

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE

Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

Ecole Nationale Polytechnique



Département Génie Minier

Mémoire de projet de fin d'études

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

**Ouverture du gisement d'IFRI sur la base d'étude
comparative des procédés de déplacement des
roches minières**

Mr. REMLI Alaeddine

Sous la direction de M. Mohamed Aguid BACHAR ASSED MCA

Présenté(e) et soutenue publiquement le (28/06/2016)

Composition du Jury :

Président	M. MALEK OULDHAMOU	MCA ENP Alger
Rapporteur	M. Mohamed Aguid BACHAR ASSED	MCA ENP Alger
Examinatrice	Mme. Amira MERCHICHI	MAB ENP Alger

ENP 2016

REPUBLIQUE ALGERIENNE DEMOCRATIQUE ET POPULAIRE
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

Ecole Nationale Polytechnique



Département Génie Minier

Mémoire de projet de fin d'études

Pour l'obtention du diplôme d'ingénieur d'état en Génie Minier

**Ouverture du gisement d'IFRI sur la base d'étude
comparative des procédés de déplacement des
roches minières**

Mr. REMLI Alaeddine

Sous la direction de M. Mohamed Aguid BACHAR ASSED MCA

Présenté(e) et soutenue publiquement le (28/06/2016)

Composition du Jury :

Président	M. MALEK OULDHAMOU	MCA ENP Alger
Rapporteur	M. Mohamed Aguid BACHAR ASSED	MCA ENP Alger
Examinatrice	Mme. Amira MERCHICHI	MAB ENP Alger

ENP 2016

Dédicaces

Je dédie ce modeste travail :

*A ma très chère mère (samandi garali) pour son soutien,
sacrifice et son encouragement, sans qui je n'aurais pas pu
arriver à ce stade.*

A la mémoire de mon père.

A mes frères et sœurs

A mon très chère tras que je l'aime malanihaya.

A mon chère amis et frère abdelouahab Berdioui.

*A tous mes amis pour leur soutien moral et leurs
encouragements.*

Remerciements

Je remercie en premier lieu ALLAH, le tout puissant, qui m'a donné la patience, santé et volonté pour bien mener ce modeste travail.

Tout d'abord je remercie monsieur le chef de département OULD HAMOU Malek d'avoir accepté de présider ce jury.

Je tiens à exprimer mes vifs remerciements et toute mes gratitude à mon promoteur monsieur Dr **Mohamed Aguid BACHAR ASSED**. Pour le temps qu'il m'a accordé et les conseils qu'il m'a prodigué pour l'élaboration de mon projet de fin d'études.

Je remercie Mme MERCHICHI Amira qui m'a fait l'honneur d'examiner mon travail.

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

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

Je tiens à exprimer ma très grande gratitude, et ma profonde affection à ma chère mère pour ses encouragements, sa patience et son grand soutien, durant toutes ces années d'études.

ملخص

نظرا للطلب المتزايد على مواد البناء في ولاية بومرداس والمناطق المجاورة لها، قررت المؤسسة الوطنية للمنتوجات المعدنية غير الحديدية والمواد المفيدة (اينوف) فتح محجرة أخرى في منطقة ايفري التي تتشارك مع محجرة قدارة في نفس محطة الجرش، منطقة ايفري تمتاز بتضاريسها الصعبة وعدم وجود طريق مختصرة تربط بين موقع الاستغلال ومحطة الجرش ما أدى الى نقل الصخور عن طريق الكب. في هذا المشروع سنعمل على اقتراح طريقة جديدة لنقل الصخور وعمل مقارنة مع الطريقة الحالية وطريقة أخرى ممكنة، لكي نخرج في النهاية بنتيجة تساعد المؤسسة على رفع عوائدها المالية وتخفيض النفقات.

كلمات مفتاحية: كلس -اينوف - قدارة - ايفري - محطة الجرش - الكب - العوائد

Abstract

To meet the always-increasing requirements out of aggregates, the national company of the aggregates projected to open a new in the open pit limestone quarry, named Ifri, this last share the same treatment plant with keddara's quarry, the mountainous characteristic of IFRI forced the enterprise to use corridors as a moving rock's method. In our project, we will suggest a new moving rock's method, and we will compare between the present method used in the quarry and two other methods, at the aim of choosing the best one, which give to the enterprise the opportunity to increase its returns and reduce costs.

Key words: limestone, open pit quarry, IFRI, moving rock, costs,

Résumé

Pour couvrir les besoins toujours croissants en granulats, l'Entreprise Nationale des Produits Miniers Non-Ferreux et des Substances Utiles(ENOF) a projeté d'ouvrir une nouvelle carrière de calcaire à ciel ouvert, dénommé Ifri, qui partage la même station de traitement avec la carrière de keddara, les caractéristique montagneuse d'IFRI ont obligé l'unité a utilisé la méthode des couloirs pour déplacer les roches miniers. Dans notre projet on va proposer une nouvelle méthode de déplacement des roches et on va comparer entre la méthode utiliser ces jours-ci et une méthode possible, afin de conclure et choisir la méthode qui donne à l'entreprise l'opportunité d'augmenter ses revient et de diminuer les dépenses.

Mots clés : calcaire, exploitation à ciel ouvert, méthode de déplacement, dépenses, Ifri

Tables des matières :

Liste des figures	
Liste des tableaux	
INTRODUCTION	15
CHAPITRE I : Caractéristiques géologiques, minières et techniques	
Historique	18
I.1 Localisation	18
I-2 Cadre Géologie régionale du gisement	21
I.2.1 Lithostratigraphie	21
I.2.2 Tectonique régionale	24
I.2.3 les régimes d'écoulement d'eau	25
I.2.4 Conditions climatiques	26
I-3 Géologie locale du gisement	29
I.3.1 géologie	29
I.3.2 tectonique	29
I-4 Caractéristiques techniques et minières du gisement	29
I.4.1 propriétés physiques	30
1. La masse volumique	30
2. La densité	31
3. Le taux d'absorption d'eau	31
4. La Porosité	31
5. La teneur en eau	32
I.4.2 propriétés mécaniques	33
1. La Résistance des roches et des alluvions	33
2. L'angle de frottement interne (φ)	35
3. Cohésion	35
I.4.3 propriétés intrinsèques	36
1. Le degré de broyabilité (BR %)	36
2. Coefficient Los-Angeles	36
3. Coefficient Deval et Micro-Deval	37
I.4.4 Propriétés techniques des roches	38
1. Dureté de la roche	38
2. Le degré de fissuration	38
3. Coefficient de foisonnement	39
4. L'indice de forabilité	40
5. L'indice de tirabilité	40

6. la stabilité des talus	41
I.4.5 Analyses chimiques	42
I.5 Production et régime de travail	42
• PRODUCTION	42
• Situation actuelle	43
• Régime de travail	44
Conclusion	44
CHAPITRE II : Exploitation et traitement des minerais utiles	
Introduction	46
II.1 Exploitation	47
II.1.1 Notion d'exploitation à ciel ouvert	47
A. Mode d'extraction à ciel ouvert	47
B. Critère de choix de la méthode d'exploitation	47
C. Les étapes d'une exploitation à ciel ouvert	48
D. Paramètre des systèmes d'exploitation	48
D.1 Le gradin	49
D.2 Plate-forme de travail	50
II.1.2 Situation de la carrière	50
A. Rétrospective des réalisations	51
B. Etat actuel	52
☒ Les niveaux d'exploitations	52
C. choix de la méthode d'exploitation	52
II.1.3 Technologie d'exploitation du gisement	53
A. Abattage	53
A.1 Plan de tir	53
A.2 Le choix de type de l'explosif	54
A.3 Foration	55
B. Chargement	56
C. Transport	57
II.2 Traitement	57
A. Installation BABITLESS	57
A.1 station primaire	58
A.2 Station secondaire	58
B. Station secondaire ARJA	60

C. Station de sable ARJA	62
II.3 Les caractéristiques de sécurité	62
☒ Examens médicaux	63
☒ tenus de travail	63
☒ Consignes de sécurité	63
Chapitre III : Déplacement des roches minières	
Introduction	65
III.1 Types de transport	66
III.1.1 Par camions	66
A. rendement des camions	66
B. Le nombre de camions nécessaires	67
C. Les avantages de transport par camions	67
D. Les inconvénients de transport par camions	67
III.1.2 Par convoyeurs	67
A. Types des convoyeurs	67
B. Rendement des convoyeurs	68
C. Avantages des convoyeurs	68
D. inconvénients des convoyeurs	68
III.1.3 Par gravité (couloirs à chute)	69
A. Type des couloirs	69
B. Les éléments du couloir	69
C. Rendement des couloirs	69
D. Les avantages des couloirs	70
E. Les inconvénients des couloirs	70
III.2 Études comparatives des modes de transport à IFRI	70
III.2.1 1ère variante	71
III.2.1.1 Études techniques	71
A. Travaux de réalisation	71
B. Calcule du rendement et du nombre de camion	73
III.2.1.2 Études économiques	73
A. cout fixe	73
B. cout variable	75
C. Le cout d'une tonne de minerai par kilomètre	76

III.2.2 2ème variante	77
III.2.2.1 Études techniques	77
A. Caractéristiques de la piste proposée	77
B. Calcule du rendement et du nombre de camion	78
III.2.2.2 Études économiques	79
A. cout fixe	79
B. cout variable	80
C. Le cout d'une tonne de minerai par kilomètre	81
III.2.3 3ème variante	81
III.2.3.1 Études techniques	81
A. choix du convoyeur	82
B. Calcule du rendement et du nombre de camions ...	83
C. Calcule du rendement de convoyeur à bande	83
III.2.3.2 Études économiques	84
A. cout fixe	84
B. cout variable	86
C. Le cout d'une tonne de minerai par kilomètre	87
III.2.4 Comparaison entre les trois variantes de transport	87
Chapitre IV: SYNTHESE	88
CONCLUSION	94
BIBLIOGRAPHIE	96
ANNEXES	98
ANNEXE I : Échelle des temps Géologiques	99
ANNEXE II : Les couts	101
ANNEXE III : plan d'arpentage des mines de la carrière d'IFRI	

Liste des figures

Chapitre I

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

Figure I.2 : Localisation du gisement de DJEBEL IFRI.

Figure I.3 : Coordonnées du périmètre et levé topographique, échelle 1/5000^e

Figure I.4 : Carte géologique de la région de KEDDARA (Echelle 1/50000)

Figure I.5 : Carte de zonage sismique du territoire National

Figure I.6 : Moyennes mensuelles des précipitations

Figure I.7 : Moyennes mensuelles des températures.

Figure I.8 : Répartition saisonnière des vents

Figure I.9 : Les trois éléments constitutifs de la roche

Figure I.10 : Principe de l'essai de compression uni-axiale

Figure I.11 : Principe de l'essai brésilien

Chapitre II

Figure II.1 : Organigramme du choix d'une méthode d'exploitation.

Figure II.2 : les éléments du gradin.

Figure II.3 : coupe verticale de la figure II.2

Figure II.4 : Schéma de la plate-forme de travail (abattage par explosif).

Figure II.5 : les niveaux d'exploitations

Figure II.6 : paramètre de tir et chargement de trou

Figure II.7 : la sondeuse ATLAS COPCO N°03

Figure II.8 : chargeur CATERPILLAR 988 H

Figure II.9 : schéma de la station primaire BABITLESS

Figure II.10 : la station secondaire BABITLESS

Figure II.11 : schéma de la station secondaire BABITLESS

Figure II.12 : schéma de la station secondaire ARJA

Figure II.13 : la station secondaire ARJA

Figure II.12 : schéma de la station de sable ARJA

Chapitre III

Figure III.1 : Dumper de carrière ASTRA RD 32.

Figure III.2 : schéma des types des convoyeurs a bande.

Figure III.3 : les éléments principaux du couloir (vue de côté et de dessus)

Figure III.4 : les deux couloirs à chute de gisement d'IFRI (vue de satellite).

Figure III.5 : l'itinéraire de la piste proposé

Figure III.6 : la piste de circulation à deux voies.

Figure III.7 : les types des convoyeurs

Figure III.8 : schéma représentatif du convoyeur a bande proposé

Figure III.9 : coupe topographique du chemin d'installation du convoyeur

Chapitre IV

Figure IV.1 : frai totaux de la première variante

Figure IV.2 : frai totaux de la deuxième variante

Liste des tableaux

Chapitre I

Tableau I.1 : Coordonnées UTM du périmètre octroyé

Tableau I.2 : Moyennes mensuelles des précipitations de 12 ans

Tableau I.3 : Moyennes mensuelles des températures durant la période : 2003-2015

Tableau I.4 : Moyennes mensuelles de la vitesse des vents

Tableau I.5 Les fréquences et directions des vents

Tableau I.6 : Résultats obtenus par le laboratoire

Tableau I.7 : classification des roches selon la porosité

Tableau I.8 : classification des roches selon la teneur en eau

Tableau I.9 : Résultats obtenus par la CETIM et l'ORGM

Tableau I.10 : échelle de broyabilité

Tableau I.11 : Coefficient Los-Angeles dans les principales utilisations du granulat.

Tableau I.12 : Coefficient Los-Angeles pour le gisement d'ifri.

Tableau I.13 : Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire d'IFRI.

Tableau I.14 : Classification des massifs suivant la fissuration

Tableau I.15 : Classification des roches selon l'If

Tableau I.16 : angle de talus et la dureté de la roche

Tableau I.17 : Analyses chimiques sur les échantillons de la roche d'IFRI.

Tableau I.18 : régime de travail de la carrière.

Chapitre II

Tableau II.1 : légende des figures II.2 et II.3

Tableau II.2 : les réalisations des années précédentes

Tableau II.3 : les principaux paramètres de tir

Chapitre III

Tableau III.1 : les annuités pour les dumpers de la partie supérieur

Tableau III.2 : les annuités pour les dumpers BEML (plateforme de réception)

Tableau III.3 : charge salariale du personnel de transport

Tableau III.4 : le cout d'entretien préventif pour les engins des deux niveaux

Tableau III.5 : le cout de consommation en pneumatique

Tableau III.6 : le cout de consommation en gasoil

Tableau III.7 : tableau récapitulatif des frais de la 1ère variante

Tableau III.8 : les annuités pour les dumpers

Tableau III.9 : charge salariale du personnel de transport

Tableau III.10 : le cout d'entretien préventif pour les engins de transport

Tableau III.11 : le cout de consommation en pneumatique

Tableau III.12 : le cout de consommation en gasoil

Tableau III.13 : tableau récapitulatif des frais de la 2ème variante

Tableau III.14 : les annuités pour les dumpers BEML et le convoyeur

Tableau III.15 : charge salariale du personnel de transport

Tableau III.16 : le cout d'entretien préventif pour les engins de transport

Tableau III.17 : le cout de consommation en pneumatique

Tableau III.18 : le cout de consommation en gasoil

Tableau III.19 : tableau récapitulatif des frais de la 3ème variante

Tableau III.20 : comparaison entre les trois variantes

Chapitre VI

Tableau IV.1 : tableau récapitulatif des frais de la 1ère variante

Tableau IV.2 : tableau récapitulatif des frais de la 2ème variante

Tableau IV.3 : tableau récapitulatif des frais de la 3ème variante

INTRODUCTION

L'unité ALGRAN est l'une des plus grandes unités de Groupe ENOF qui produit plus de 8 millions de tonnes par an de granulats. Elle couvre une superficie de plusieurs kilomètres carrés dans la région de boumerdes. La situation stratégique de cette unité permet de satisfaire une production des granulats pour les routes, les chemins de fer et le béton hydraulique. Vu que les réserves exploitables restantes de l'ancien site (keddara) sont en voie d'épuisement, l'entreprise a obtenu une nouvelle concession, (IFRI) voisine de l'ancien site de Bouzegza Nord pour l'exploitation d'un gisement de calcaire, et pour laquelle un projet d'ouverture et d'exploitation ainsi que l'organisation de ces travaux a été entamé en 2010 ; et qu'est un projet d'exploitation à ciel ouvert.

A cause de l'absence d'une étude technico-économique montrant les points forts et les points faibles de chaque procédé de déplacement des roches minières. ALGRAN a subi des hésitations, par quelle procédé de déplacement des roches elle va déplacer les roches abattus jusqu'à la station de traitement.

Mon projet intitulé : **l'ouverture du gisement d'IFRI sur la base d'étude comparative des procédés de déplacement des roches minières** ; se penche donc sur ces problèmes à la fois techniques et économiques. Technique d'abord parce que la topographie et l'endroit où se trouve le gisement imposent l'ouverture et le déplacement des calcaires jusqu'au concasseur primaire, et ce déplacement doit être fait par des procédés optimaux, économiques et sécurisants pour l'environnement.

Pour atteindre le but de mon projet, j'ai organisé mon travail comme suit :

Chapitre I : Caractéristique géologique, minière et technique du gisement

Chapitre II : Exploitation et traitement du minerai

Chapitre III : Déplacement des roches minières

Chapitre IV : Synthèse et choix du procédé

Chapitre I:

**Caractéristiques géologiques,
minières et techniques**

Historique

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

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

Le gisement de djebel Ifri a fait l'objet des travaux d'exploration sur la base du titre minier délivré à ALGRAN par le ministère de l'Energie et des Mines sous le N° 171 du 16/05/2004. Ces travaux ont été suspendus à cause de la situation sécuritaire qui prévalait dans la région.

L'ensemble des travaux de terrain réalisés sur ce périmètre ont été entrepris par ALGRAN et se sont étalés entre le mois de juin et septembre 2005, par contre les travaux de laboratoire ont été réalisés par le laboratoire CETIM et l'ORGM.

A la suite de ces travaux, un Permis d'exploitation a été délivré par ANPM sous le n° 2691 du 10/03/2007.

I.1 Localisation

-Localisation de l'unité

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



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

-Localisation du gisement

Le gisement du djebel IFRI est situé à 14 Km au sud de la ville de Boudouaou, dans la commune de Kherrouba, il se trouve sur la limite Sud du barrage de KEDDARA. On y accède par la route qui mène de Boudouaou vers le village de Keddara. Les réserves géologiques du gisement de DJEBEL IFRI sont contenues dans un périmètre d'une superficie 187 ha.

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

Tableau I.1 : Coordonnées UTM du périmètre octroyé

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



Figure I.2 : Localisation du gisement de DJEBEL IFRI.

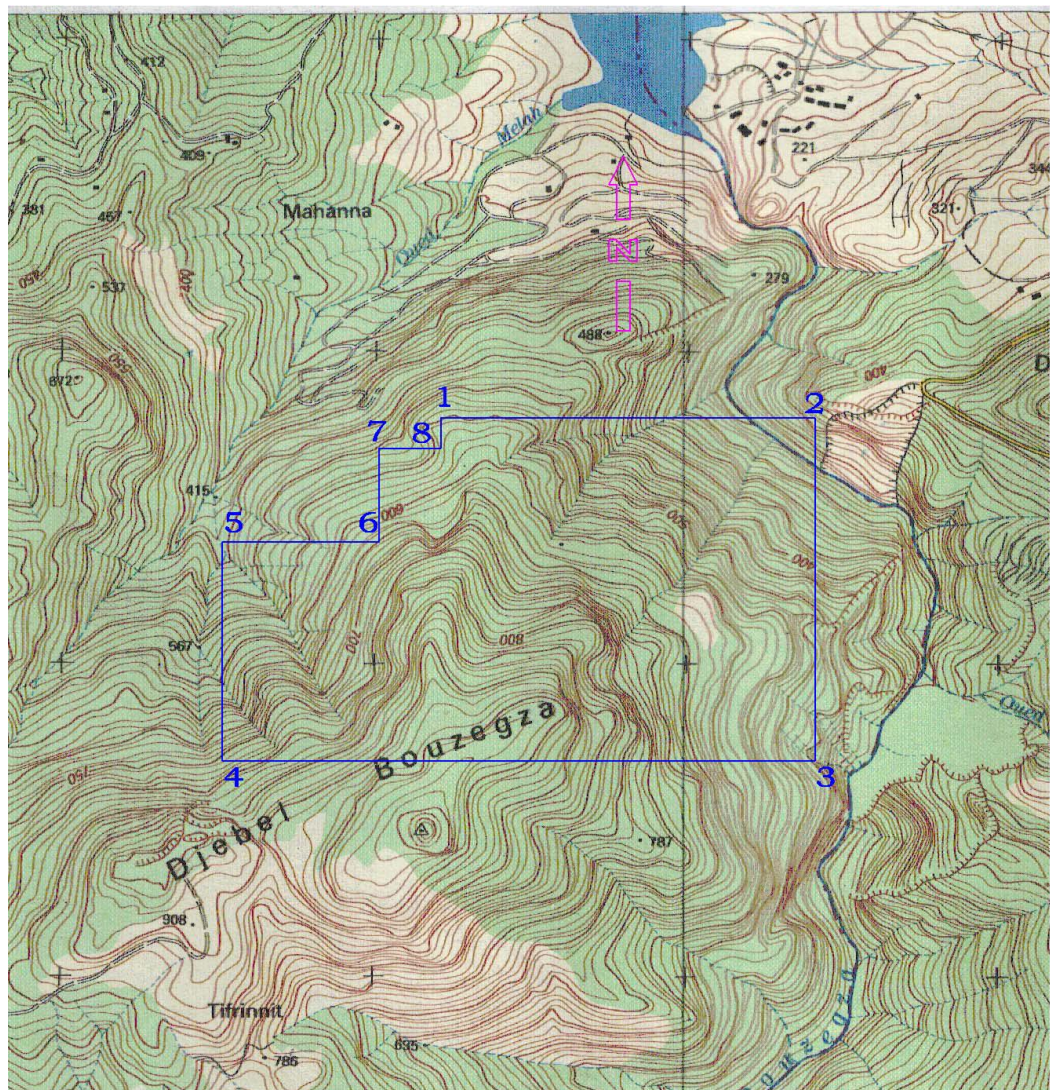


Figure I.3 : Coordonnées du périmètre et levé topographique

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

I-2 Cadre Géologie régionale du gisement

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 ce type de 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 aux zones vitales.

