN	255	Kaz	5
		inférieur	KUNGURIEN	260	Kun	10
			ARTINSKIEN	270	Art	5
			SAKMARIEN	275	Sak	5
			ASSÉLIEN	280	Ass	10
	GZHÉLIEN		290	Gze	5	
	Carbonifère	STÉPHANIEN	KAZIMOVIIEN	295	Kas	8
			MOSCOVIEEN	303	Mos	8
		WESTPHALIEN	BASHKIRIEN	311	Bah	12
			SERPUNKNOV.	323	Spk	10
		NAMURIEN	333	Vis	17	
		VISÉEN	350	Tou	12	
		TOURNAISIEN	362	Fam	5	
		Dévonien	supérieur	FAMENIEN	367	Frs
	FRASNIEN			377	Giv	4
	moyen		GVÉTIEN	381	Elf	5
			EIFELIEN	386	Ems	4
	inférieur		EMSIEN	390	Pra	6
			PRAGUIEN	396	Lok	12
			LOCHKOVIEN	408	Pri	3
	Silurien	PRIDOLI	411	Ldf	4	
		LUDLOW	415	Wen	15	
		WENLOCK	430	Lly	9	
		LLANDOVERY	439	Ash	4	
	Ordovicien	supérieur	ASHGILL	443	Crd	21
			CARADOC	464	Llo	4
		moyen	LLANDEILO	468	Lln	8
			LLANVIRN	476	Arg	17
		inférieur	ARENIG	483	Tre	17
			TREMADOC	510	C3	7
	Cambrien	supérieur	2 étages	517	C2	19
moyen		2 étages	536	C1	34	
inférieur		3 étages	570			
PRÉCAMBRIEN						