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- Maroune à L'Est.

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

I.2.1 Lithostratigraphie

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

❖ 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.

❖ Trias

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

❖ Jurassique

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

i. Jurassique inférieur (Lias) e : il est partagé en deux unités

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

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

ii. Jurassique Supérieure (Malm)

Rencontré sous forme de petites écailles au niveau d'un grand accident sublatudinal 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.

❖ Crétacé

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

i. Crétacé inférieur

Représenté essentiellement par des formations flychoïdes. Il est subdivisé en Néocomien Aptien et Aptien albien.

i.1-Néocomien aptien N1-5: représenté en forme de bande sublatudinale vers l'Ouest de l'oued Isser. Cette bande repose sous forme d'une grande écaille représentée par une alternance régulière de couches de grès quartzeux blancs, gris et d'argilites la puissance de la formation est de 500 à 700m environ.

i.2-Aptien albien N5-7 : une alternance régulière de grès et surtout d'argilites, sur 1000m environ forme des flyschs qui constituent cet âge.

ii. Crétacé Supérieur Senomanien c 1-6 : 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 1000m.

❖ Paléogène : partagée en deux unités : Eocène et Oligocène.

i. Eocène

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

Une formation flyschoid formée de grès grisâtre repose au-dessus de cette assise, alternée avec des argiles, calcaires gris et des marnes. Cette formation est d'une puissance de 1000m environ.

i.2-Eocène supérieur –Oligocène inférieur e4b-g : constitué d'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.

ii. Oligocène (g)

C'est une formation de flysch (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 grés gris, calcaire, quartz micacés et de marnes micacées la puissance de l'assise atteint 100m.

❖ **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**

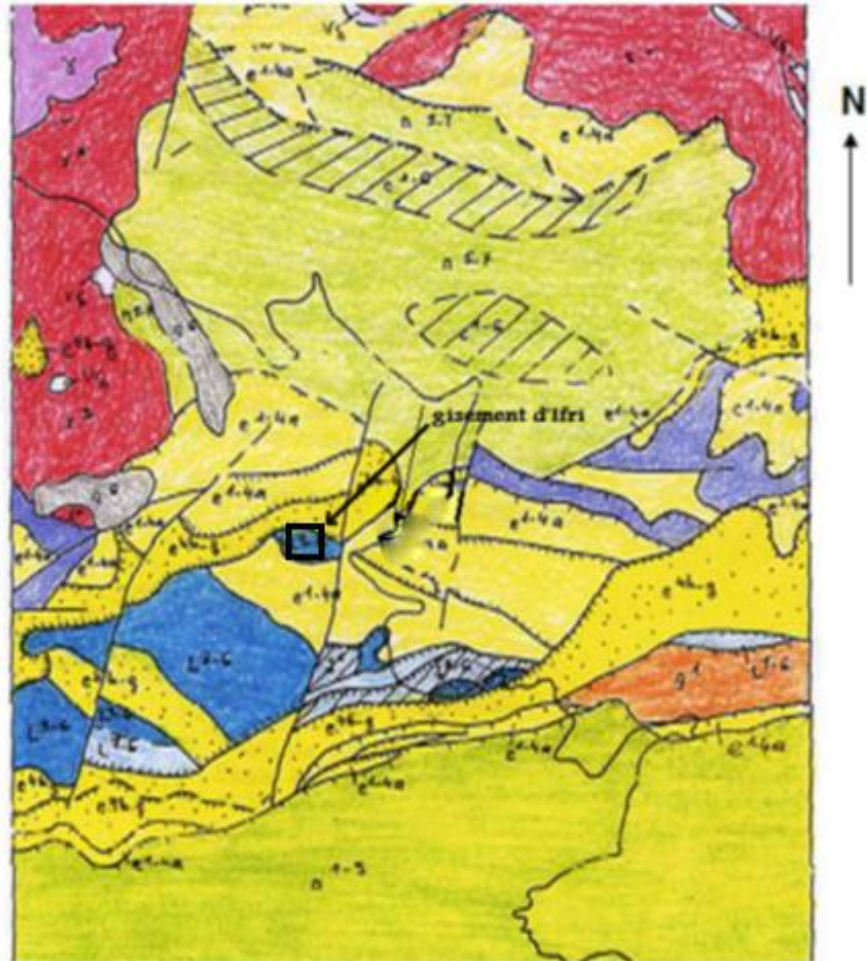
Représentées essentiellement par des méta-gabbro-diorites et granito-gneiss

i. Méta-gabbro-diorites (Ys) :

Ce sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonisation etc....

ii. Granito-gneiss (X) :

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



LEGENDE

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

Figure I.4 : Carte géologique de la région de KEDDARA (Echelle 1/50000)

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

I.2.2 Tectonique régionale

Le périmètre d'exploitation, objet de notre étude, se confond avec le flanc Sud d'un synclinal affectant les terrains et allongé NE-SO. Ce synclinal symétrique est large d'environ 1Km. une formation détritique grès-conglomératique est plus ou moins conservée dans la gouttière de ce synclinal. Le relief constitué de calcaires jurassiques suit l'allongement NE-SW d'une faille régionale. 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. (Transversaux de direction NW-SE, Les accidents NS qui interceptent les accidents EW, un grand accident de direction EW)

❖ Sismicité

Les alluvions de la Mitidja peuvent subir des secousses sismiques qui proviennent des zones profondes au niveau de la flexure de la Mitidja ou de séisme provenant de la Marsa (cap Matifou) ou de la faille de Thenia. Ce sont les scellements inondés qui peuvent être liquéfiés (perte momentanée de capacité portante du sol) et marquent des mouvements dans le sous-sol. La Wilaya de Boumerdes est classée zone sismique III selon le RPA 99 version 2003, c'est donc une zone à sismicité élevée

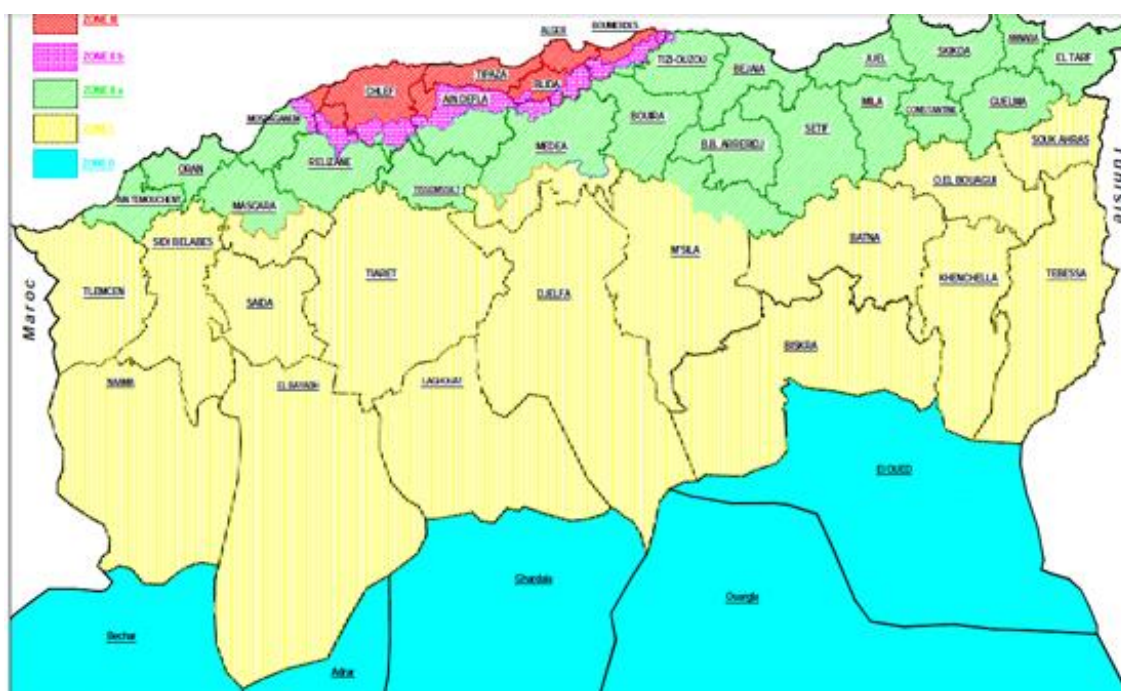


Figure I.5 : Carte de zonage sismique du territoire National (RPA 99 version 2003)

I.2.3 Régimes d'écoulement d'eau

❖ 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 calcaro-schisteuse bleuâtre altérée en surface (dans les 30 premiers mètres) et comprenant des fissures remplies de silice blanchâtre. [1]

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

✚ Une assise calcaire massive et compacte à Nummulites :

Elle est dépourvue de sources d'eau et de puits dans les abords du périmètre d'exploitation. Elle occupe 2/3 du périmètre d'exploitation.

✚ Une assise marno-calcaire gréseuse sous-jacente :

C'est une formation sédimentaire très peu perméable ne permettant pas l'infiltration et ne peut donc constituer de nappe aquifère.

❖ **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 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.2.4 Conditions climatiques

Le climat qui règne dans la région d'étude est de type méditerranéen à tendance subhumide à deux saisons contrastées. Un été chaud et un hiver doux et pluvieux. Les données climatiques ci-dessous représentent une moyenne calculées sur 12 ans, de 2003 à 2015, à partir des relevés de la station météorologique de Dar-El-Beida appartenant à l'Office Nationale de Météorologie. L'étude des conditions climatiques est très importante parce que le rendement de quelque engin de transport dépend de lui.

❖ **La pluviométrie**

Les moyennes mensuelles des précipitations durant la Période : 2003-2015 sont dans le tableau suivant :

Tableau I.2 : Moyennes mensuelles des précipitations de 12 ans

Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jui	Juil	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec	Ann
100	82.7	46.2	58.9	44.9	9.05	3.4	9.2	28.7	42.4	78.7	99	603

D'après le tableau ci-dessus les pluies sont très irrégulières durant les saisons. Elles sont abondantes en automne et en hiver et se caractérisent souvent par des orages et des tempêtes de vent. Elles sont variables et incertaines au printemps, nuls et irréguliers en été. La valeur moyenne des précipitations est de l'ordre de 603 mm pour une période de 12 ans.

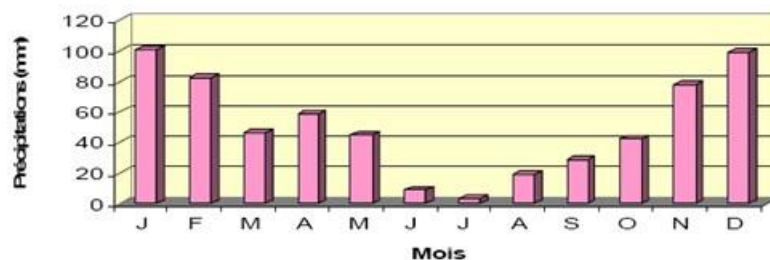


Figure I.6 : Moyennes mensuelles des précipitations

❖Températures

La température est un facteur très influent sur le milieu naturel, elle favorise notamment les phénomènes d'évapotranspiration et l'érosion éolienne.

Tableau I.3 : Moyennes mensuelles des températures durant la période : 2003-2015

Année	Jan.	Fév.	Mar.	Avar.	Mai	Juin	Juillet	Aout	Sept.	Oct.	Nov.	Déc.	M.A
Tmax	16.78	17.24	19.97	21.71	25.05	29.2	31.9	32.1	25.5	24.4	21.1	18	23.9
Tmoy	10.86	11.0	13.43	15.23	19.16	23.25	24.94	26.08	23.5	19.48	15.8	12.05	17.90
Tmin	6.17	5.33	7.16	8.73	12.74	16.45	19.12	20.4	17.36	14.51	9.65	7.1	12.06

On remarque que la température moyenne diminue pendant les trois mois d'hiver (Décembre, Janvier, Février) et atteint un minimum de 10,86 °C en Janvier, elle augmente pendant les trois mois d'été (Juin, Juillet, Août) et atteint le maximum de 26,08 °C. La moyenne annuelle est de 17,90 °C, notons que des journées de gel peuvent affecter la région en hiver. La proximité de la mer a une influence directe sur le climat, ainsi la forte chaleur est rafraîchie et humidifiée par la brise d'été et la mer réchauffe la terre pendant les hivers rigoureux.

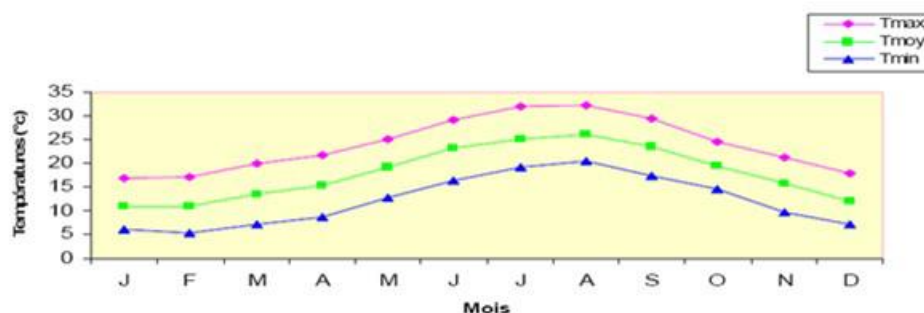


Figure I.7 : Moyennes mensuelles des températures.

❖Vents

L'étude de comportement des vents est très importante, car il nous contraint à donner une orientation géographique du tracé en fonction de la direction et de l'intensité des vents. Les moyennes mensuelles de la vitesse (m/s²) des vents sont dans le tableau :

Tableau I.4 : Moyennes mensuelles de la vitesse des vents

Jan	Fev	Mar	Avr	Mai	Jui	Juil	Aou	Sep	Oct	Nov	Dec	m.a
2.53	2.35	2.24	2.65	2.72	2.82	2.73	2.47	2.49	1.87	2.22	2.35	2.45

Les fréquences et les directions des vents sont aussi très importantes, ils sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau I.5 Les fréquences et directions des vents

Direction	N	NE	E	SE	O	NO	SO	S
Automne	7	3.8	2.6	1.5	15.5	5.4	25.3	11.5
Hiver	14.3	12.8	7.1	1	11.5	7.3	14.4	5.7
Printemps	19.3	22.2	5.1	1	5.6	5.7	7.1	3
Eté	11.3	11.2	4.4	1.3	9.5	7.3	17.2	8.4

D'après les tableaux ci-dessus, on peut dire que durant l'Eté, la dominance des vents est de direction Nord (Nord, Sud-Ouest). Pour l'Automne et l'hiver, la dominance des vents est de direction Sud (Sud-Ouest, Sud) par contre pour le printemps la dominance est de direction NE. Les vents dominants dans la wilaya de Boumerdes sont ceux de l'Ouest et du Nord-Ouest et soufflent en prédominance de novembre à avril. Les vents d'Est et de Nord-est soufflent en printemps, les vents du Nord sont plus fréquents et soufflent durant toute l'année et le sirocco, vent du Sud chaud et sec, de direction Sud-Est et Sud-ouest, souffle avec une faible intensité avec une moyenne de 20 jours/an. La vitesse moyenne du vent est < 3 m/s pour toute l'année.

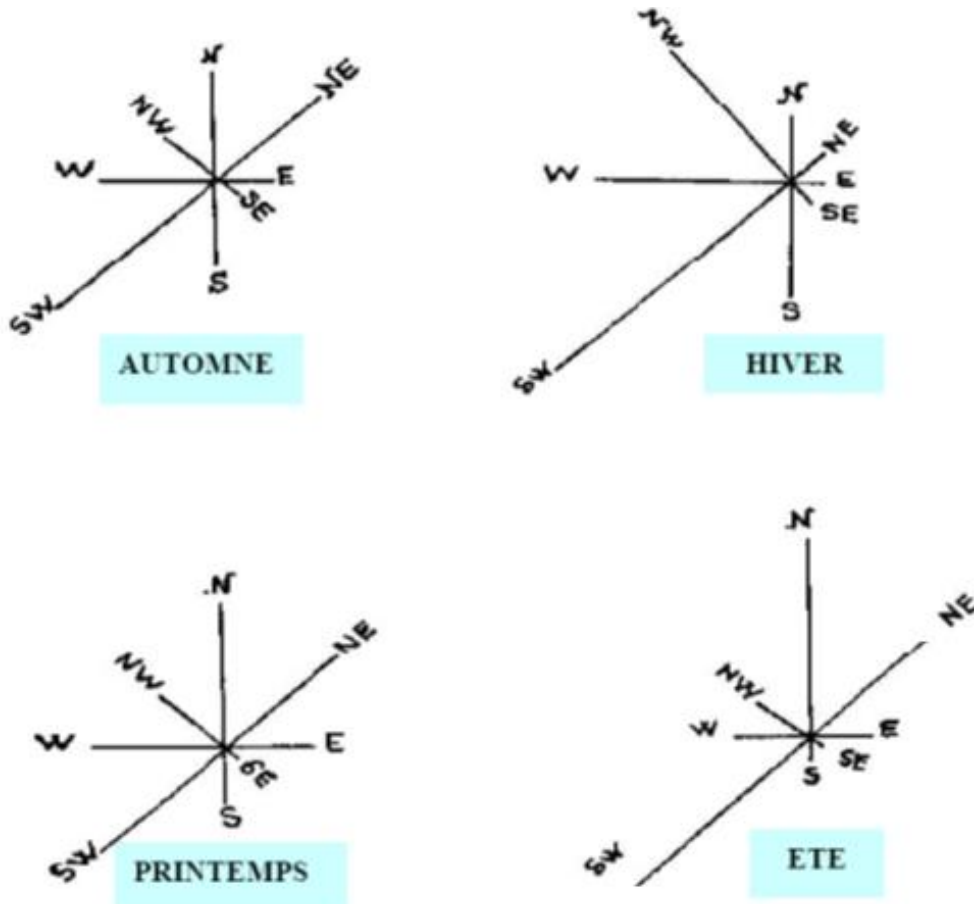


Figure I.8 : Répartition saisonnière des vents

I-3 Géologie locale du gisement

I.3.1 géologie

Le secteur étudié se trouve dans la partie nord du gisement de djebel IFRI, il est formé d'essentiellement des faciès suivant du nord au sud :

-des grès jaunâtres et des marnes versicolores qui occupent la partie Nord du terrain sur la rive gauche de l'Oued Keddara.

-des brèches de failles (produit de remplissage) polygéniques à grains grossiers repose sous forme de bloc tectonique en écaille chevauchant les formations calcaire de gisement de Djebel Ifri à forte inclinaison vers le nord c'est une zone boisée de chêne liège, et du 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 d'Oued Keddara à l'est et Oued M'hanna à l'ouest, formant un relief très prononcé en plein milieu de Djebel Bouzegza avec des altitudes qui varie de 200m à 1035m à forte inclinaison des flancs.

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

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.[2]

I.3.2 tectonique

Deux familles de failles majeures ont affecté 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 Caractéristiques techniques et minières du gisement

Le choix des méthodes de la conduite des travaux miniers, les engins des principaux processus est lié aux différents paramètres, parmi ces derniers, on trouve les caractéristiques techniques et minières à savoir, les caractéristiques physico-mécaniques, chimiques et minéralogiques des minéraux et des roches encaissantes.

Parmi les principales propriétés physiques, nous citons 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 et la résistance à la compression. Pour cela deux échantillons ont été prélevés 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 $\varnothing=47,5$ mm de diamètre [3]

Pour le premier échantillon, les analyses sont faites par le laboratoire CETIM (centre d'études et de service technologiques de l'industrie des matériaux de construction) tandis que le deuxième c'est l'ORGM (Office National de Recherche Géologique et Minière). Ces analyses nous ont donné toutes les paramètres physico-mécaniques ou chimique nécessaires.

I.4.1 propriétés physiques

L'étude des caractéristiques physiques et chimiques des roches a une grande importance pour la compréhension et l'interprétation scientifique du comportement de la roche. La majorité de ces propriétés sont déterminées par des essais au laboratoire ou in-situ.

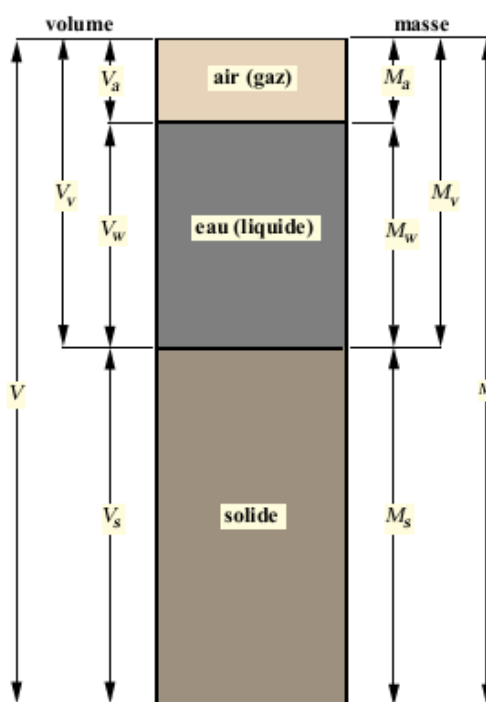


Figure I.9 : Les trois éléments constitutifs de la roche

1. La masse volumique

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).[4]

D'après les analyses, qui ont été faites par le laboratoire CETIM et l'ORGM sur les deux échantillons calcaires du gisement de Djebel IFRI, on a obtenu les résultats suivants :

Tableau I.6 : Résultats obtenus par le laboratoire

masse volumique	Essais	Moyenne
Absolue	2,67	2,68
	2,69	
Apparente	1,36	1,38
	1,40	

2. La densité

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

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

Il existe deux types de densité, une absolue et l'autre apparente.

a) Densité absolue

C'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.

b) 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 la même température.

3. Le taux d'absorption d'eau

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

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

Un échantillon de 100 g 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 ($g_{\text{H}_2\text{O}}/g_{\text{grains}}$). [5]

4. La Porosité

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.[6]

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

$$n = \frac{V_v}{V_t}$$

On peut aussi exprimer la porosité sous la forme suivante :

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

Où : V_s est le volume du solide.

La porosité est aussi l'ensemble des interstices connectés ou non d'une roche pouvant contenir des fluides (liquide ou gaz)

La classification des roches selon leur porosité est :

Tableau I.7 : classification des roches selon la porosité

Porosité	Classe
$0 < n < 5 \%$	Roches de faible porosité
$5 < n < 10 \%$	Roches de porosité moyenne
$10 < n < 20 \%$	Roches de porosité élevée
$n > 20 \%$	Roches de grande porosité

La valeur moyenne de la porosité de roche calcaire du gisement d'IFRI varie de 0.85 à 1.02% donc c'est une roche à faible porosité.

5. La teneur en eau

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

$$W = \frac{P_v}{P_s}$$

On classe les sols selon leur teneur en eau naturelle comme résumé dans le tableau suivant :

Tableau I.8 : classification des roches selon la teneur en eau

Teneur en eau W	Etat du sol
$0 < W < W_R$	Solide sans retrait
$W_R < W < W_P$	Solide avec retrait
$W_P < W < W_L$	Plastique
$W_L < W$	Liquide

On définit :

- W_R comme Limite de retrait : Elle caractérise l'apparition du phénomène de retrait.
- W_P comme Limite de plasticité : Elle sépare l'état plastique de l'état solide.
- W_L comme Limite de liquidité : Elle sépare l'état liquide de l'état plastique.

Les résultats des essais au niveau du CETIM et de l'ORGM sont résumés dans le tableau ci-dessous :

Tableau I.9 : Résultats obtenus par la CETIM et l'ORGM

Code de l'échantillon	Teneur en eau (%)	taux d'absorption d'eau (%)	Porosité (%)
n_640	0.103	0.275	0.85
	0.054	0.149	1.02
moyenne	0.079	0.212	0.935
n_450	0.083	0.13	0.94
	0.086	0.35	0.22
	0.089	0.3	0.34
moyenne	0.086	0.26	0.5

I.4.2 propriétés mécaniques

L'étude des propriétés mécanique 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. Parmi ces propriétés on peut citer les résistances à la compression, à la traction, au cisaillement, les déformations d'élasticité, de plasticité, l'angle de frottement interne, la cohésion ...etc.

1. Résistance des roches et des alluvions

a. Résistance à la compression

Résistance à la compression (notée R_c) la contrainte maximale supportée par l'échantillon lors d'un essai à chargement monotone croissant. Elle correspond au rapport de la contrainte normale sur la surface appliquée ; et se détermine par la formule suivante :

$$R_c = \frac{F_{max}}{S} ; [\text{MPa}] \text{ ou } [\text{Kgf/cm}^2]$$

Où:

F_{max} : la force maximale (juste avant rupture) en (kgf).

S : la surface sur laquelle l'effort est appliqué (cm^2).

On peut déterminer la résistance à la compression en fonction de la dureté f par la formule suivante :

$$f = \frac{R_c}{100} \Rightarrow R_c = 100 \times f ; (\text{kgf/cm}^2)$$

Cette valeur constitue une première information très utile et parfois suffisante sur les performances mécaniques 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 (mono-axiale ou simple). Ce dernier est le plus communément réalisé. Il est effectué sur des éprouvettes cylindriques, ayant un rapport 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.

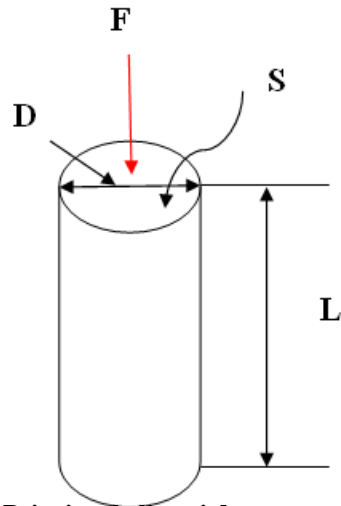


Figure I.10 : Principe de l'essai de compression uni-axiale

La dureté de la roche Pour le gisement de djebel IFRI varie entre 6 et 8, donc la résistance à la compression d'après la formule précédente varie entre : 600 et 800 kgf/cm². On prend la moyenne arithmétique $R_c = 780 \text{ kgf/cm}^2$ comme étant la résistance à la compression.

b. Résistance à la traction

La mesure de la résistance à la traction R_t est faite d'une manière indirecte suivant l'essai brésilien, l'éprouvette doit avoir un élancement (L/D) égal à 0.5 de manière à générer une traction uniforme et homogène. En appliquant un effort de compression diamétral. L'effort de compression est augmenté jusqu'à la rupture de l'éprouvette. Pour une force de compression de rupture F_{max} , la contrainte de traction générée R_t est :

$$R_t = \frac{2F_{max}}{\pi DL}; [\text{MPa}] \text{ ou } [\text{kgf.cm}^{-2}]$$

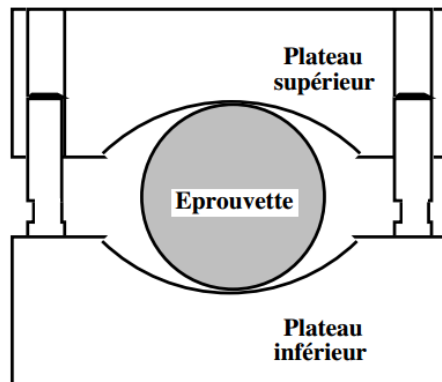


Figure I.11 : Principe de l'essai brésilien

Notons que la résistance à la traction d'une roche est très faible par rapport à sa compression à cause des surfaces d'affaiblissement structurales qu'elle renferme.

R_t est calculé en fonction de R_c , par la relation suivante:

$$R_t = (0,08 \div 0,12) \times R_c ; [\text{Kgf/cm}^2]$$

$$R_t = (0,08 \div 0,12) \times 780 = 62,4 \text{ à } 93,6 \text{ Kgf/cm}^2.$$

On prend $R_t = 78 \text{ kgf/cm}^2$ comme la résistance à la traction moyenne.

c. Résistance au cisaillement

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

$$R_{\text{cis}} = \frac{R_c}{3}$$

$$\text{Pour notre gisement : } R_{\text{cis}} = 780/3 = 260 \text{ kgf.cm}^{-2}$$

2. L'angle de frottement interne (φ)

C'est un angle fictif qui caractérise l'obliquité d'une couche, il est calculé à l'aide de la formule suivante :

$$\varphi = \text{arc. sin} \frac{R_c - 4 \times R_T}{R_c - 2 \times R_T}$$

$$\varphi = \text{arcsin} \frac{780 - 4 * 78}{780 - 2 * 78}$$

Alors pour notre gisement : $\varphi = 48,59^\circ$

3. Cohésion

Elle exprime le degré de cimentation des grains composant la roche, elle est donnée par la relation suivante :

$$C_r = \frac{R_t * R_c}{2 * \sqrt{R_t * R_c - 3 * R_t^2}} = \frac{78 * 780}{2 * \sqrt{78 * 780 - 3 * 78^2}}$$

$$C_r = 147.40 \text{ kgf.cm}^{-2}$$

La cohésion du massif est obtenue à partir de celle de la roche en lui affectant les facteurs de correction comme suit :

$$C_m = C_r \times a \times b \times c$$

Avec :

a: coefficient de fissuration du massif rocheux , $a=0.1 = 10\%$

Il est calculé comme : $a = \frac{0.1}{1(\text{moy (III;IV) du tableau I.14})}$

b : coefficient de la diminution de la cohésion du massif à cause de son contact à l'eau (humidité, altération), $b = 0,2 \text{ à } 1$, on prend $b = 0,75$.

c : coefficient de la cohésion à cause du temps, il varie entre $0,7 \text{ à } 0,8$.

Alors :

$$C_m = 16,58 \text{ Kgf/cm}^2$$

I.4.3 propriétés intrinsèques

1. Le degré 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

$$BR = \frac{M_s}{M_i} * 100$$

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.

Tableau I.10 : échelle de broyabilité

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

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

Donc le gisement a une broyabilité faible.

2. Coefficient Los-Angeles

L'essai los-Angeles est recommandé pour les granulats destinés à la construction routière, afin de déterminer l'indice de résistance à l'usure (essai de Los-Angeles) .

Il sert à déterminer la résistance à l'abrasion de gros granulats (c'est-à-dire leur résistance à la fragmentation par choc et l'usure par frottements réciproques entre ceux-ci et la charge broyante composée d'un certain nombre de boulets d'acier de 47 mm de diamètre). L'échantillon et les boulets sont mis en rotation dans un cylindre d'acier.

On mesure le pourcentage des fines inférieures à 1,6 mm produites après un certain temps de broyage. Le coefficient Los- Angeles est donné par :

$$LA = \frac{m}{M} \times 100; (\%)$$

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

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

Pour qu'on sache la qualité des granulats d'ifri on fait appelle à ce tableau :

Tableau I.11 : Coefficient Los-Angeles dans les principales utilisations du granulat.

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

La résistance aux chocs des gravillons pour le gisement d'ifri a été testée par l'essai Los Angeles (LA) (P-18-573). Les valeurs obtenues sont regroupées dans le tableau ci-après :

Tableau I.12 : Coefficient Los-Angeles pour le gisement d'ifri.

Designations	Echantillon1	Echantillon2	Moyenne	Observations
LA	26.18	33.54	29.86	< 30 %

D'après les tableaux **I.11** et **I.12**, le granulat d'ifri est **pour béton de qualité**.

3. Coefficient Deval et Micro-Deval

Tout comme le coefficient Los-Angeles, ces deux coefficient dépendent principalement de la nature de la roche, les spécifications relatives à la résistance mécanique des granulats pour assise de chaussée portent entre autre sur le coefficient micro-Deval en présence d'eau. l'essai Deval ou micro-Deval sert à la détermination de la résistance à l'attrition.

L'attrition correspond à la production de particules fines par frottement mutuel entre les granulats qui émoussent les arrêtes des particules. Dans la technique routière. L'essai Deval est remplacé par l'essai Micro-Deval car il présente l'avantage d'être effectué sur les classes granulaires proches de celles mises en oeuvre actuellement.

L'essai Deval consiste à peser les éléments inférieurs à 1,6 mm produit dans un cylindre en rotation sur un échantillon de 7 kg. C'est la même formule qui est appliquée pour le coefficient LA. Par contre l'essai Micro-Deval qui donne le coefficient de perte à l'usure est défini par le pourcentage des particules passant à travers les mailles du tamis à ouverture de 1,25 mm On place une prise d'essai (500 g) dans une jarre de dimensions normalisées (diamètre intérieur = 210mm, longueur= 170mm, épaisseur = 3mm et de capacité = 5l) avec un certain nombre de billes d'acier de 9,5mm de diamètre.[7]

Le coefficient MDE (Micro-Deval) est donné par la relation suivante, avec m est la masse totale des particules retenues sur les tamis dont les ouvertures sont 10 mm, 5 mm, 1,25 mm :

$$\text{MDE} = \frac{(500 - m)}{500} * 100 .(\%)$$

La corrélation qui existe entre le DE (coefficient Deval) et MDE est donnée par l'expression :

$$MDE = DE / 80$$

Les résultats obtenus lors de l'essai MDE sur des échantillons d'ifri selon la norme française P-18-572 sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau I.13 : Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire d'IFRI.

Designations	Echantillon (1)	Echantillon (2)	Moy	Obs
MICRO DEVAL	Sec=13,68	Sec=19,78	16,73	< 20 %
	Hum =23,50	Hum =24,38	23,94	< 25%

Ce tableau montre que le calcaire du gisement d'IFRI présente une bonne résistance au frottement et surtout en voie sèche.

I.4.4 Propriétés techniques des roches

1. Dureté de la roche

La dureté représente l'une des particules les plus importantes. Elle se caractérise par la capacité de la roche de résister à la pénétration d'un autre corps. La relation qui donne la dureté de la roche est :

$$f = \frac{R_c}{100}$$

Avec : R_c La résistance à la compression.

La valeur de la dureté dépend de la solidité, de la viscosité, de la structure ainsi que de la composition minéralogique.

La dureté de la roche calcaire de Djebel Ifri varie entre 6 et 8 (selon CETIM), on prend la dureté $f = 7$ comme la dureté moyenne.

2. Le degré de fissuration

La fissuration est les systèmes de fissures qui divisent les massifs des roches dures et mi-dures en blocs naturels.

La connaissance de la fissuration permet de choisir la méthode d'exploitation la plus rationnelle, résoudre correctement le problème de stabilité des bords et des gradins des carrières et d'autre problème y compris le processus de la préparation des roches à l'extraction. [8]

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$m = \frac{l}{n} ; [m]$$

Avec : l : longueur de la partie du massif mesuré, [m].

- n : nombre de fissures sur la partie mesurée, [pièces].

D'après la distance moyenne (m) et la classification des massifs suivant la fissuration dans le tableau **I.10**, et après qu'on a obtenu la classification de notre gisement selon la dureté [9]. On déduit que la catégorie de la fissuration de la roche est intermédiaire entre la catégorie III et IV.

Tableau I.14 : Classification des massifs suivant la fissuration

Catégorie de fissuration des roches	Degré de fissuration du massif en blocs	Distance moyenne entre les fissures, [m]	Proportion dans le massif des blocs (%) avec les dimensions en mètre			
			0,3	0,5	0,7	1,0
I	Roches exclusivement fissurées	Jusqu'à 0,1	Jusqu'à 10	Jusqu'à 5	à peu près 0	Ne contient pas
II	Roches de grandes fissurations	0,1 – 0,5	10 – 70	5 – 40	Jusqu'à 30	Jusqu'à 5
III	Roches de moyenne fissuration	0,5 – 1,0	70 – 100	40 – 100	40 – 80	5 – 40
IV	Roches de faible fissuration	1,0 – 1,5	100	100	80 – 90	40 – 80
V	Roches pratiquement monolithiques	>1,5	100	100	100	100

3. Coefficient de foisonnement

Pendant l'exploitation des roches, le coefficient de foisonnement K_f exprime l'indice de fragmentation du volume après l'abattage du massif. Ce coefficient s'exprime par la formule suivante :

$$K_f = \frac{V_f}{V_m} > 1$$

Où : – V_m : volume des roches en massif.

– V_f : volume des roches foisonnées.

Les valeurs du coefficient de foisonnement sont différentes pour divers types de roches et dépendent de leur densité, structure, aspérité, ...etc. pour la même roche le coefficient de foisonnement dépend de la méthode de fragmentation, de la capitulation granulométrique, du temps de tassement, de la pression, de la teneur en eau ainsi que du volume et de la forme de récipients, où se trouve la roche. Les hautes valeurs du coefficient de foisonnement, en général, influent négativement sur les processus de l'exploitation miniers. Elles diminuent le degré de remplissage des godets des excavateurs et des chargeuses, l'utilisation de la capacité des bennes des moyens de transport, et augmentent la surface nécessaire des terrils et des stocks. [10]

La roche du gisement de Djebel IFRI possède le coefficient de foisonnement K_f égale à **1.6**.

4. L'indice de forabilité

Le forage des trous est une opération importante durant le processus de la préparation des roches à l'extraction à l'explosif. Ceci exige beaucoup de dépenses des forces humaines ainsi que les machines. Pour évaluer la forabilité (perforabilité) l'académicien RJEVSKY V, a proposé son indice de forabilité I_f basé sur les thèses scientifiques suivantes :

- Les efforts de compression et de déplacement jouent un grand rôle dans le forage, par contre les efforts de traction n'ont pas une importance pratique dans ce procédé.
- Vu le petit diamètre des trous, la fissurité n'influe guère sur la forabilité.
- Considérant que dans le processus de forage on évacue les débris du fond du trou vers l'extérieur, il est normal de tenir compte de la masse volumique.

Si γ est la masse volumique en g/cm^3

Alors l'indice de forabilité peut être calculé d'après la formule suivante :

$$I_f = 0,007 \times (R_c + R_{cis}) + 0,7 \times \gamma$$

Suivant l'indice de forabilité, les roches sont divisées en 5 classes, ces derniers sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau I.15 : Classification des roches selon l' I_f

I_f	Classes
$1 < I_f < 5$	<i>forabilité très facile</i>
$5.1 < I_f < 10$	<i>forabilité facile</i>
$10.1 < I_f < 15$	<i>forabilité moyenne</i>
$15.1 < I_f < 20$	<i>forabilité difficile</i>
$20.1 < I_f < 25$	<i>forabilité très difficile</i>

Pour notre gisement avec R_c, R_{cis} et γ égale à 780,260 et 2.68 respectivement: On obtient après calcul : **$I_f = 9.15$**

Alors le gisement a **une forabilité facile**.

5. L'indice de tirabilité

L'indice de tirabilité est déterminé par la formule suivante :

$$I_q = 0,1 \times K_s \times (R_c + R_t + R_{cis}) + 40 \times \gamma$$

Avec : $K_s = 1,2 \times d_{ms} + 0,2$, d_{ms} dimension moyenne des blocs structuraux

On a $d_{ms} = 1$ m (d'après le tableau I.10) ; alors $K_s = 1,4$ m ;

Donc : $I_q = 263,72 \text{ g.m}^{-3} \Rightarrow I_q \approx 0,26 \text{ kg/m}^3$

6. la stabilité des talus

On appelle stabilité la capacité des roches de rester en place durant longtemps lorsque la surface est dégagée. Les minerais et les roches encaissantes se répartissent -Suivant le degré de la stabilité- sous les groupes suivants :

- Roches instables (sables friables).
- mi-stables (argiles, argiles sableuse).
- Stables (calcaires et grés fissurés).
- Extra stable (granites, basaltes et d'autres roches dures).

La stabilité des bords des carrières et des talus des gradins est l'une des conditions principales de la sécurité des travaux miniers à ciel ouvert. Tous le processus technique sera dérangé si un effondrement ou un éboulement aura lieu.

Elle s'exprime par l'angle de talus naturel (α) dont les valeurs varient de 45° à 70° suivant la nature des roches. Cet angle se forme par la surface libre de la masse minière foisonnée avec le niveau horizontal. L'angle de talus naturel dépend de l'aspérité des grains, de leur teneur en eau, de la granulométrie et de la forme, ainsi que de la masse volumique des roches. L'angle (α) augmente avec l'accroissement de la teneur en eau jusqu'à une certaine limite (par exemple pour les charbons jusqu'à 14%) ainsi qu'avec l'augmentation de la granulométrie et de l'aspérité des roches. [11]

D'après les angles de talus naturel, on détermine les angles maximaux admissibles des gradins et des bords des carrières, des terrils, ... etc.

Pour une raison d'abattage, l'angle d'inclinaison des trous de mine étant pris égal à $\beta=15^\circ$ par rapport à la verticale, cela confère une inclinaison du talus par rapport à l'horizontale une valeur de 65° . Cette valeur est vérifiée et confirmée suivant le tableau :

Tableau I.16 : angle de talus et la dureté de la roche

Caractéristiques des roches	Coefficient de la dureté selon PROTODIAKONOV	Angle de talus du gradin
Extrêmement dure	15-20	$75-85^\circ$
Dure	8-14	$65-75^\circ$
Dureté moyenne	3-7	$55-65^\circ$
Tendre	1-2	$40-55^\circ$
Meuble et végétal	0.6-0.8	$25-40^\circ$

Donc le gisement d'IFRI a **une dureté moyenne**.

I.4.5 Analyses chimiques

Les résultats des différentes analyses effectuées sur les différents échantillons dans le laboratoire de l'O.R.G.M sont résumés dans le tableau ci-dessous :

Tableau I.17 : Analyses chimiques sur les échantillons de la roche d'IFRI.

Element	Echantillon 1 (%)	Echantillon 2 (%)	Echantillon 3 (%)	Moyenne (%)
SiO ₂	3,32	6,17	6,92	5,47
Al ₂ O ₃	0,26	1,07	0,89	0,74
Fe ₂ O ₃	0,97	0,82	0,72	0,83
CaO	53,24	50,17	50,87	51,42
MgO	1,37	1,37	1,57	1,43
Na ₂ O ₃	<0,05	1,27	<0,05	< 0,45
K ₂ O	<0,05	0,30	0,23	<0,19
TiO ₂	<0,05	<0,05	<0,05	<0,05
MnO	<0,01	0,01	<0,01	<0,01
P ₂ O ₅	<0,05	0,15	0,17	<0,12
PAF	39,82	38,87	38,31	39

La composition de notre gisement correspond à un calcaire assez pur à 51,42% de CaO en moyenne, alors plus de 96% de CaCO₃. La distribution des éléments majeurs (CaO, PAF) est extrêmement régulière.