Annexe 02

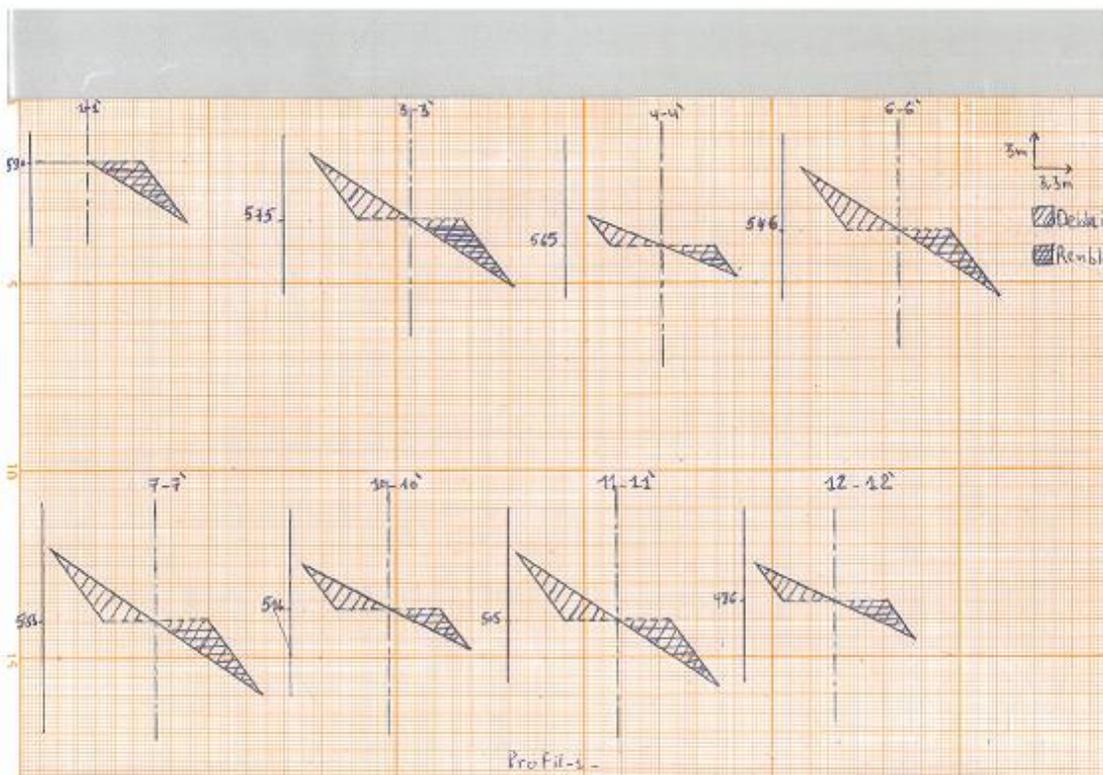
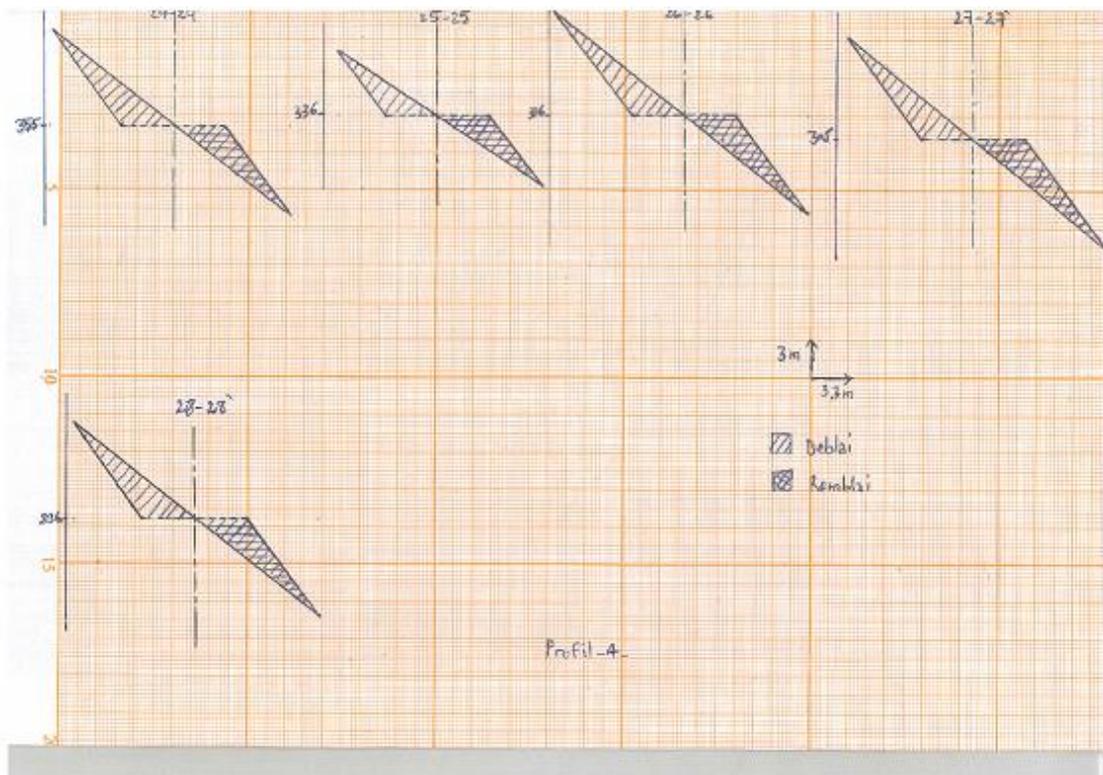
Tableau 2.3. Classification des roches selon la dureté du
prof. PROTOBLAKONOV M.

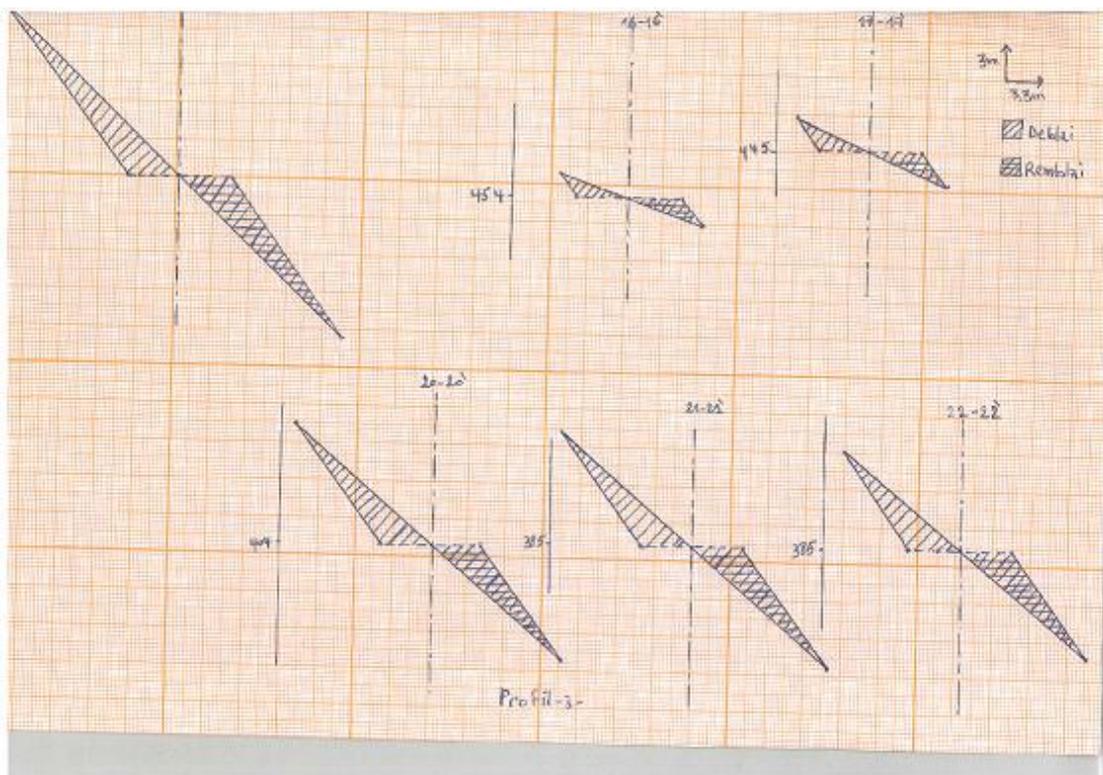
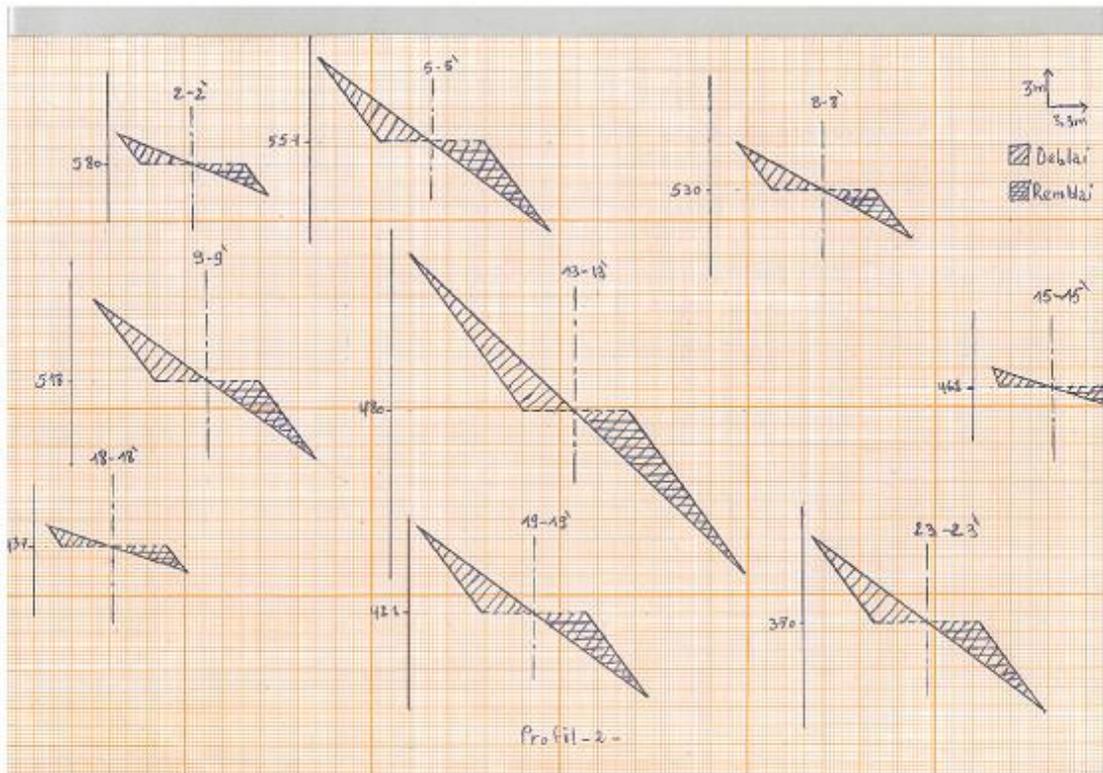
Catégorie	Degré de dureté	R o c h e s	Coefficient de dureté
I	Extra-durs	Quartzites et basaltes les plus durs, compacts et visqueux. Les autres roches exclusivement dures	20
II	Très dures	Roches de granite très dures. Porphyre quartzeux, granite très dur, schiste siliceux, quartzites moins durs que ceux mentionnés plus haut. Le grès et le calcaire les plus durs	15
III	Dures	Granit (compact) et roches de granite. Le grès et le calcaire très durs. Filons de quartz et de minéral. Conglomérat dur, minerais de fers durs	10
III, a	Dures	Calcaires durs, granits tendres, grès durs. Marbre dur, dolomie, pyrites	8
IV	Assez dures	Grès ordinaire, minerais de fer demi-durs	6
IV, a	Assez dures	Schistes gréseux, grès schisteux	5
V	Demi-durs	Schiste argileux dur. Grès et calcaire peu durs, conglomérat tendre	4
V, a	Demi-durs	Schistes différents (peu durs) et marne compacte	3
VI	Assez tendres	Schistes tendres, calcaire très tendre, crai, sel, gemme, gypse	2
VII	Tendres	Argile compacte, morts-terrains	1
VIII	Roches terreuses	Terre végétale	0,6
IX	Roches ébouleuses	Sable, gravillon	0,5
X	Roches mouvantes	Roches mouvantes	0,3