I.5 Production et régime de travail

• PRODUCTION

Au cours de son exploitation le gisement d'IFRI a enregistré un retard considérable dans l'avancement des travaux d'ouverture auparavant et ceux d'exploitation actuellement cela est la résultante des paramètres suivant:

- ❖ La morphologie de terrain qui est accidenté
- ❖ Le manque des moyens
- ❖ L'éloignement du gisement par rapport au point de traitement ce qui a imposé une méthode d'acheminement du Tout-venant (tv) par culbutage.

Afin de remédier à toutes ces problèmes est optimiser la rentabilité et mettre en valeur le gisement IFRI, la direction générale a créé une commission chargée de solutionner définitivement les problèmes liés à l'exploitation de ce gisement. Pour l'exercice 2016, la décision reconstruction et reconfiguration de la carrière a été prise. Un volume d'abattage de l'ordre de 350 000 t et un dégagement de stérile égale à 62 170 m³ a été projeté.

La production annuelle en 2015 en produit fini était de l'ordre de 267000 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 :

$$Q_{ec} = 267000 * (1 + 0,12)$$

$$Q_{ec} = 299040 \text{ t/an.}$$

Pour atteindre la production de 267 000 t/an en produit fini, l'unité doit planifier une production en abattage qui est de 300 000 t/an

- **Situation actuelle**

- ☒ **Production mensuel**

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

$$P_m = \frac{P_a}{n_m}$$

Où:

n_m : nombre des mois dans une année, qui est égal : 07 mois (en exclus la période hivernal)

$$P_m = 350\ 000 / 7 = 50\ 000 \text{ T/mois}$$

- ☒ **La production journalière**

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

$$P_{j/p} = \frac{P_a}{N_{p/j} \times N_j}$$

N_j : Nombre de jours ouvrables pour le transport du TVC . (103j)

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

$$P_{j/p} = 350\ 000 / 1 * (103) = 3\ 398.05$$

$$P_{j/p} = 3400 \text{ T/p.}$$

- ☒ **Production horaire**

D'après la production journalière par poste de l'unité, on a un volume horaire à produire :

$$P_h = \frac{P_{j/p}}{n_h}$$

Avec : P_h : production horaire (T/h).

n_h : nombre d'heures du travail par poste effectif 9h.

$$P_h = 3400 / 9 = 378 \text{ T/h.}$$

• Régime de travail

Pour des considérations, sécuritaires, techniques et organisationnelles lors de la période hivernale, les pluies torrentielles dans la région engendrent:

-Une perte totale du tv et de sa qualité lors du vidage du couloir de culbutage par érosion, d'où l'arrêt des travaux de culbutage.

-inaccessibilité du gisement, ou immobilisation des engins, les moyens de chargement et transport.

❖ Acheminement des roches jusqu'à concasseur

Les travaux d'exploitation à la carrière de DJEBEL IFRI sont organisés comme suit:

Durant la période hivernale, période, estimée à 5 mois (150 jours), les travaux de culbutage sont à l'arrêt. Le déblocage du tout-venant culbuté depuis la plateforme niveau 610 vers la plateforme de réception niveau 250 est programmé pour 15 jours par mois à l'aide d'un dumper.

Le déblocage de Tout venant depuis la plateforme de réception niveau 250 sera assuré par les trois dumpers de marque BEML de KEDDARA avec un programme de (15) jours par mois.

De ce fait le régime de travail est le suivant :

Tableau I.18 : régime de travail de la carrière.

Nombre de jours ouvrables	203
Nombre de jours ouvrable pour le culbutage	100
Nombre de jours ouvrables pour le transport du TVC	103
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

Conclusion :

Les réserves minières du gisement d'IFRI sont contenues dans un périmètre de superficie 187 ha. L'unité a vécu beaucoup de moment difficile et surtout des moments de cessation des travaux et cela est dû à des raisons sécuritaires.

Les différentes analyses réalisées sur des échantillons représentatifs ont montré que les agrégats d'IFRI présentent une bonne résistance à l'altération et l'écrasement. Ils ont montré aussi que les calcaires du gisement ont une bonne affinité chimique avec les liants hydrocarbonés et bénéficiant d'une très bonne adhésivité et peuvent aussi être utilisées comme couche de fondation pour granulats. Ils peuvent être utilisés dans tous les domaines de la construction et des travaux publics.

Chapitre II:

**Exploitation et traitement des
minerais utiles**

Introduction

Par exploitation à ciel ouvert (ECO) on entend – la forme, les procédés techniques et technologiques, les processus d'extraction des minerais utiles et d'excavation des roches stériles et de formation des terrils, exposés à l'œil nu, utilisés pour l'exploitation des GMU.[12]

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. Le secteur des exploitations à ciel ouvert englobe toutes les formes d'extraction des matériaux utiles à partir du gisement se trouvant à faible profondeur. Pour ce type de gisement le choix d'une exploitation à ciel ouvert est vite arrêté car il est beaucoup plus facile à mettre en place une telle technologie à moindre frais. Le gisement est mis à nu par enlèvement des roches de recouvrement (terrain de recouvrement ou mort terrain) pour permettre l'accès au gisement.

L'Exploitation à Ciel Ouvert (ECO) se caractérise par:

- Le système d'exploitation.
- La grandeur du front des travaux d'extraction et de découverture.
- La vitesse d'avancement et la cadence d'approfondissement.
- La forme et le degré de la mécanisation des processus d'extraction et de découverture...

L'élaboration du projet d'extension de la carrière d'agrégat du gisement de Djebel Ifri doit prendre en compte les exigences fondamentales à savoir:

- la mise en exploitation rapide;
- la productivité maximale planifiée de 800 000 tonnes par an tout en garantissant une haute sécurité minière et environnementale et un effet économique majeur.

II.1 Exploitation

II.1.1 Notion d'exploitation à ciel ouvert

A.Mode d'extraction à ciel ouvert

Il existe différents modes d'extraction selon les propriétés physiques des matériaux bruts (dureté, densité, consolidation...) et les contraintes imposées par la nature du site :

- Extraction à sec :

C'est pour les substances dures ou tendres. Si le matériau est trop dur pour pouvoir être excavé directement, il doit d'abord être abattu à l'explosif. Il est ensuite chargé mécaniquement et transporté vers les ateliers de préparation mécanique (traitement). Pour les roches tendres, elles sont directement chargées dans les engins de transport.

- Extraction à l'eau :

Ce sont généralement des gisements alluvionnaires, extraits par dragage où les matériaux non consolidés sont récupérés par voie mécanique ou hydraulique puis transportés vers les postes de préparation mécanique.

B.Critère de choix de la méthode d'exploitation :

Le choix de la méthode adéquate est difficile car il repose sur plusieurs paramètres. Avant tout projet d'exploitation d'ouverture d'une mine ou d'une carrière, une étude géologique et géotechnique doit être faite à fin de faire accepter l'ouvrage par la nature sans compromettre sa sécurité. La reconnaissance est loin d'être parfaite. Il est important de noter que la méthode d'exploitation retenue soit bien adaptée au contexte du moment puisque elle conditionne la récupération du gisement donc des réserves exploitables, les critères de choix sont :

- La forme géométrique des corps minéralisés.
- La mécanique des roches.
- Disponibilité du matériel (mécanisation ou explosif).
- Déblocage et soutènement.
- L'environnement de l'exploitation.

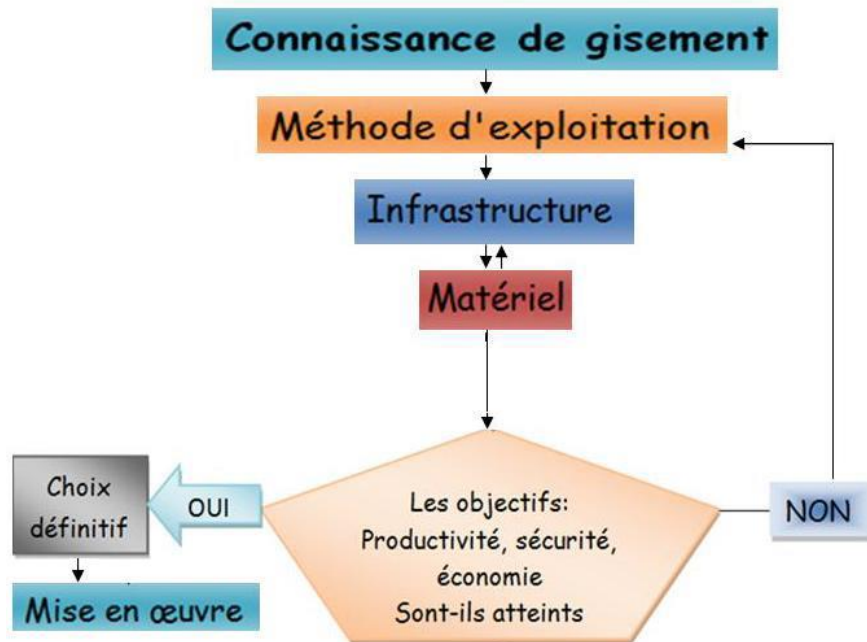


Figure II.1 : Organigramme du choix d'une méthode d'exploitation.

C. Les étapes d'une exploitation à ciel ouvert :

Le processus technologique de l'exploitation à ciel ouvert passe par plusieurs étapes qui sont :

-**Aménagement du champ minier**, défrichage, enlèvement de gros blocs, Bornage de la carrière ou de la mine à ciel ouvert dans le périmètre de la concession (travaux d'arpentage et implantation des limites).

-**Assèchement de la carrière**, déviation des cours d'eau, construction des barrages, des digues, des ouvrages de drainage; ...

-**Construction de différents infrastructures** énergétiques, de divers bâtiments de l'entreprise d'exploitation.

-**Ouverture de la carrière.**

-**Exploitation proprement dite**: Travaux d'extraction (enlèvement de la substance utile).

-**Fermeture de la carrière épuisée** et son utilisation éventuelle à d'autres fins.

D. Paramètre des systèmes d'exploitation

Le système d'exploitation à ciel ouvert, dans la carrière d'ifri peut se définir suivant la disposition du front des travaux miniers ainsi que par la mécanisation complexe employée.

Les paramètres du système d'exploitation seront donc les suivants:

- La hauteur et le nombre de gradins;
- La largeur des plates-formes de travail;
- La direction des fronts d'exploitation des gradins et de la carrière.

Pour exploiter un gisement à ciel ouvert on le partage en tranches horizontales suivant le caractère d'homogénéité du stérile et de matériaux utile. Tous les systèmes d'exploitation ont des éléments communs, qui sont :

D.1 Le gradin

La façon la plus rationnelle pour abattre la roche consiste en l'exécution de gradin approprié. Un gradin se compose essentiellement de trois plans, deux de ces plans sont horizontaux, le plus élevé formant la plateforme supérieure (sommet du gradin). Et le plus bas sa plateforme inférieure (le pied ou place).

Le troisième est vertical ou légèrement incliné par rapport à la verticale, et forme le talus ou le front du gradin.

Les éléments de gradin sont résumés dans les deux figures suivantes :

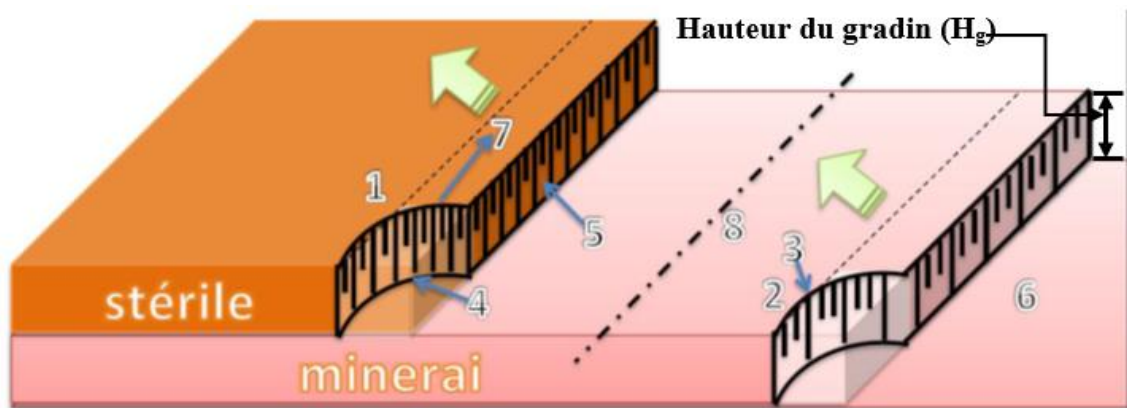


Figure II.2 : les éléments du gradin.

Tableau II.1 : légende des figures II.2 et II.3

1	Gradin stérile	2	Gradin minéralisé	3	Arrête supérieur	4	arrête inférieur
5	Talus du gradin au front de taille	6	Plateforme de travail	7	Tranche d'enlèvement	8	Axe de la voie de transport

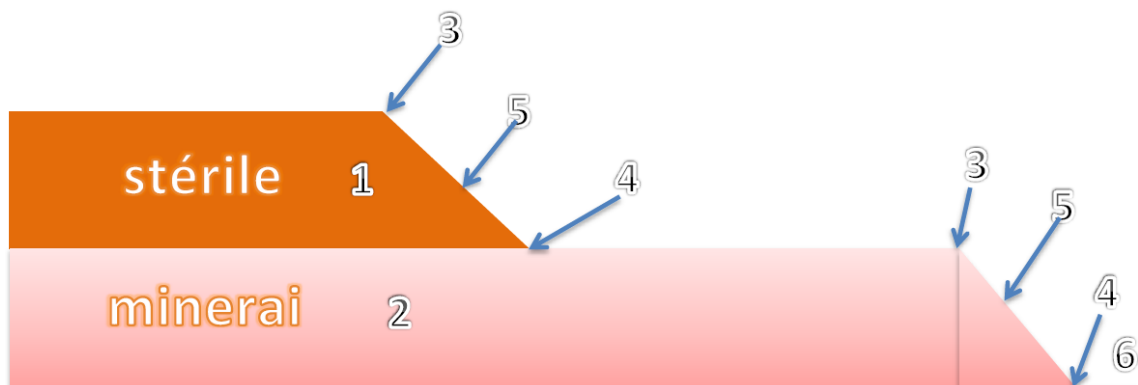


Figure II.3 : coupe verticale de la figure II.2

D.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'enlèvement).

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:

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

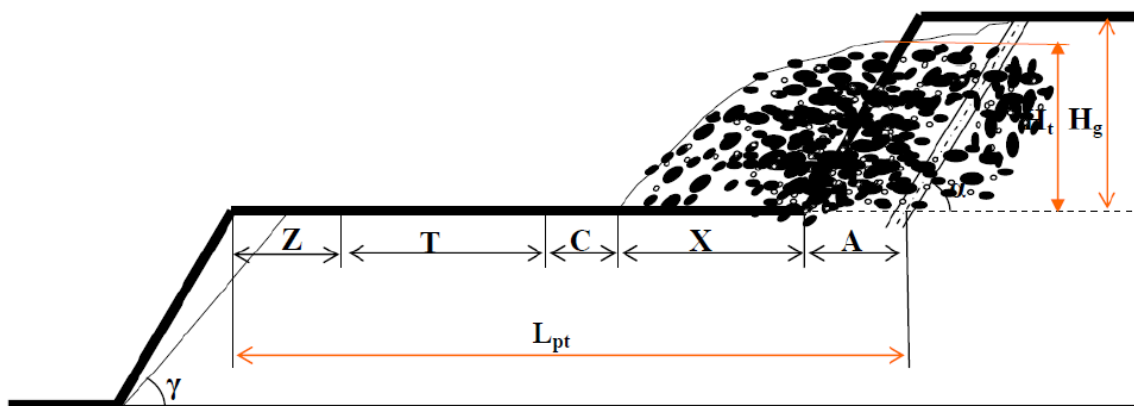


Figure II.4 : Schéma de la plate-forme de travail (abattage par explosif).

Avec :

- A: Longueur de l'enlèvement en massif, il est calculé par la formule:

$$A = \frac{W}{\cos \beta}$$

Où : W est la ligne de moindre résistance égale à 3.56 m, β : étant l'angle d'inclinaison de trou de mine, ($\beta = 15^\circ$) alors :

$$A = 3.4 \text{ m}$$

- X: Largeur du tas des roches abattues en dehors de l'enlèvement en massif

$$X = A (2 K_f \times (H_g / H_t) - 1), (m).$$

Avec, H_t : hauteur du tas = $0.7 * H_g$

$$\text{Alors : } X = 4.3 \text{ m}$$

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

$$C = 0,2 \times H_g$$

$$\text{Alors : } C = 2.4 \text{ m}$$

- T : Largeur de la voie de transport :

$$T = 2a + B_c + 2b$$

Avec : a: la largeur du camion (4.5m), B_c: distance entre deux camions(1.5) et b: la largeur de la bande de sécurité (1m)

Donc **T= 12.5m**

○ Z ; Largeur du prisme éventuel d'éboulement : **$Z = Hg \times (\cot\alpha - \cot\gamma)$**

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

γ : l'angle de talus de gradin en liquidation, 65°

Donc **Z=2.4 m**

Alors La largeur minimale de la plate-forme est :

$$L_{pt} = 25.1 \text{ m}$$

II.1.2 Situation de la carrière

A. Rétrospective des réalisations

Durant les années 2010-2011 les travaux suivants ont été réalisés :

- Réalisation de la piste d'accès sur une distance de 8 km pour atteindre le niveau 620m.
- Ouverture de niveau 620 m.
- Aménagement de deux couloirs d'évacuation de minerai tout venant vers le niveau 250.
- Aménagement de la plate-forme de réception située au niveau 250 m.
- Réalisation de la piste d'accès à la plate-forme de réception vers la station de concassage sur une distance de 1.8 km.
- Travaux de découverte au niveau 610 m.

Au cours de l'exercice 2012 une zone d'exploitation a été préparée entre les niveaux 580 et 553 sur une plate-forme de 140 m de longueur, de 60 m de largeur et de 60 m de hauteur. [13]

Le tableau suivant montre les réalisations achevées des années précédentes :

Tableau II.2 : les réalisations des années précédentes

Désignation	Réalisation 2012	Réalisation 2013	Réalisation 2014	Réalisation 2015
Abattage	229 000 T	320 000 T	236 000 T	300 500 T
Transport	181 143 T	282 080 T	196 000 T	267 000 T
Traitement	181 143 T	282 080 T	196 000 T	267 000 T

Le non atteinte des objectifs et dû au manque des moyens nécessaires, à ce jour l'activité au niveau du gisement d'ifri fonctionne dans les meilleurs des cas à l'aide d'un dumper, une chargeuse et une sondeuse.

B. Etat actuel

Le plan d'exploitation de DJEBEL IFRI pour l'exercice 2016 est élaboré pour un volume d'abattage de l'ordre de 350 000 t et un dégagement de stérile égale à 62 170 m³. 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.

Pour un volume d'abattage égal à 350000 t, on doit calculer le volume en produit fini. Pour cela, on doit calculer d'abord la quantité qui entre dans le concasseur :

$$Q_{ec} = \frac{Q_{abattu}(1-d)}{(1+p)}; \text{ d: dilution} = 2\%, \text{ p: pertes} = 2\%$$

Alors $Q_{ec} = 336274 \text{ T}$

A cause des rejets qui sont de 12% lors du traitement du minerai, La production annuelle de produit finis Q_{pf} devient :

$$Q_{pf} = \frac{Q_{ec}}{(1+0.12)}$$

Alors : $Q_{pf} = 300244 \text{ T/an}$

☒ Les niveaux d'exploitation

L'ouverture du gisement ifri a été faite dans l'année 2010 dans le niveau 620, ces jour-ci l'exploitation se fait entre les niveaux 580 et 553 m, dont les travaux de préparation et de découverte ont été débuté en 2012. La plateforme de travail à 140 m de longueur, de 60 m de largeur et de 60 m de hauteur. La figure ci-dessous montre une partie de la plateforme de travail :

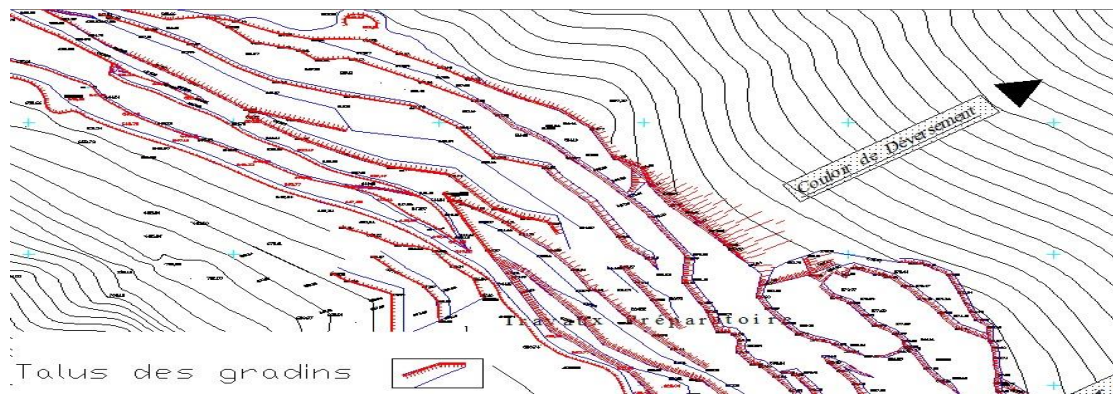


Figure II.5 : les niveaux d'exploitation

C. 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. Les gradins ont 12m de hauteur et des banquettes en liquidation de 07 à 08m .

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 sera réalisée

par gravité dans le couloir reliant le niveau 610 à celui de 250. Ainsi le déblocage du tout-venant se fera premièrement par dumpers du site d'exploitation vers le couloir de culbutage, deuxièmement par gravité jusqu'au niveau 250 m et finalement par dumpers jusqu'à la station de concassage (transport combiné).

II.1.3 Technologie d'exploitation du gisement

On distingue les processus principaux de la technologie d'exploitation du gisement en quatre parties telles que:

- Abattage des roches.
- Chargement des roches.
- Déplacement et transport des roches.
- Formation des terrils.

A chaque processus principal correspondant les travaux auxiliaires dont la réalisation permettent de faciliter son exécution.

A. Abattage

Le choix de la méthode d'abattage 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'abattage de la roche dans le gisement du djebel IFRI se fait par l'explosif.

Le processus d'abattage par explosif se réalise selon l'ordre suivant :

- Elaboration du plan de tir;
- Foration des trous;
- Tir : chargement et bourrage des trous, raccordement de la maille, mise à feu et examen du front.

A.1 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.[14]

Sur la base de deux tirs par mois, les principaux paramètres de tir sont résumés dans le tableau ci-dessous :

Tableau II.3 : les principaux paramètres du plan de tir

N°	Désignation	Formule	Résultat
01	Hauteur de gradin H_{gr}		12 m
02	Angle de talus α		85°
03	Diamètre de trou D		89 mm
04	Ligne de moindre résistance W_{max}	$(40 \times D) / 1000$	3.56 m
05	Profondeur du sous forage L_s	$0.3 \times W_{max}$	1.07 m
06	Profondeur du trou L_t	$H_{gr} / \sin \alpha + L_s$	13.07 m
07	Ligne de moindre résistance pratique W	$W_{max} - (3D + 30L_t) / 10^3$	2.9 m
08	Espacement entre les trous de mines a	$1.25 \times W$	3.5 m
09	Hauteur de charge de fond H_f	$0.4 (L_t \times W)$	5 m
10	Charge explosif de colonne L_c	$(D/2)^2 \times (3.14 \rho_{exp} / 10^3)$	5.60 kg/m
11	Charge explosif de fond L_f	$P_c \times 100 / L_c$	4 kg/m
12	Poids de charge de fond Q_f	$H_f \times L_f$	20 kg
13	Hauteur charge de colonne H_c	$L_t - (W + H_f)$	8.22 m
14	Poids de charge de colonne Q_c		31.53 kg
15	Hauteur de bourrage H_0	W	2.8 m
16	Poids total d'explosif par trou Q_{ch}	$Q_c + Q_f$	51.53 kg
17	Consommation spécifique d'explosif Q_s	$(Q_{ch} \cdot 10^3) / (W \cdot a \cdot H_{gr} \cdot \gamma)$	146 g/t
18	Quantité de roche abattue/trou $Q_{a/tr}$	Q_{ch} / Q_s	350 t
19	Volume de roche abattue/volée $Q_{a/v}$	Objectif	25200 t
20	Nombre de trous N_{tr}	$Q_{a/v} / Q_{a/tr}$	72

A.2 Le choix de type de l'explosif :

Le choix de type d'explosif dépend :

- ❖ Des propriétés physico-mécaniques du gisement : nature de la roche, fracturation du gisement, présence éventuelle d'eau dans les trous....
- ❖ De l'expérience des tirs précédents.
- ❖ Des considérations financières.

L'unité utilise deux types d'explosifs : TEMEX I et l'Anfomil.

Le TEMEX I est appelé la charge du fond, il a comme caractéristiques :

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

Par contre, l'Anfomil est dite charge de colonne et il est En vrac dans des sacs de 25 kg.

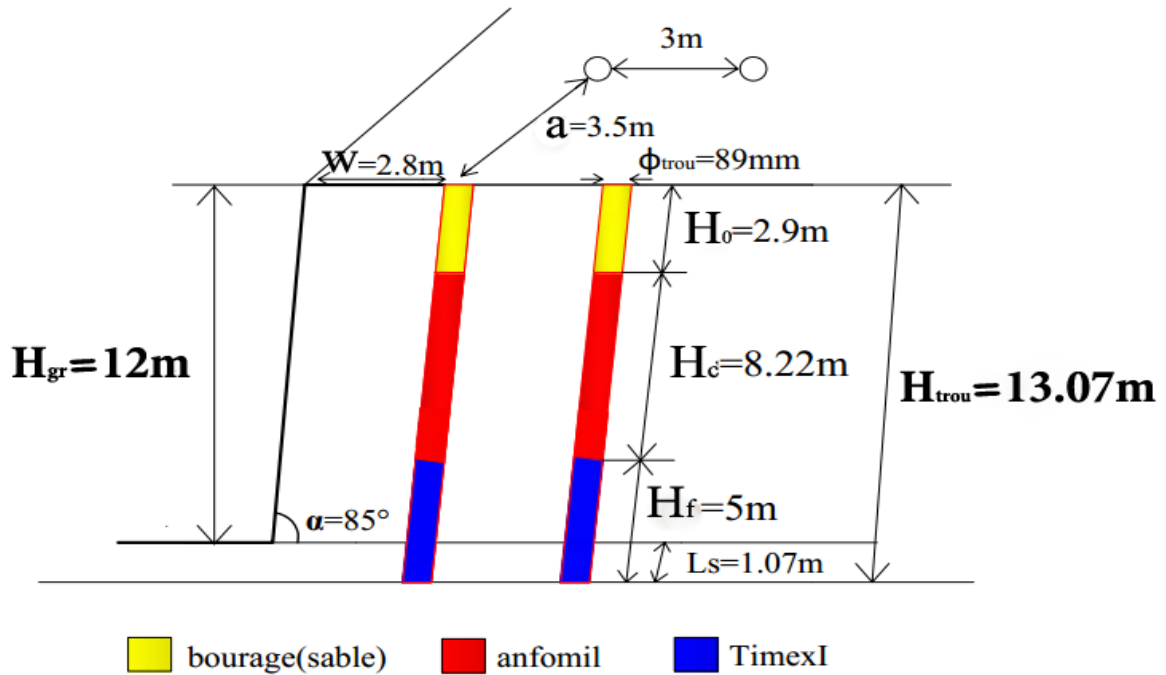


Figure II.6 : paramètre du plan de tir et chargement de trou

A.3 Foration

Les travaux de foration au niveau de la carrière de DJEBEL IFRI seront réalisés par sondeuse hydraulique ATLAS COPCO ECM580Y N°03 et un chariot avec compresseur, complètement obsolète. L'unité dispose de trois groupe de foration acquis en 2005 (un groupe de marque SANDVIK) et 2007 (deux groupes de marque ATLAS COPCO). Ces engins sont dans un état moyen.



Figure II.7 : la sondeuse ATLAS COPCO N°03

Son rendement est donné par:

$$R_s = T \times K_u \times V_a ; (m / p)$$

Où:

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

K_u : coefficient d'utilisation de la sondeuse ($K_u= 0,6$)

V_a : vitesse d'avancement ($V_a= 25$ m/h)

$$R_s = 135m/p = 135m/j$$

B. Chargement (déplacement des roches du front de taille vers camion)

Le chargement des roches abattues s'effectue par les chargeurs sur pneus de type CATERPILLAR 988 H de 07 m³ de capacité de godet, l'état du godet lamentable rend sa productivité équivalente à 50% de sa capacité nominale de chargement, d'où le déploiement de la pelle excavatrice de type Hyundai pour combler le déficit et assure le chargement de stérile.[15]



Figure II.8 : chargeur CATERPILLAR 988 H

Le rendement d'une chargeuse est le volume de la roche qu'elle peut charger par unité de temps. Il dépend des facteurs suivants :

- la capacité du godet de la chargeuse, $V = 7 \text{ m}^3$.
- coefficient de remplissage du godet de la chargeuse $K_r = 0.85$.
- durée d'un poste de travail $T = 9$ heures.
- masse volumique apparente $\gamma = 1.45 \text{ T/m}^3$
- coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste $K_u = 0.5$.
- durée d'un cycle de chargement $t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv} = 40 \text{ s}$

Avec : t_r : temps de remplissage de godet (20s).

t_{pc} : temps de parcours vers le lieu de déchargement (8s).

t_d : temps de déchargement du godet (4s).

t_{pv} : temps de parcours vers le lieu de chargement (8s)

- coefficient de foisonnement $K_f = 1.6$

Donc le rendement de la chargeuse est donné par :

$$R_{ch} = \frac{3600 \times V \times K_r \times T \times \gamma \times K_u}{t_c \times K_f} ; (\text{t/p})$$

Alors $R_{ch} = 2569 \text{ T/p}$

C. Transport (déplacement des roches vers le concasseur)

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). Dans notre cas le transport s'effectuera en deux phases la première depuis le front jusqu'à la zone de culbutage par camion ensuite depuis la plateforme de réception jusqu'à la station de concassage par camion aussi.

❖ Le nombre de camion nécessaire

Le nombre de camions est déterminé par la formule suivante :

$$N_c = \frac{P_j \times K_{ir}}{R_c}$$

Avec : P_j : production journalière = P_{an}/N_j

K_{ir} : coefficient d'irrégularité de travail = 1.1

R_c : rendement du camion : $\frac{3600 \times Q_c \times T \times K_{ch} \times K_u}{t_c}$

❖ Nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion

Le nombre des godets nécessaires pour le chargement d'un camion est calculé par la relation suivante :

$$N_g = \frac{Q_c \times K_f}{V \times K_r \times \gamma}$$

Avec : $Q_c=37.5$; $K_f= 1.6$; $V=7m^3$; $K_r=0.85$; $\gamma=2.67t.m^{-3}$

Alors $N_g= 3.67 \approx 4$ godets

II.2 Traitement

L'installation de traitement de l'unité de Keddara se compose de trois installations: installation (primaire et secondaire) 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.

A. Installation BABITLESS

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

A.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 3 000 m³.

La fraction inférieure à 200 mm passe à travers la grille d'un crible à deux 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.[16]

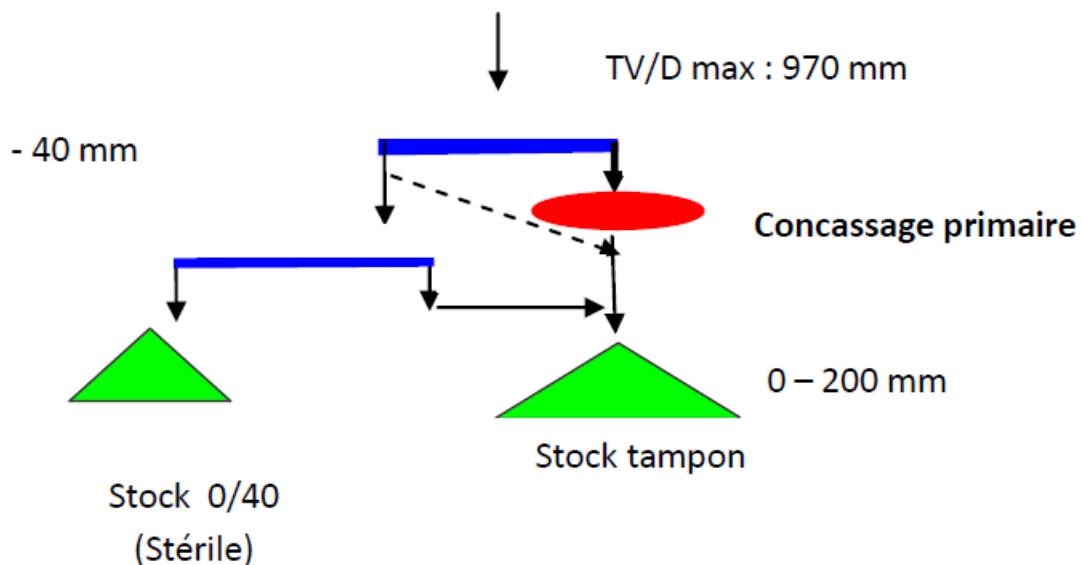


Figure II.9 : schéma de la station primaire BABITLESS

A.2 Station secondaire

Deux extracteurs montés en parallèle assurent l'alimentation de la station par voie d'un convoyeur à bande, repère 12, placé dans un tunnel sous le stock tampon.

Un crible vibrant à deux étages, avec des tôles perforées à l'étage supérieur et des grilles d'une maille de 40 mm à l'étage inférieur, sépare le tout-venant (0/200) en deux fractions:

-La fraction inférieure à 40 mm est extraite du processus comme produit marchand (0/40 mélange).

-La fraction (+40 - 200 mm) passe dans un broyeur à percussion de marque KRUPP HAZMAG type APS 1313K d'un débit de 300 T/h pour subir une réduction en 0/70 mm dont 27 % est supérieur à 25 mm

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

✚ Fractions du premier crible

- Fraction supérieure à 70 mm avec la possibilité de la remettre dans le cycle pour un recyclage dans le percuteur et de la soumettre à une réduction au niveau du broyeur à percussion KRUPP APS 1313 pour une réduction et un produit de sortie 0/70 mm
- Fraction - 70 + 40 mm avec la possibilité de la soumettre à une réduction au niveau du concasseur giratoire de marque BABBITLESS type BS 704 d'un débit de 120 T/h pour une réduction et un produit de sortie 0/25mm.

✚ Fractions du deuxième crible

- Fraction - 40 + 25 mm avec la possibilité de la soumettre à une réduction au niveau du concasseur giratoire de marque BABBITLESS type BS 704EG d'un débit de 120 T/h pour une réduction pour un produit de sortie 0/25 mm
- Fraction -25 + 15 mm avec la possibilité de la soumettre à une réduction au niveau du concasseur giratoire de marque BABBITLESS type BS 702 N d'un débit de 120 T/h pour une réduction pour un produit de sortie 0/15 mm

✚ Fractions du troisième crible

- Fraction -15 + 08 mm
- Fraction -08 + 03 mm
- Fraction -03 + 00 mm



Figure II.10 : la station secondaire BABBITLESS

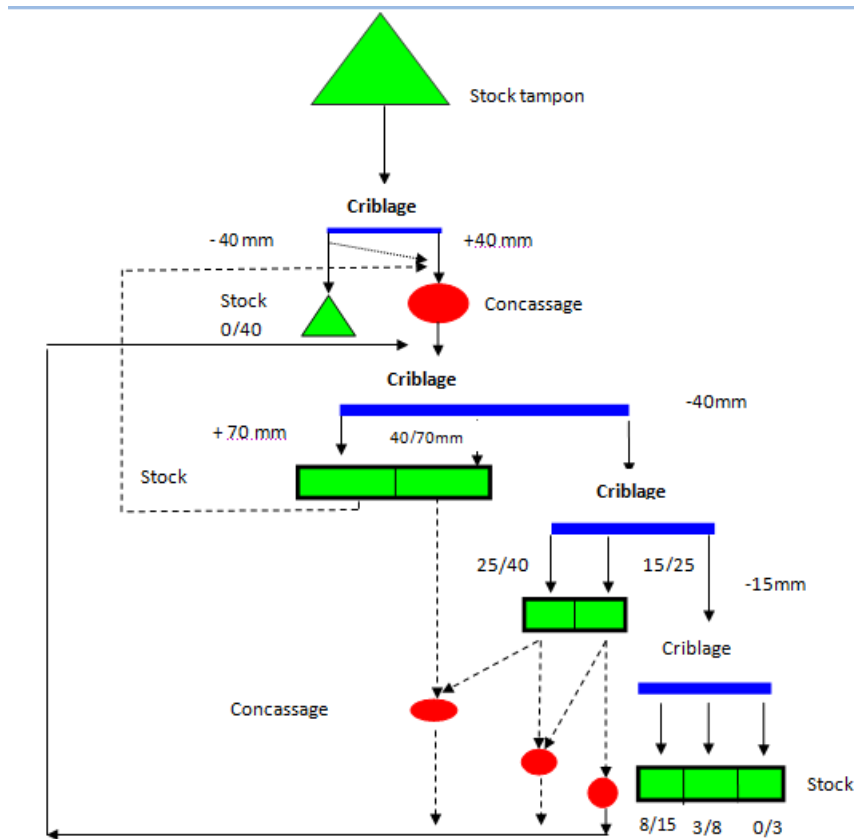


Figure II.11 : schéma de la station secondaire BABITLESS

B. Station secondaire ARJA

Un extracteur assure l'alimentation de la station par voie d'un convoyeur à bande placé dans un tunnel sous le stock tampon. Le tout-venant 0/200 passe dans un pré-crible à deux étages, étage supérieur avec une grille à maille carrées 70 mm et étage inférieur avec une grille à maille carrées 40 mm :

- La fraction inférieure à 40 mm est extraite du processus comme produit marchand (0/40 mélange).
- La fraction (+40 - 200 mm) passe dans un broyeur à percussion de marque ARJA type TAURO 30 P d'un débit de 200 T/ h pour subir une réduction en 0/25 mm avec un taux de refus de 12 % (> à 25 mm).

La fraction supérieure à 25 mm, si elle n'est pas vendue, a la possibilité d'être remise dans le cycle pour un concassage tertiaire dans le giratoire BS 702 pour la production du 0/25 mm

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

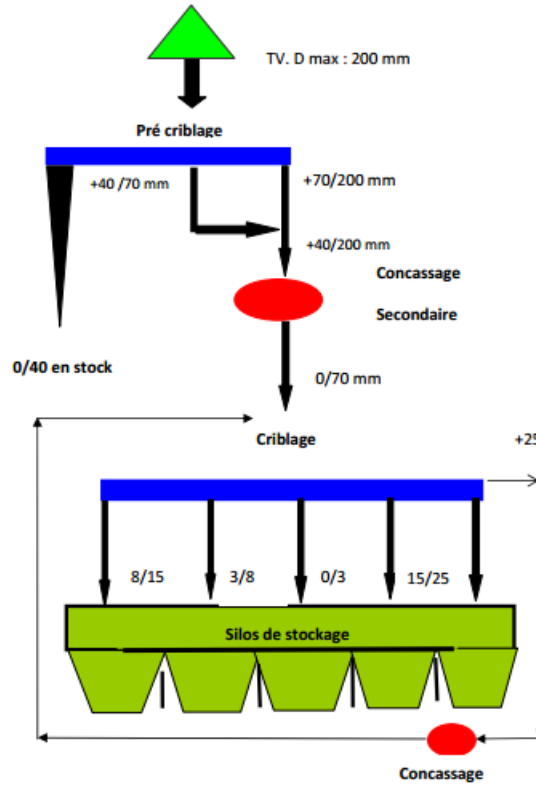


Figure II.12 : schéma de la station secondaire ARJA



Figure II.13 : la station secondaire ARJA

C. 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 une petite trémie de 25 m³ de capacité .

Le produit de la trémie 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 100 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 de la station secondaire BABBITLESS (convoyeur repère 30), ou recycler en circuit fermé au niveau de la station de sable ARJA, pour n'obtenir que du sable <04mm.

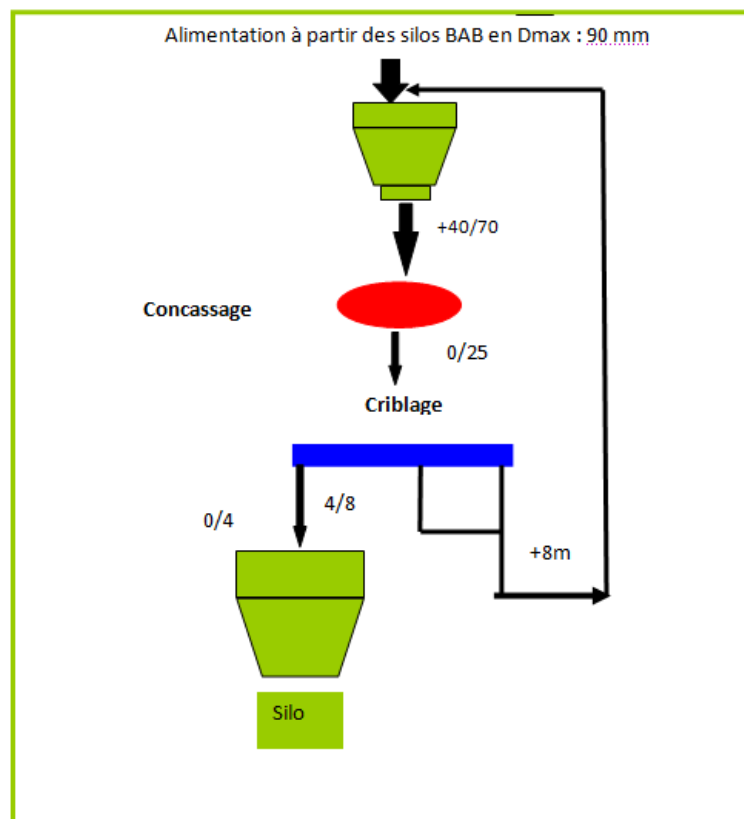


Figure II.12 : schéma de la station de sable ARJA

II.3 Les caractéristiques de sécurité

Conformément aux instructions qui lui sont données par l'exploitant, il incombe à chaque personne de prendre soin, en fonction de sa formation et selon ses possibilités, de sa sécurité et de sa santé ainsi que de celle des autres personnes concernées du fait de ses actes ou de ses actes ou de ses missions au travail.

Le personnel doit, conformément à la formation et aux instructions qu'il a reçues :

- Utiliser correctement les machines, appareils, outils, substances dangereuses, équipements de transport et autres moyens.
- Porter tous les équipements de sécurité individuels sur les lieux du travail
- Veiller à sa propre sécurité et à celle des autres.