Longueur moyenne et pente de chaque tronçon

Niveau de tronçon	Longueur [m]	Pente [%]
590-580	100.2	9.98
580-570	104.3	9.59
570-560	147.1	6.8
560-550	103.46	9.66
550-540	102.42	9.76
540-530	101.1	9.89
530-520	101.14	9.88
520-510	101.06	9.89
510-500	102.28	9.77
500-490	100.52	9.95
490-480	107.49	9.3
480-470	104.05	9.61
470-460	106.48	9.39
460-450	105.77	9.45
450-440	108.4	9.22
440-430	129.93	7.7
430-420	105.71	9.45
420-410	102.42	9.76
410-400	102.93	9.71
400-390	101.14	9.88
390-380	103.337	9.67
380-370	100.65	9.93
370-360	100.62	9.94
360-350	104.13	9.6
350-340	101.83	9.82
340-330	107.25	9.32
330-320	100.76	9.92
320-310	102.04	9.8
310-300	101.22	9.88
300-290	103.9	9.62
total	3070.64	9.54





Les volumes sont calculés par les formules suivantes :

Catégorie 1 : lorsque les coupes sont parallèles et si :

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

$$V = \frac{(S_1 + S_2)}{2} \cdot l$$

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

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

$$V = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 * S_2}}{3} * L$$

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

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

$$V = \frac{(S_1 + S_2) * (l_1 + l_2)}{2}$$

L_1 et L_2 : Distance minimale et maximale des points extérieurs.

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

$$V = \frac{S_1 + S_2 + \sqrt{S_1 * S_2}}{3} * \frac{(l_1 + l_2)}{2}$$

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

$$V = \frac{\alpha}{\sin \alpha} * \frac{(S_1 + S_2)}{2} * \frac{(l_1 + l_2)}{2}$$

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

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

α : Angle entre les coupes en radian.

Évaluation des volumes des travaux envisagés pour la piste principale

La Coupe	Déblai (m³)	Remblai (m³)
1-1:2-2'	225.79	903.26
2-2:3-3'	697.99	667.63
3-3:4-4'	1662.41	1662.41
4-4:5-5'	2148.11	2210.38
5-5:6-6'	533.85	547.2
6-6:7-7'	1309.46	1346.21
7-7:8-8'	879.7	913.57
8-8:9-9'	1594.1	1127.02
9-9:10-10'	906.1	609.01
10-10:11-11'	3682.5	3560.22
11-11:12-12'	2046.98	2046.98
12-12:13-13'	1406.67	1430.05
13-13:14-14'	2751.57	2791.14
14-14:15-15'	1537.63	1572.63
15-15:16-16'	474.41	536.26
16-16:17-17'	2848.39	2960.95
17-17:18-18'	1057.44	1208.39
18-18:19-19'	850.78	864.59
19-19:20-20'	3029.59	2797.31
20-20:21-21'	3128.13	3069.59
21-21:22-22'	6107.94	6065.33
22-22:23-23'	3442.67	3289.06
23-23:24-24'	3463.21	3391.57
24-24:25-25'	2414.8	2472.72
25-25:26-26'	4128.88	4222.72
26-26:27-27'	2293.76	2378.77
27-27:28-28'	2880.24	3043.36
Total	55614.9	57688.33