➤ **Examens médicaux**

Le personnel est tenu à se soumettre aux examens médicaux, prévus en matière de médecine du travail, notamment:

- A l'embauche;
- Périodiquement une fois par an;
- Après une absence suite à un accident de travail;
- Dans tous les cas où le poste exige un examen spécial

➤ **tenus de travail**

Les vêtements, chaussures de rechange, sacs à main et autres objets personnels sont interdits sur les lieux de travail. Ils doivent être déposés dans un vestiaire mis à la disposition du personnel, et revêtir les vêtements de travail (casques, gants, chaussures de sécurité).

En règle générale, le personnel est tenu de porter tout vêtement ou accessoires de protection dont le port est imposé pour le poste occupé, et d'en assurer le bon état de conservation.

➤ **Consignes de sécurité**

Il est obligatoire de suivre les consignes suivantes afin d'assurer la sécurité de tout le personnel de la carrière, les consignes sont :

- Les équipements individuels de protection doivent être obligatoirement portés sur les lieux de travail. Chaque employé doit connaître et observer les procédures de sécurité qui s'appliquent à son poste de travail.
- Il est strictement interdit de procéder au nettoyage, au graissage, ou à la réparation d'une machine sans avoir coupé l'alimentation en énergie et avoir verrouillé de façon à empêcher toute remise en marche.
- En raison des risques que peut présenter une absence à un poste de travail, ne quittez pas le votre sans en avertir votre chef direct, sauf en cas d'alerte générale, dans ce cas ne gêner pas la circulation.
- Les piétons ne doivent pas gêner la circulation des engins et véhicules, dont l'utilisation est exclusivement réservée aux personnes qualifiée et autorisés à leur mise en marche.

Chapitre III:

Déplacement des roches minières

Introduction

Les processus de déplacement des roches minières sont parmi les processus principaux dans les mines à ciel ouvert, dont le pourcentage de participation dans le prix de revient total d'exploitation atteint 30 jusqu'à 70%.

Le transport de carrière prédétermine les modes d'ouverture du gisement, le choix de la méthode d'exploitation, les équipements minières, le mode de mise en terril ...etc.

Le but principal du transport dans la carrière est le déplacement de la masse minière des chantiers (point de chargement) aux point de déchargement qui sont soit les terrils pour les stériles ou les trémies de réception des usines de traitements pour les minéraux utiles. [17]

Dans le gisement de Djebel IFRI on utilise les flux concentrés, dans ce type, les roches abattues se transfèrent par une voie de transport, après la séparation entre les stériles et le minéraux utile se fait dans les stations de traitement.

Parmi les particularités du transport de carrières on cite :

- * une distance de déplacement relativement courte (1 jusqu'à 8 km).
- * grand volume des charges transportées, ainsi de l'intensité de la circulation.
- * augmentation de la distance au fur et à mesure de l'avancement des travaux miniers (abattage et chargement etc.).

Pour que le type de transport choisi soit rentable il doit assurer les exigences suivantes :

- Distance minimale du transport des minéraux utiles et des stériles des fronts de taille aux point de déchargements.
- Temps mort réduit et rendement optimal des engins d'extraction et de chargement ainsi que les engins de transport.
- Les caractéristiques des moyens de transport doivent répondre à ceux des engins d'exploitation.
- Il faut toujours assurer une sécurité maximale de travail.
- Meilleur sens de progression des travaux miniers.

III.1 Types de transport

III.1.1 Par camions

Dans les carrières contemporaines du monde entier, on applique largement le transport par camion, il est surtout utilisé lors de l'exploitation des gisements compliqués, de la construction et de l'approfondissement des carrières.

L'engin de transport le plus couramment utilisé dans les carrières en Algérie est les Dumpers.



Figure III.1 : Dumper de carrière ASTRA RD 32.

A. rendement des camions

Le rendement d'un camion et la capacité ou la charge déplacée dans une journée, il est donné par la formule suivante :

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times K_{ch}}{t_c} ; [t/\text{poste (ou jour)}]$$

Avec :

- Q_c est la capacité de la benne du camion ; tonne
- T est la durée d'un poste de travail ; heure
- K_{ch} est le coefficient du chargement de camion
- t_c le temps de réalisation d'un cycle donné par :

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

- Où :
- t_{ch} : temps de chargement
 - t_a, t_r : temps de trajet à vide et en charge (respectivement)
 - t_d : temps de déchargement
 - t_m : temps de manœuvre

B. Le nombre de camions nécessaires

Chaque entreprise a une production à assurer pour chaque année, afin de réaliser ce but, on doit calculer le nombre de camions nécessaires pour atteindre la production annuelle exigée, le nombre des engins de transport N_c est donné par la formule suivante :

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

Avec : P_j est la production journalière ; tonne

K_i est le coefficient d'irrégularité de travail ($0.8 < K_i < 1.2$)

C. Les avantages de transport par camions

- ☒ La grande efficacité du transport des minéraux utiles.
- ☒ La simplicité de construction et d'utilisation.
- ☒ La manœuvrabilité et la possibilité de surmonter la pente élevée.
- ☒ La simplicité d'organisation de travail avec d'autre engin (d'abattage et de chargement)

D. Les inconvénients de transport par camions

- ☒ Dépenses élevées d'entretien et de réparation des camions.
- ☒ Distance de transport économiquement rationnelle et faible qui ne dépasse pas les 8 km
- ☒ Dépense élevée sur les hydrocarbures et les pièces de rechange.

III.1.2 Par convoyeurs

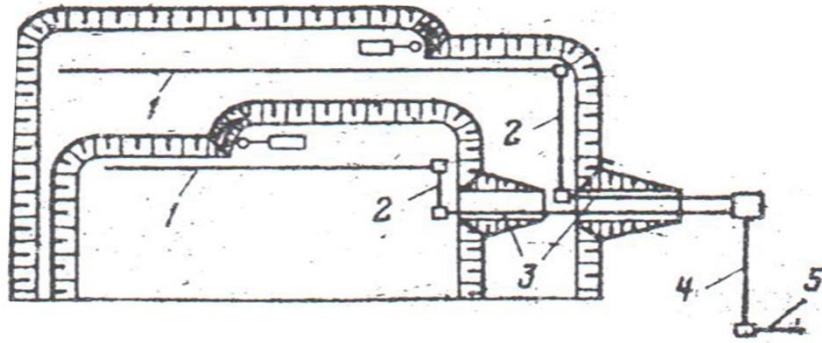
Le transport par convoyeurs est très répandu dans les carrières pour les roches tendres. Mais depuis quelques années on essaie de les utiliser pour les roches dures bien fragmentées.

On appelle aussi les convoyeurs à bande par transporteur à bande ou bande transporteuse etc., ils assurent de grands débits en continu et apportent des solutions commodes à divers problèmes de manutention.

A. Types des convoyeurs

Dans les carrières, les convoyeurs suivant leur position et leur destination se divisent en :

- Convoyeurs de chantier (dans le cas d'extraction à pelle)
- Convoyeurs de montage (intermédiaire)
- Convoyeurs élévateur
- Convoyeurs principal
- Convoyeurs d'estacade (pour les terrils)



1-convoyeurs de chantier; 2-convoyeurs intermédiaires; 3-convoyeurs-élévateurs; 4-convoyeur principal (stationnaire); 5-convoyeur de terril.
 Figure III.2 : schéma des types des convoyeurs selon leur position et leur destination.

B. Rendement des convoyeurs

Le rendement des convoyeurs à bande est déterminé par la formule suivante :

$$R_{co} = C(0.9B - 0.05)^2 V \times \gamma \times T_p \times K_u ; t/poste$$

Avec : - C coefficient de forme de la coupe transversale des masses rocheuse sur la bande du convoyeur

- B la largeur de la bande du convoyeur ; m
- V la vitesse du mouvement de la bande ; m/s
- γ la masse volumique des roches transportée ; t/m³
- T_p durée d'un poste ; h
- K_u coefficient d'utilisation du convoyeur durant le poste

C. Avantages des convoyeurs

- ☒ assure un grand débit en continu pour le déplacement des roches minières
- ☒ plusieurs façons d'utilisation, et plusieurs positions possibles, pour le déplacement dans les plateformes de travail, dans le front de taille, ainsi que dans le traitement
- ☒ un personnel très limité, un technicien lors d'arrêt seulement

D. inconvénients des convoyeurs

- ☒ dimension limités des roches déplacées (maximum 500 mm)
- ☒ pour le moment, il assure généralement le transport des roches tendres
- ☒ les convoyeurs sont relativement fragiles
- ☒ dépenses très élevée pour la production d'énergie électrique
- ☒ arrêt total pendant la période hivernale

III.1.3 Par gravité (couloirs à chute)

Ce type de déplacement des roches minières est utilisé dans les carrières à relief montagneux, ces couloirs se situent dans les talus naturels afin de déplacer les roches d'un niveau supérieur vers un niveau inférieur (ou se situe la station de traitement)

On distingue des couloirs à chute avec ou sans trémies et les dispositifs de chargement. Ces derniers sont utilisés généralement dans la carrière de nos jours.

Le trajet du mouvement de la masse minière dépend de l'angle d'inclinaison et la hauteur ainsi que la vitesse initiale de chute. On peut diminuer la vitesse et l'énergie d'arrivée des roches par l'élargissement de la partie inférieure du couloir jusqu'à la largeur de la plateforme inférieure.

A. Type des couloirs

Suivant l'angle d'inclinaison β , il existe :

- Des couloirs à chute inclinés (angle jusqu'à 45°)
- Des couloirs à chute dressants (angle $45^\circ \div 60^\circ$)
- Des couloirs à chute très dressants (angle $60^\circ \div 80^\circ$)

B. Les éléments du couloir

- La plateforme de déchargement supérieure
- Le couloir lui-même
- L'angle d'inclinaison β
- La plateforme de réception inférieure

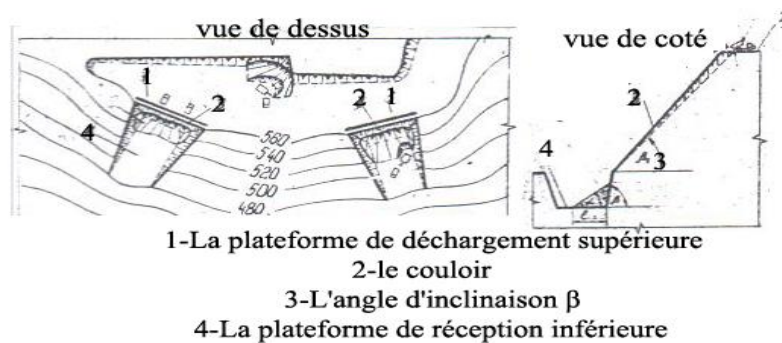


Figure III.3 : les éléments principaux du couloir (vue de côté et de dessus)

C. Rendement des couloirs

Le rendement des couloirs est donnée par :

$$R_{cou} = S_c \times 3600 \times V_i \times K_s$$

Avec : S_c est la section du couloir à chute ; m^2

V_i vitesse initial de chute

K_s le coefficient d'utilisation de la section du couloir ≈ 0.5 .

D. Les avantages des couloirs

- Apporte des solutions commodes pour les carrières à reliefs montagneux
- Ils donnent des opportunités d'exploitation pour des gisements situés dans le sommet des montagnes
- Ils réduisent les dépenses de transport
- Réduction de la distance entre le gisement et la station de traitement

E. Les inconvénients des couloirs

- Perte d'une quantité importante des roches culbutées
- Arrêt totale des travaux dans la période d'hiver (minimum 3 mois)
- Augmentation des quantités de stériles
- L'impossibilité de contrôler précisément l'endroit où les roches tombe ainsi que ses états finals

III.2 Études comparatives des modes de transport à IFRI

Dans la carrière d'IFRI, les problèmes rencontrés dans les travaux d'exploitation sont :

- Problème d'abattage : atteint la dimension des massifs bien fragmentés d_{mbf} ainsi que la réduction des hors-gabarit
- Problème de chargement : la fragmentation est suffisamment atteint dès lors le processus de chargement ne rencontrera des difficultés majeurs
- Problème de formation de terril : ce problème ne se pose pas d'une manière accrue parce que la découverte est presque inexistante.
- Problème de déplacement des roches miniers : ce qui est crucial et qui requiert une importance capitale au point de vu cout d'assurance d'alimentation du concasseur des roches miniers

Ce qui conduit à l'analyse technico-économique des modes de déplacement des roches miniers afin d'en déterminer l'ouverture du gisement minier utile d'IFRI et son exploitation.

Dans cette partie, on va comparer entre trois variantes, une est déjà réaliser au niveau de la carrière d'IFRI et les deux autre on va les expliciter, afin de choisir la variante la plus rentable. Les trois variantes sont :

- 1^{ère} variante : transport combiné par culbutage (par gravité) entre le niveau 610 et la plateforme de réception du niveau 250, puis transport par camion jusqu'à la station de traitement
- 2^{ème} variante : utilisation de la piste déjà proposé de 5km
- 3^{ème} variante : transport combiné par couloir entre les niveaux 610 et 250, puis transport par convoyeur a bande jusqu'à la station de traitement

III.2.1 1^{ère} variante (transport combiné)

III.2.1.1 Études techniques

Dans la montagne du gisement IFRI, il y a deux ravinements 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 trois parties :

- Partie supérieur : de la zone d'exploitation jusqu'au couloir de culbutage par camions.

- partie intermédiaire : par gravité

- partie inférieure : De la plate-forme de réception jusqu'à la station de concassage.

Pour des raisons techniques et sécuritaires les travaux sont organisés comme suit :

- 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 100 jours par années

- Le transport du Tout-venant depuis la plate-forme de réception du niveau 250 jusqu'à la station de concassage est programmé pour 103 jours par années



Figure III.4 : les deux couloirs à chute de gisement d'IFRI (vue de satellite).

A. Travaux de réalisation

➤ Réalisation des pistes d'accès

L'accès au gisement se fait par une piste de transport reliant la station de concassage (niveau 200 m) à la plate-forme de travail du niveau 590 m. Cette piste sera faite en deux étapes ; une partie est déjà réalisée lors des travaux de sondage qui se trouve près du poste de sécurité a une distance de 6km de la station de concassage, la partie restante de la piste a été construite afin d'accéder à la plate-forme de production(niveau 590 m). Pour utiliser la méthode de déblocage par couloirs, une autre piste a été réalisée reliant le niveau de la station de concassage (niveau 200m) à la plate-forme de réception du niveau 250 m.

– **Caractéristiques de la piste**

La longueur totale de la piste principale qui relie la station de concassage à la plateforme de travail du niveau 590 est de 8Km dans le cas d'un déblocage par camions. Cette piste est de 1km et 800m dans le cas d'un déblocage par couloirs.

– **largeur de la piste**

La largeur de la piste dépend des paramètres techniques des engins circulants (camions) elle est de 12m.

– **la pente de la piste**

La pente maximale de la piste est : 10%.

La piste d'accès doit être soigneusement tracée et entretenue pendant toute la durée de vie de la carrière. Elle devra aussi répondre aux normes de circulation des engins pour faciliter les conditions de travail et éviter l'usure rapide des engins.

➤ **Construction des couloirs et ces plateformes**

– **Les plateformes**

La réalisation de la méthode de déblocage par couloirs nécessite de faire 3 plateformes, une supérieure et deux de réception à la base des couloirs au niveau 250 m pour la réception de tout venant avant de le charger vers la station de concassage.

La réalisation de la plateforme supérieure : a été réalisé dans une période de 60 jours en utilisant un bulldozer et une pelle excavatrice avec un marteau brise roche

L'aménagement des deux plateformes de réception : dans une période de 4 mois, les plateformes de 100 m de longueur et 50 m de largeur elles sont reliées entre elles par Un passage de 20 m de large. Elles ont été réalisées à l'aide d'un bulldozer, dumper, chargeurs et une foreuse.

– **Les couloirs**

Deux ravinelements relient le niveau 590 m au niveau 250 m. Ces ravinelements seront utilisés pour constituer des couloirs d'évacuation par gravité du tout-venant. La pente de ces couloirs est de 40%. Néanmoins pour permettre une descente aisée des blocs par ces deux couloirs il est nécessaire :

- de déboiser le ravinement
- de réaliser en certains endroits des rectifications des parois des couloirs afin de supprimer les zones susceptibles de constituer un blocage dans la gravite du tout-venant.

L'aménagement des deux couloirs a été faite à l'aide d'un marteau perforateur et un compresseur la réalisation des deux couloirs a été faite dans une période de 5 mois.

Problèmes de suspension des roches

Le problème de suspension des roches dans ces couloirs n'existe pas à cause de :

- la cessation des travaux pendant la période hivernale.
- Tous les arbres au niveau des ravinements ont été abattus.
- Avant l'ouverture et l'utilisation des couloirs, des travaux de rectifications des parois des couloirs ont été faite afin d'éviter ce genre de blême.

– Le pont

L'aménagement du pont qui relie la plateforme de réception à la station de concassage est réalisée dans une période de 3 mois.

Alors la durée totale pour la réalisation d'infrastructure est de **150 jours**

B. Calcule du rendement et du nombre de camion

- Pour la partie supérieure : l'unité utilise des dumpers ASTRA de capacité de benne Q_c égale à 27t

Donc le rendement est : $R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times K_{ch}}{t_c}$; avec le $t_c = 630$ s et $T = 9$ h

Alors, $R_c = 1180.28$ t/jour

Pour une production journalière égale à 3400 t on calcule le nombre de camion nécessaire pour assurer cette production :

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c}; k_i = 0.9$$

Donc : $N_c = 2.59 \approx 3$ camions

- pour le niveau inférieur : l'unité utilise les dumpers BEML de capacité égale à 36 t et le $t_c = 1000$ s (valeur pratique)

Donc le rendement est : $R_c = 991.44$ t/j

Alors le nombre de camion nécessaire est : $N_c = 3$ camion

Donc pour cette variante il faut 7 camions (un de réserve) pour assurer la production souhaité

III.2.1.2 Études économiques

Les frais du transport se divisent en deux, charge fixe et charge variable [l'annexe II]

A. Coût fixe

Les coûts fixes sont : les amortissements et les charges salariales

☒ Calcule des amortissements

L'entreprise applique un amortissement linéaire sur les engins de transport pour une période de 5 ans

Donc : taux d'amortissement = 20%

Alors, l'amortissement = frais d'acquisition \times 20%

Le frais d'acquisition pour un dumper ASTRA égale à : 9 687 637.25 DA

Donc les amortissements sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau III.1 : les annuités pour les dumpers de la partie supérieur

	Dumper 1	Dumper 2	Dumper 3	Dumper 4
Annuité DA	1937527.4	1937527.4	1937527.4	1937527.4
Total DA	7750109.6			

Pour les dumpers BEML les frais d'acquisition ainsi que les annuités sont résumés dans le tableau au-dessous :

Tableau III.2 : les annuités pour les dumpers BEML (plateforme de réception)

Frais d'acquisition (DA)	15316551.95
Annuité (DA)	3063310.39
Nombre de camion	3
Total (DA)	9189931.17

La charge salariale

Les personnels du transport sont les conducteurs des dumpers et les chefs de poste et le chef service carrière ainsi que le personnel de maintenance.

– Frais du personnel de transport :

Pour les conducteurs des dumpers ils sont 6 (3 pour chaque niveau), avec une masse salariale brute de chaque égale à : **47 125 DA**

Pour le chef de poste il existe un seul poste par jour, avec un salaire brute de 71 856.63 DA, ce dernier est reparti dans plusieurs opération, donc on doit calculer la part de participation sur le transport :

$$P_p = \frac{M_{sb}}{N_o} \times N_{ot}$$

Avec, M_{sb} est la masse brute de chef de poste

N_o est le nombre d'ouvrier total = 13 (à savoir 2 de foration, 2 de chargement, 2 de concassage primaire, 1 pour les travaux des découvertures et 6 de transport)

N_{ot} est le nombre d'ouvrier de transport =6

Donc ; **$P_p = 33164.6$ DA**

Pour le chef service carrière, son salaire brut est égal à 53190.89 DA

Donc sa part de participation est : **$P_p=24549.6$ DA**

Les frais annuel du personnel de transport sont résumés ci-dessous :

Tableau III.3 : charge salariale du personnel de transport

	Chef service	Chef de poste	Conducteurs (6)
Salaire brut	53190.89	71 856.63	47 125
Masse salariale	53190.89	71 856.63	282750
participation (DA)	24549.6	33164.6	282750
Nombre de mois	12	12	12
Total partiel (DA)	294595.2	397975.2	3393000
Total (DA)	4085570.4		

– Frai du personnel de 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. L'unité possède en tous 15 machines différentes, la masse salariale du personnel de maintenance est égale à 24470500DA alors :

$$P_m = \frac{M_s}{N_m} \times N_t$$

Avec P_m est la participation, N_m nombre totale des machine (15), M_s masse salariale, N_t nombre des engins de transport

Donc : **P_m = 11 419 566.7 DA**

B. Les coûts variables

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

☒ L'entretien préventif :

L'entretien préventif englobe les pièces de rechange et les lubrifiants (Huiles et graisses).

Les résultats annuels des deux niveaux sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau III.4 : le cout d'entretien préventif pour les engins des deux niveaux

	Engin du niveau supérieur		Engin du niveau inférieur	
	Unité	Total	Unité	Total
Pièces de rechange	56699.21	226796.84	473 901.96	1421705.88
Les lubrifiants	107 721.65	430886.6	121 079.25	363237.75
Total	453583.44		1784943.63	
	2 238 527.07			

☒ Les pneumatiques

Comme notre carrière se situe dans un relief montagneux très accidenté, alors les dépenses sur les pneus seront relativement élevées. La dépense annuelle sur les pneumatiques se résume dans le tableau ci-dessous :

Tableau III.5 : le cout de consommation en pneumatique

	Engin du niveau supérieur		Engin du niveau inférieur	
	Unité	Total	Unité	Total
Consommation en pneumatique	1 038 850	4155400	1 038 850	3116550
Total	7 271 950			

☒ Gasoil

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

Tableau III.6 : le cout de consommation en gasoil

	Engin du niveau supérieur		Engin du niveau inférieur	
	Unité	Total	Unité	Total
Consommation en Gasoil	289 659.1	1158636.4	1 061 147.6	3183442.8
Total	4 342 079.2			

On récapitule tous les résultats de calcul des frais du transport dans le tableau suivant :

Tableau III.7 : tableau récapitulatif des frais de la 1^{ère} variante

	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)	16 940 040.8	15 573 770.4	2 238 527.07	7 271 950	4 342 079.2
Total (DA)	32 513 811.2		13 852 556.3		
	46 366 367.5				

C. Le cout d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

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

$$C_{t/km} = \frac{\text{le frai annuel de transport}}{\text{la production annuel} \times \text{longueur moyenne de piste}} ; \text{DA/t.km}$$

Alors :

$$C_{t/km} = \frac{46366367.5}{350000 \times 4} = 33.1$$

$$C_{t/km} = 33.1 \text{ DA/t.km}$$

III.2.2 2^{ème} variante (transport par camion)

III.2.2.1 Études techniques

L'accès au gisement se fait par une piste de transport reliant la station de concassage (niveau 200 m) à la plate-forme de travail du niveau 590 m. Cette piste sera faite en deux étapes ; une partie est déjà réalisée lors des travaux de sondage qui se trouve près du poste de sécurité à une distance de 6km de la station de concassage, la partie restante de la piste a été construite afin d'accéder à la plate-forme de production (niveau 590 m). Mais cette piste ne respecte pas les normes de sécurité (une pente élevée supérieur à 10% et des virages dangereux), donc on va étudier cette variante pour la piste de 5 km proposé par l'encadreur lui-même auparavant.

A. Caractéristiques de la piste proposée

On se basant sur les études faite auparavant les caractéristiques de la piste sont :

❖ Itinéraire de la piste

Le départ de la piste principale se fait au point de plateforme au niveau 590 m, au niveau 290m ; dans une région présentant un relief pente. La piste principale présente sept virages. Ensuite, la piste suivra le niveau 290m jusqu'au niveau 250m (plateforme de réception) et puis jusqu'au la station de concassage de niveau 200m avec une distance de 2 Km, tout en respectant la pente limite (la pente de la piste ne doit pas dépasser 10%).[18]

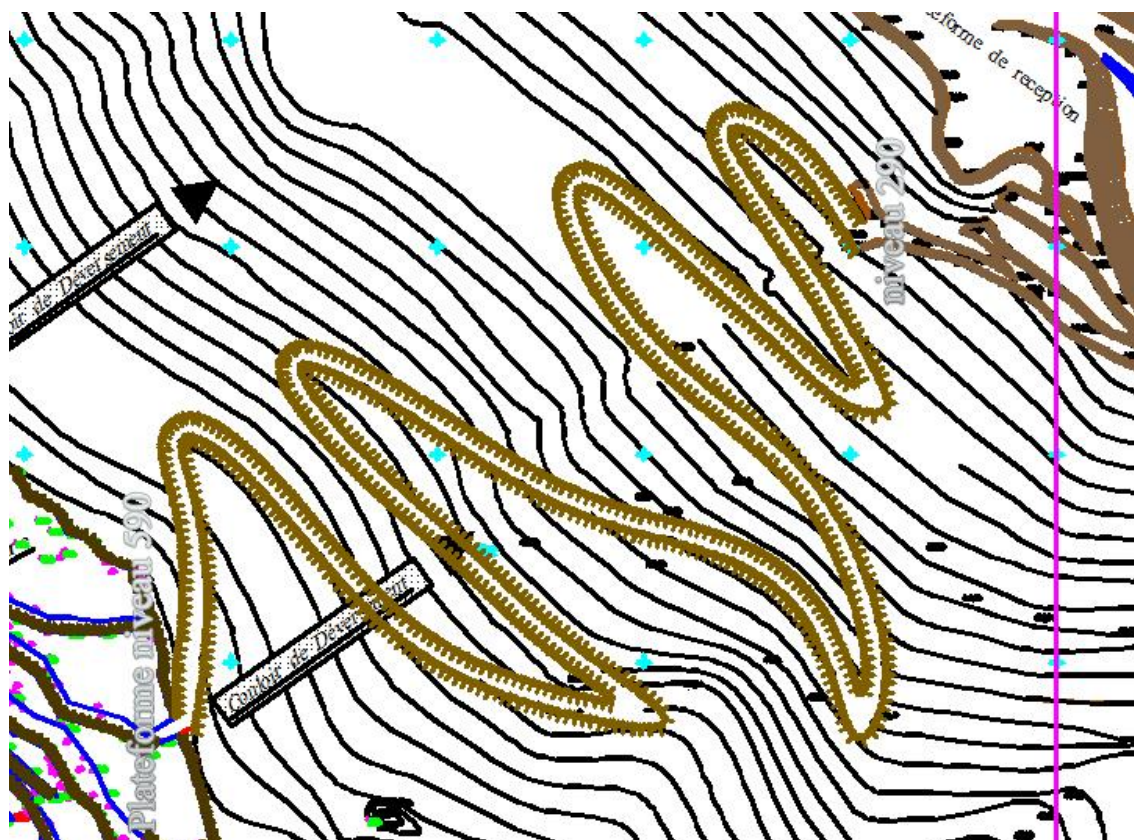


Figure III.5 : plan schématique de la piste proposé 1/1000^e (voir le plan d'arpentage en annexe)

❖ La largeur de la piste

La largeur de la chaussée des routes dépend des gabarits de moyens de transport, de la vitesse de circulation et du nombre de voies de circulation. Notre piste est à deux voies comme illustré dans la figure suivante :

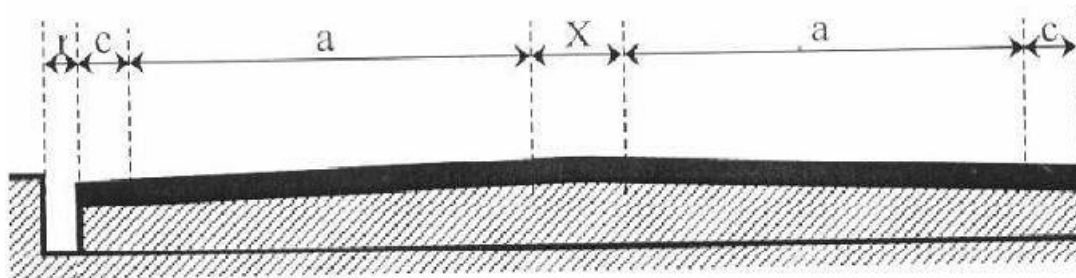


Figure III.6 : la piste de circulation à deux voies.

Avec : r est la largeur de la rigole d'évacuation d'eau 0.5 m

X est distance entre les bennes des camions 1.24 m

a est la largeur de la benne du camion 3 m

c est largeur de la bande de sécurité 0.26

La largeur de la piste T est calculé comme suit : $T = 2 \times (a + c) + X + r$

Donc : $T = 9$ m

❖ La longueur de la piste

La piste principale possède une longueur totale de 5 Km divisé en deux parties :

La première à partir de la plateforme de travail (point de départ) jusqu'au point de la plateforme de réception au niveau 250m de 3Km et la deuxième est de 2Km à partir du niveau 250 jusqu'au la station de concassage à 200m.

Dans l'évolution des travaux d'abattage qui conduit au déplacement du front de taille, on aménagera des pistes dites "provisoires". Seule celle qui mène vers la station de concassage sera définitive.

Donc la longueur totale de la piste est de 5 km.

B. Calcule du rendement et du nombre de camion

Dans cette variante on utilise les dumpers BEML de capacité 36 t, le rendement est donné par : $R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times K_{ch}}{t_c}$; avec $T=9h$

Le $t_c = T_a + T_{ch} + T_r + T_d + T_m$

Avec : T_a le temps d'un trajet à vide qui égale à : $\frac{3600 \times L_p}{V_a}$;

V_a égale à 20 km/h et L_p égale à 5 km

Donc $T_a = 900$ s

T_r le temps d'un trajet à charge, donnée par : $\frac{3600 \times L_p}{V_r}$;

V_r vitesse en charge 15km/h

Donc $T_r = 1200s$

T_{ch} , T_d et T_m sont des données

Alors $t_c = 900 + 240 + 1200 + 60 + 45 = 2445 s$

Alors, $R_c = 429.35 \text{ t/jour}$

Pour une production journalière égale à 3400 t on calcule le nombre de camion nécessaire pour assurer cette production :

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c} ; k_i = 0.9$$

Donc : $N_c = 7 \text{ camions} + \text{un de réserve}$

III.2.2.2 Études économiques

A. Coût fixe

☒ Calcule des amortissements

L'entreprise applique un amortissement linéaire sur les engins de transport pour une période de 5 ans

Donc : taux d'amortissement = 20%

Alors, l'amortissement = frais d'acquisition \times 20%

Le frais d'acquisition pour un dumper BEML égale à : 15316551.95 DA

Donc les amortissements sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau III.8 : les annuités pour les dumpers

Frais d'acquisition (DA)	15316551.95
Annuité (DA)	3063310.39
Nombre de camion	7
Total (DA)	21 443 172.7

☒ La charge salariale

Les personnels du transport sont les conducteurs des dumpers et les chefs de poste et le chef service carrière ainsi que le personnel de maintenance.

– Frais du personnel de transport :

Pour les conducteurs des dumpers ils sont 7, avec une masse salariale brute de chaque égale à : **47 125 DA**

Pour le chef de poste il existe un seul poste par jour, avec un salaire brute de 71 856.63 DA, ce dernier est reparti dans plusieurs opérations, donc on doit calculer la part de participation sur le transport :

$$P_p = \frac{M_{sb}}{N_o} \times N_{ot}$$

Avec, M_{sb} est la masse brute de chef de poste

N_o est le nombre d'ouvrier total = 14 (à savoir 2 de foration, 2 de chargement, 2 de concassage primaire, 1 pour les travaux des découvertures et 7 de transport)

N_{ot} est le nombre d'ouvrier de transport = 7

Donc ; $P_p = 35928.31$ DA

Pour le chef service carrière, son salaire brut est égal à 53190.89 DA

Donc sa part de participation est : $P_p = 26595.44$ DA

Les frais annuel du personnel de transport sont résumés ci-dessous :

Tableau III.9 : charge salariale du personnel de transport

	Chef service	Chef de poste	Conducteurs (7)
Salaire brut	53190.89	71 856.63	47 125
Masse salariale	53190.89	71 856.63	329 875
participation (DA)	26595.44	35928.31	329 875
Nombre de mois	12	12	12
Total partiel (DA)	319 145.28	431 139.72	3 958 500
Total (DA)	4 708 785		

– Frai du personnel de maintenance :

la masse salariale du personnel de maintenance est égale à 24 470 500 DA alors :

$$P_m = \frac{M_s}{N_m} \times N_t$$

Avec P_m est la participation, N_m nombre totale des machine (16), M_s masse salariale, N_t nombre des engins de transport (7)

Donc : $P_m = 10 705 843.8$ DA

B. Les coûts variables

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

L'entretien préventif

L'entretien préventif englobe les pièces de rechange et les lubrifiants (Huiles et graisses).

Les résultats annuels des deux niveaux sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau III.10 : le cout d'entretien préventif pour les engins de transport

Désignation	Dumper
Consommation en pièces de rechange (DA)	473 901.96
consommation en lubrifiant (DA)	121 079.25
Nombre de dumpers	7
Total (DA)	4 164 868.47

- ☒ Les pneumatiques

Tableau III.11 : le cout de consommation en pneumatique

Désignation	Dumper
Coût annuel des pneus (DA)	1 038 850
Nombre de dumpers	7
Total (DA)	7 271 950

- ☒ Gasoil

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

Tableau III.12 : le cout de consommation en gasoil

Désignation	Dumper
Consommation en gasoil (DA)	1 061 147.6
Nombre de dumpers	7
Total (DA)	7 428 033.2

On récapitule tous les résultats de calcul des frais du transport dans le tableau suivant :

Tableau III.13 : tableau récapitulatif des frais de la 2^{ème} variante

	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)	21 443 172.7	15 414 628.8	4 164 868.5	7 271 950	7 428 033.2
Total (DA)	36 857 801.5		18 864 851.7		
	55 722 653.2				

C. Le cout d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

$$C_{t/km} = \frac{\text{le frai annuel de transport}}{\text{la production annuel} \times \text{longueur moyenne de piste}} ; \text{DA/t.km}$$

Alors :

$$C_{t/km} = \frac{55\,722\,653.6}{350\,000 \times 6} = 26.53$$

$$C_{t/km} = 26.53 \text{ DA/t.km}$$

III.2.3 3^{ème} variante (transport combiné de 3 variation)

III.2.3.1 Études techniques

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 trois parties :

- Partie supérieur : de la zone d'exploitation jusqu'au couloir de culbutage par camions
- partie intermédiaire qui relie le niveau 610 au niveau 250 avec un déplacement de roches par gravités.
- De la plate-forme de réception jusqu'à la station de concassage à l'aide des convoyeurs à bande.

A. Choix du convoyeur

Le choix du convoyeur est fait selon différents critère à savoir la situation du gisement, la technique d'abattage, le type des roches transporté etc.

- **Types des convoyeurs**

Dans les carrières, les convoyeurs suivant leur principe de fonctionnement se divisent en :

- Convoyeurs à bande
- Convoyeurs à raclettes
- Convoyeurs à écailles



Figure III.7 : les types des convoyeurs

Pour notre gisement, le convoyeur choisi est le convoyeur à bande avec une bande en acier inoxydable, il est choisi à cause de sa solidité, et à cause de sa résistivité aux roches de grande dimension (environ 300 mm), ainsi que son rendement qui couvre la production estimé de l'unité.

- ✚ **Ajout d'un concasseur primaire**

Le convoyeur à bande ne peut transporter le minerai que si les dimensions des blocs fracturés lors d'explosion d_{bfe} satisfait les caractéristiques du convoyeur à bande. Si la dimension des minéraux fracturés du convoyeur d_{mfc} est inférieure aux dimensions des blocs fracturés lors du tir d_{bfe} alors un débitage secondaire (concasseur) est nécessaire.

On a : $d_{mfc} = 1.2 \times B + 0.1$ avec : B largeur de la bande = 0.5 m

Alors $d_{mfc} = 700 \text{ mm}$

Vue que les dimensions du tout-venant (d_{bfe}) est de 910 mm, et les dimensions des blocs fracturés est de 700 mm ($d_{mfc} < d_{bfe}$), il est nécessaires d'ajouter un concasseur primaire

(avec une ouverture de sortie < 300 mm) dans la plateforme inférieure, ainsi qu'il est préférable d'installer une brise roche mobile dans la plateforme de réception afin d'éviter le colmatage au niveau de la trémie.

B. Calcule du rendement et du nombre de camions

Le transport par camion dans cette variante, se fait juste dans la partie supérieure : l'unité utilise des dumpers BEML de capacité de benne égale à 36 t

Donc le rendement est : $R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times K_{ch}}{t_c}$; avec le $t_c = 630$ sec et $T = 9h$

Alors, $R_c = 1573.71$ t/jour

Pour une production journalière égale à 3400 t on calcule le nombre de camion nécessaire pour assurer cette production :

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c}; k_i = 0.9$$

Donc : $N_c = 2$ camions + 1 de réserve

C. Calcule du rendement de convoyeur à bande

Le rendement de convoyeur à bande est donné par la formule :

$$R_{co} = C(0.9B - 0.05)^2 V \times \gamma \times T_p \times K_u$$

Le convoyeur proposé a les caractéristiques suivantes :

C : coefficient de forme de la coupe transversale = 350

V: vitesse du mouvement = 5m/s

K_u : coefficient d'utilisation du convoyeur = 0.5

B: largeur de la bande = 0.5 m

Alors :

$$R_{co} = 350(0.45 - 0.05)^2 \times 5 \times 2.67 \times 9 \times 0.5$$

$R_{co} = 3364.2$ t/jour

☒ Cout de réalisation du convoyeur à bande

Pour un convoyeur à bande, la société SBM spécialiste dans la fabrication et le montage des convoyeurs à bande a estimé que dans un relief comme le relief de keddara, le cout de mise en état d'un convoyeur à bande de 6m est de 100000 da. Alors dans notre cas ou le convoyeur a une longueur de 2 km, le cout total est de : 33 333 000 DA

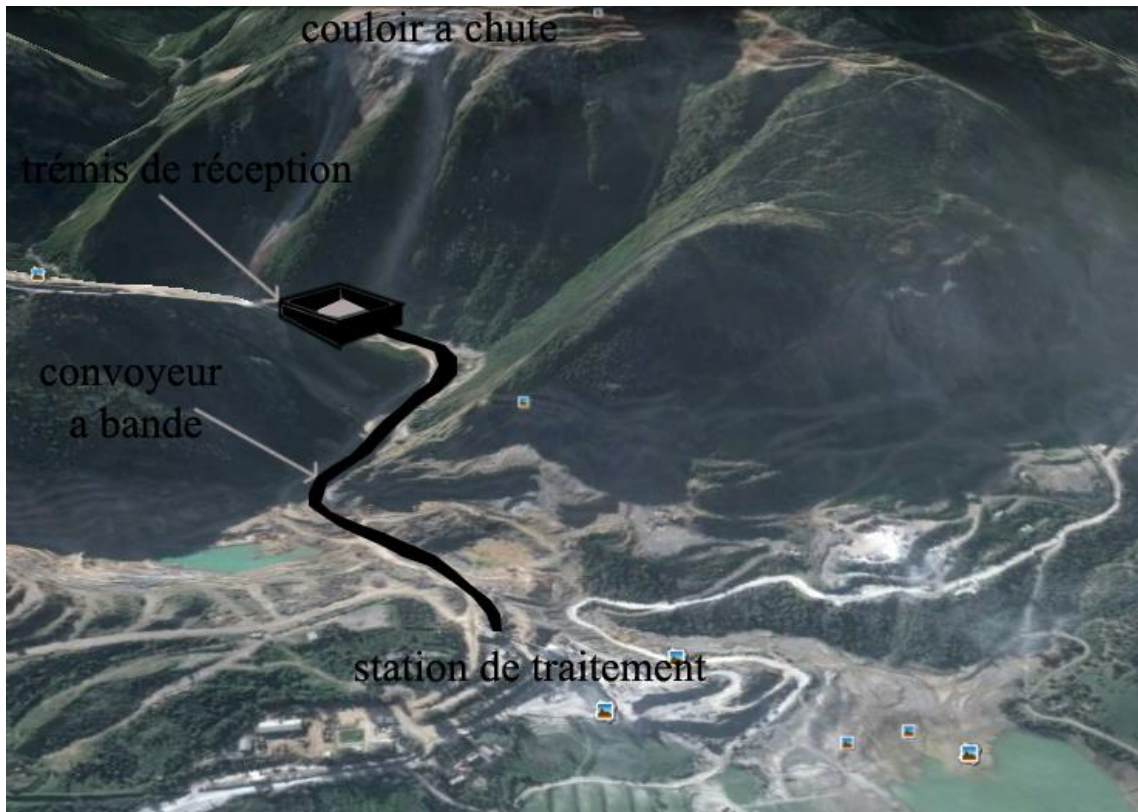


Figure III.8 : schéma représentatif du convoyeur a bande proposé

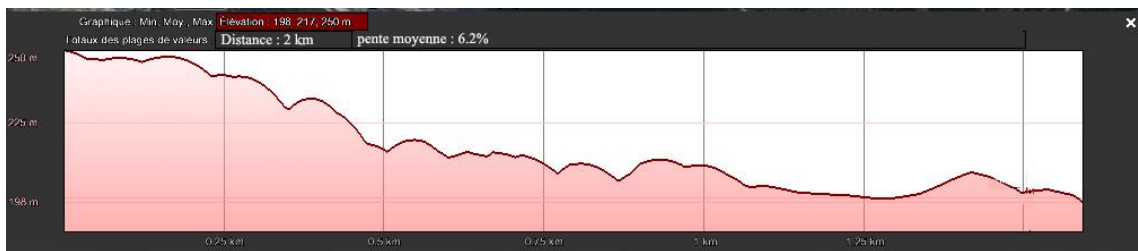


Figure III.9 : coupe topographique du chemin d'installation du convoyeur

Donc le convoyeur a bande à une distance de 2 km avec une pente moyenne égale à 6.2%

III.2.3.2 Études économiques

A. Coût fixe

Les coûts fixes sont : les amortissements et les charges salariales

☒ Calcule des amortissements

L'entreprise applique un amortissement linéaire sur les engins de transport (même pour le convoyeur a bande) pour une période de 5 ans

Donc : taux d'amortissement = 20%

Alors, l'amortissement = frais d'acquisition \times 20%

Tableau III.14 : les annuités pour les dumpers BEML et le convoyeur

Engin	Camion	Convoyeur
Frai d'acquisition (DA)	15316551.95	33 333 000
Annuité (DA)	3063310.39	6 666 600
Nombre	3	/
Total (DA)	9 189 931.17	6 666 600
	15 856 531.2	

☒ La charge salariale :

Les personnels du transport sont les conducteurs des dumpers et les chefs de poste et le chef service carrière ainsi que le personnel de maintenance.

– Frai du personnel de transport :

Pour les conducteurs des dumpers ils sont 2, avec une masse salariale brute de chaque égale à : **47 125 DA**

Pour le chef de poste il existe un seul poste par jour, avec un salaire brute de 71 856.63 DA, ce dernier est reparti dans plusieurs opération, donc on doit calculer la part de participation sur le transport :

$$P_p = \frac{M_{sb}}{N_o} \times N_{ot}$$

Avec, M_{sb} est la masse brute de chef de poste

N_o est le nombre d'ouvrier total = 9

N_{ot} est le nombre d'ouvrier de transport =2

Donc ; **$P_p = 15968.14$ DA**

Pour le chef service carrière, son salaire brut est égal à 53190.89 DA

Donc sa part de participation est : **$P_p=11820.2$ DA**

Les frais annuel du personnel de transport sont résumés ci-dessous :

Tableau III.15 : charge salariale du personnel de transport

	Chef service	Chef de poste	Conducteurs (2)
Salaire brut	53190.89	71 856.63	47 125
Masse salariale	53190.89	71 856.63	94250
participation (DA)	11820.2	15968.14	94250
Nombre de mois	12	12	12
Total partiel (DA)	141 842.4	191 617.68	1 131 000
Total (DA)	1 464 460		

– Frai du personnel de 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. L'unité possède en tous 12 machines différentes, la masse salariale du personnel de maintenance est égale à 24 470 500 DA alors :

$$P_m = \frac{M_s}{N_m} \times N_t$$

Avec P_m est la participation, N_m nombre totale des machine 12, M_s masse salariale, N_t nombre des engins de transport 4

Donc : $P_m = 8\ 156\ 833\ DA$

B. Les coûts variables

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

L'entretien préventif

L'entretien préventif englobe les pièces de rechange et les lubrifiants (Huiles et graisses).

Les résultats annuels des deux niveaux sont résumés dans le tableau suivant :

Tableau III.16 : le cout d'entretien préventif pour les engins de transport

Désignation	Dumper
Consommation en pièces de rechange (DA)	473 901.96
consommation en lubrifiant (DA)	121 079.25
Nombre de dumpers	2
Total (DA)	1 189 962.42

Les pneumatiques

Tableau III.17 : le cout de consommation en pneumatique

Désignation	Dumper
Coût annuel des pneus (DA)	1 038 850
Nombre de dumpers	2
Total (DA)	2 077 700

Gasoil

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

Tableau III.18 : le cout de consommation en gasoil

Désignation	Dumper
Consommation en gasoil (DA)	1 061 147.6
Nombre de dumpers	2
Total (DA)	2 122 295.2

☒ Energie électrique

Le cout d'énergie électrique annuelle estimer égale à : **10 209 570 DA**

On récapitule tous les résultats de calcul des frais du transport dans le tableau suivant :

Tableau III.19 : tableau récapitulatif des frais de la 3^{ème} variante

	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	ENERGIE gasoil électricité
Sous total (DA)	15 856 531.2	9 621 293	1 189 962.4	2 077 700	12 331 865.2
Total (DA)	25 477 824.2		15 599 527.6		
	41 077 351.8				

C. Le cout d'une tonne de minerai transportée par kilomètre

$$C_{t/km} = \frac{\text{le frai annuel de transport}}{\text{la production annuel} \times \text{longueur moyenne de piste}} ; \text{DA/t.km}$$

$$\text{Alors : } C_{t/km} = \frac{41077351.8}{350000 \times 4} = 29.34$$

$$C_{t/km} = 29.34 \text{ DA/t.km}$$

III.2.4 Comparaison entre les trois variantes de transport

Tableau III.20 : comparaison entre les trois variantes

	Cout de réalisation DA	Cout unitaire de transport
VARIANTE 1	46 366 367.5	31.9 DA/t.km
VARIANTE 2	55 722 653.6	26.53 DA/t.km
VARIANTE 3	41 077 351.8	29.34 DA/t.km

On voit clairement que la deuxième variante montre le cout unitaire de transport le plus optimal, par contre la troisième variante est caractérisé par le cout de réalisation minimal.

Chapitre IV :

SYNTHESE

Dans le chapitre précédent, on a comparé entre trois variantes, une est déjà réalisée au niveau de la carrière d'IFRI et les deux autres on a estimé leur coût de réalisation ainsi que le coût unitaire d'une tonne de roche par km, afin de choisir la variante la plus rentable. Les trois variantes sont :

- ☒ 1^{ère} variante : transport combiné par culbutage (par gravité) entre le niveau 610 et la plateforme de réception du niveau 250, puis transport par camion jusqu'à la station de traitement
- ☒ 2^{ème} variante : utilisation de la piste déjà réalisée de 8km
- ☒ 3^{ème} variante : transport combiné par couloir entre les niveaux 610 et 250, puis transport par convoyeur à bande jusqu'à la station de traitement

✚ Pour la première variante :

Le tableau qui récapitule tous les coûts de cette variante est le suivant :

Tableau IV.1 : tableau récapitulatif des frais de la 1^{ère} variante

	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)	16 940 040.8	15 573 770.4	2 238 527.07	7 271 950	4 342 079.2
Total (DA)	32 513 811.2		13 852 556.3		
	46 366 367.5				

Le tableau ci-dessus montre que les amortissements sont les plus dominants parmi tous les coûts de cette variante, à cause de l'utilisation doublée des camions (déplacements des roches à partir du front de taille jusqu'à la plateforme supérieure, et le déplacement des roches de la plateforme inférieure jusqu'à concasseur), ainsi que les frais du personnel qui rend les coûts fixes plus importants deux fois que les coûts variables.

Le coût de transport par tonne par kilomètre est :

$$C_{t/km} = 33.1 \text{ DA/t.km}$$

On voit clairement que le coût unitaire de transport d'une tonne de minerai par kilomètre est très élevé et cela est essentiellement due à l'utilisation doublée de la méthode de transport par camion (dans le niveau supérieure et le niveau inférieure) ce qui engendre une augmentation importante des coûts fixes (amortissement surtout), et par conséquent un prix de réalisation relativement élevé. Et comme la distance moyenne de transport n'est pas très longue, on obtient un coût unitaire élevé. Voici un graphique qui montre tous les frais de cette variante

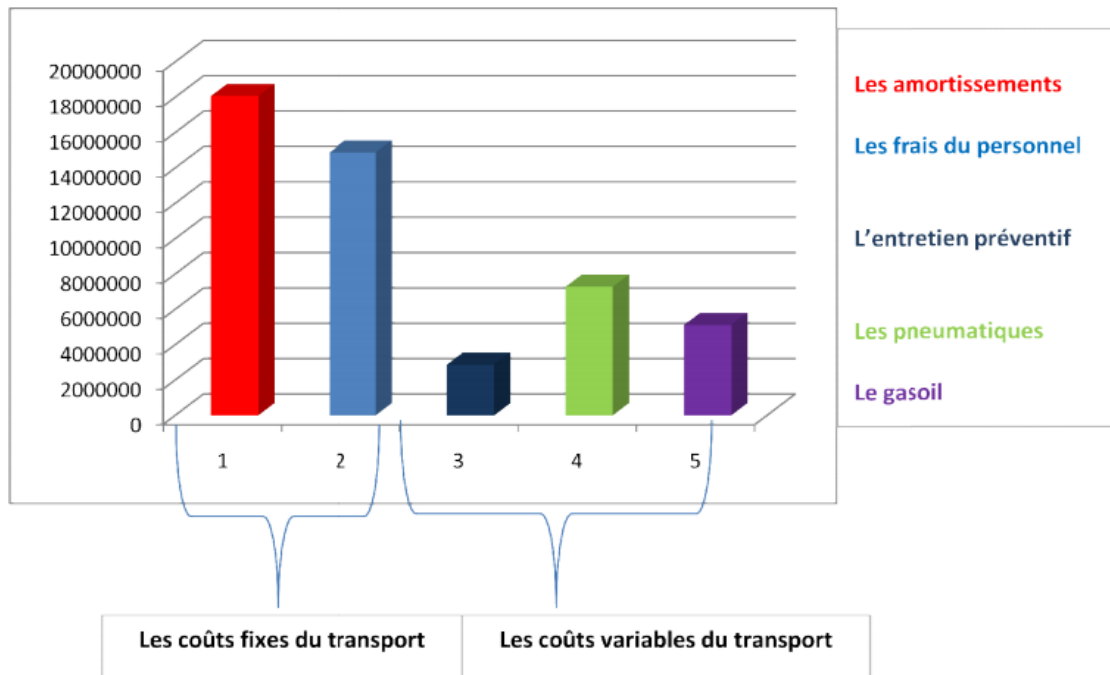


Figure IV.1 : frais totaux de la première variante

Parmi les inconvénients de cette variante : la qualité moyenne des roches arrivées au concasseur, à cause de la forte chute des roches dans le couloir, ainsi que l'arrêt total des travaux dans la période hivernale, ainsi qu'une estimation de production doit être plus importante à cause des pertes causées par la chute des roches.

Ainsi que ces inconvénients, cette variante montre des inconvénients de point de vue environnemental (poussière etc.).

Vu que les charges variables sont les charges qui varient avec le processus de transport, il est préférable aussi de calculer la participation des charges variables dans le coût unitaire, cette participation est donnée par :

$$CCV_{t/km} = \frac{\text{les frais variables}}{\text{la production annuelle} \times \text{longueur moyenne de piste}} ; \text{DA/t.km}$$

Donc $Ccv = 9.89 \text{ DA}$

On voit que le pourcentage de la participation des coûts variables dans cette variante est de 29.9% donc un pourcentage de participation faible ce qui montre une autre fois que l'élévation du coût unitaire est due essentiellement aux coûts fixes

✚ Pour la deuxième variante

Le tableau qui récapitule tous les coûts de cette variante est le suivant :

Tableau IV.2 : tableau récapitulatif des frais de la 2^{ème} variante

	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	Le gazoil
Sous total (DA)	21 443 172.7	15 414 628.8	4 164 868.5	7 271 950	7 428 033.2
Total (DA)	36 857 801.5		18 864 851.7		
	55 722 653.2				

Cette variante consiste à débloquer les roches abattues par transport par camion en utilisant la piste proposé auparavant de 5 km. Elle est caractériser par le montant et la durée de réalisation les plus élevé, parce que la distance est très longue qui pousse l'unité à utiliser 7 camion afin d'assurer la production souhaité. Et quand on utilise un nombre d'engin si élevé, on attend surement à un montant des couts extrêmement élevée, comme montre le tableau ci-dessus, il est très visible que les couts fixes seulement sont presque égale aux frais totaux de la variante précédente.

Voici un graphe qui récapitule tous les frais :

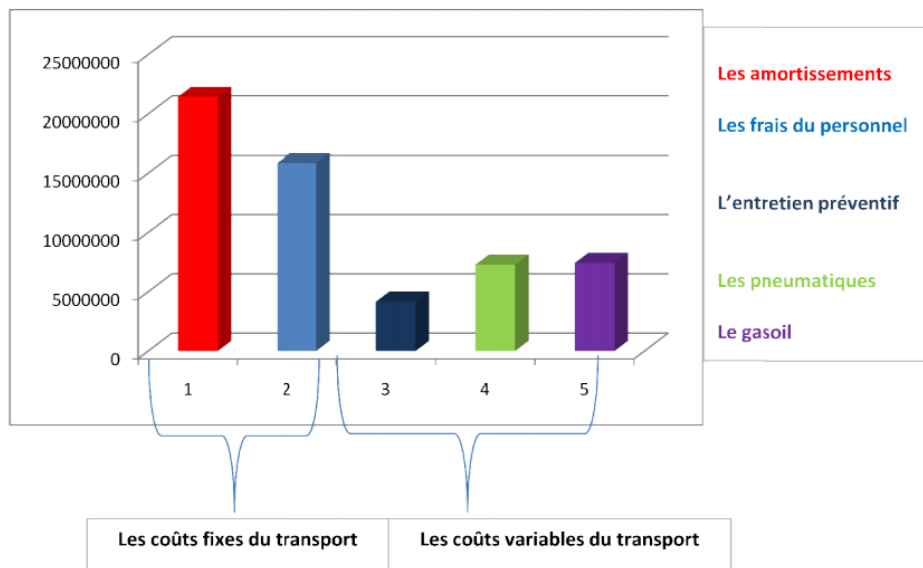


Figure IV.2 : frai totaux de la deuxième variante

On voit clairement que les frais d'amortissement sont toujours les dominants à cause du nombre de camions utiliser dans cette variante.

Le cout de transport par tonne par kilomètre est :

$$C_{t/km} = 26.53 \text{ DA/t.km}$$

Malgré le cout de réalisation élevée, le cout unitaire est favorable par rapport à la 1ere variante, parmi les inconvéniens de cette variante on cite :

- La distance de transport est relativement longue

- La nature de la piste (relief montagneux accidenté) qui doit être entretenu périodiquement

La participation des charges variable dans le cout unitaire de cette variante est de : 10.78 DA avec un pourcentage de 40%.

Donc en comparant les deux Ccv de la première et la seconde variante, on voit que la première est caractériser par une participation favorable.

✚ Troisième variante

Le tableau qui récapitule tous les couts de cette variante est le suivant :

Tableau IV.3 : tableau récapitulatif des frais de la 3^{ème} variante

	Les coûts fixes du transport		Les coûts variables du transport		
	Les amortissements	Les frais du personnel	L'entretien préventif	Les pneumatiques	ENERGIE gasoil électricité
Sous total (DA)	15 856 531.2	9 621 293	1 189 962.4	2 077 700	12 331 865.2
Total (DA)	25 477 824.2		15 599 527.6		
	41 077 351.8				

Le tableau montre que les dépenses sur l'énergie sont les plus dominants parmi les couts variables dans cette variante, et cela due à la consommation élevée en énergie électrique du convoyeur à bande.

Le cout de transport par tonne par kilomètre est :

$$C_{t/km} = 29.34 \text{ DA/t.km}$$

Cette variante est plus rentable que la première variante mais moins rentable que la deuxième, elle est caractériser par le total des couts abordable ainsi qu'un cout unitaire satisfaisant.

La combinaison des trois type de transport nous a évité des problèmes majeur comme la double utilisation des camions, qui a engendrer une différence entre le cout d'amortissement de la première variante et celle-ci.

Parmi les inconvénients de cette variante on cite :

- Arrêt total dans la période hivernale
- Les convoyeurs sont relativement fragiles
- Les couts indirects élevés, (cout du concasseur...etc)

Pour améliorer le rendement des convoyeur il est préférable d'installer une brise roche mobile dans la trémie de réception afin de casser les roche bourer.

La participation des couts variable dans cette variante est égale à : 11.14 avec un pourcentage de 38%. Cette participation est mieux que celle de la deuxième variante mais pas que celle de la première.

Conclusion

Le choix du type de déplacement des roches se fait en se basant sur des critères sécuritaire et économique, si on a le choix entre deux types avec une différence de rentabilité et le non-respect des critères de sécurité d'une d'eux, on choisit le type de déplacement qui couvre les critères de sécurité même si sa rentabilité est inférieure à la rentabilité de l'autre.

En comparant les trois variantes de transport, on voit que :

- La plus courte période de réalisation est celle de la première variante ;
- Le coût minimal de réalisation est celui de la troisième variante ;
- La deuxième variante est la plus rentable pour le transport.
- on tenant compte de la participation des coûts variables on constate que la première variante est avantageuse parmi les deux autres, mais l'aspect sécuritaire ainsi que le coût total contredit son avantage
- l'étude la plus importante est l'étude de sécurité, même si une méthode est super rentable et elle ne respecte pas les normes de sécurité, il est strictement interdit de l'utiliser, car l'aspect sécuritaire est le plus important dans une mine.

CONCLUSION

Dans le cadre de mon projet de fin d'études intitulé : **l'ouverture du gisement d'IFRI sur la base d'étude comparative des procédés de déplacement des roches miniers**, et après comparaison des deux variante avec la méthode utilisée par ALGRAN, je suis arrivé aux conclusions suivantes :

- Quoique le gisement d'IFRI présente des réserves géologiques énormes en agrégats, 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 permet ainsi une exploitation rationnelle du gisement d'IFRI.
- Les caractéristiques physico mécaniques et chimiques de calcaire de djebel IFRI montrent que les agrégats de KEDDARA sont de bonne qualité et peuvent être utilisés dans tous les domaines de la construction, des travaux publics et la construction des routes... etc.
- Le facteur principal à respecter dans une étude ces procédés de déplacement est d'abord le facteur sécuritaire
- compte tenu de la topographie du site le problème complexe du déplacement des roches abattues jusqu'à la station de concassage nous a conduit a réaliser une étude comparative des modes de déplacement suivants :
 - 1^{ère} variante : transport combiné par culbutage (par gravité) entre le niveau 610 et la plateforme de réception du niveau 250, puis transport par camion jusqu'à la station de préparation mécanique (concassage-criblage).
 - 2^{ème} variante : utilisation de la piste antérieurement proposée et d'une distance de 5 km, où le transport se fera par camion.
 - 3^{ème} variante : transport combiné par couloir entre les niveaux 610 et 250, puis transport par convoyeur à bande jusqu'à la station de concassage.
- L'étude comparative nous a permis de :
 - analyser les avantages et les inconvénients des trois procédés
 - Choisir la deuxième variante comme étant la plus rationnelle

BIBLIOGRAPHIE

- [1] plan d'exploitation IFRI, document de l'ENOF page 9
- [2] le rapport de l'étude géologique sur la prospection détaillée du gisement de calcaire de Keddara du 1er Juillet 1979
- [3] plan d'exploitation IFRI, coté échantillonnage, document de l'ENOF page 16
- [4], [5], [6], [7], [8] Duffaut Pierre, Homand Françoise/Manuel de mécanique des roches tome1/ Les Presses de l'École des Mines paris, 2000 France
- [9] V.KOVALENKO, N.AMBARTSOUMIAN, K.M LAHMER/ exploitation des carrières/pages 24/Office des publications universitaires
- [10] Duffaut Pierre, Homand Françoise/Manuel de mécanique des roches tome1/ Les Presses de l'École des Mines paris, 2000 France
- [11] BENFERDIY , LAICHAOUI .E/ Problèmes d'ouverture et de déplacement du calcaire (unité de Keddara)/ pfe/ ENP 2012
- [12] Dr. Mohamed Aguid BACHAR ASSED, Communications orale et cours d'exploitation
- [13] plan d'exploitation IFRI, document de l'ENOF page 13
- [14] plan d'exploitation IFRI, document de l'ENOF page 18
- [15] plan d'exploitation IFRI, document de l'ENOF page 27
- [16] plan d'exploitation IFRI, document de l'ENOF page 32
- [17] V.KOVALENKO, N.AMBARTSOUMIAN, K.M LAHMER/ exploitation des carrières/pages 199/Office des publications universitaires
- [18] LEHOUEDJ .A, OUARDANI .A/ Géométrisation du gisement d'ifri : études comparatives des modes de déplacement des roches abattues et exploitation du gisement/ pfe/ ENP 2013

ANNEXES

ANNEXE I
Échelle des temps Géologiques

Éon	Ère	Période ou Système	Époque ou Série	Étage	Bornes		Événements majeurs	Fossiles spécifiques
					Ma ^[1]	Ma ^{[2],[3]}		
PHANÉROZOÏQUE	CÉNOROZOÏQUE	Quaternaire	Holocène	Atlantique			Agriculture et sédentarisation	
				Boréale	0,011784*	-		
			Pléistocène	Tarantien	0,126*	-	Cycles glaciaires dans l'hémisphère Nord ; extinction des mammifères géants ; évolution de l'homme moderne	<i>Homo sapiens</i> <i>H. neanderthalensis</i> <i>H. antecessor</i> <i>H. erectus</i>
				Ionien	0,781**	-		
				Calabrien	1,806*	-		
		Gélasien	2,588*	-	<i>H. ergaster</i> <i>H. habilis</i>			
		Néogène	Pliocène	Plaisancien	3,600*	-	Séparation de la lignée humaine et de la lignée des chimpanzés	Abel, Lucy
				Zancléen	5,332*	-		
			Miocène	Messinien	7,246*	-		
				Tortonien	11,608*	-		
				Serravallien	13,82*	-		
				Langhien	15,97	-		
				Burdigalien	20,43	-		
		Aquitainien	23,03*	-				
		Paléogène	Oligocène	Chattien	28,4	0,1	Nombreuses nouvelles espèces de petits mammifères et surrection des Alpes (cétartiodactyles, rongeurs...).	Toumaï, Orrorin
				Rupélien	33,9*	0,1		
			Éocène	Priabonien	37,2	0,1		
				Bartonien	40,4	0,2		
				Lutétien	48,6	0,2		
	Paléocène		Yprésien	55,8*	0,2			
			Thanétien	58,7*	0,2			
			Sélandien	61,1*	0,2			
	Danien	65,5*	0,3					
Crétacé	Supérieur	Maastrichtien	70,6*	0,6	Isolement de l'Euramérique ; extinction des dinosaures ;	Ammonites		
		Campanien	83,5	0,7				
MÉSOZOÏQUE	Secondaire	Jurassique	Supérieur	Santonien	85,8	0,7	premiers mammifères placentaires.	
				Coniacien	89,3	1,0		
				Turonien	93,6*	0,8		
				Cénomaniens	99,6*	0,9		
			Inférieur	Albien	112,0	1,0	Isolement de l'Afrique	
				Aptien	125,0	1,0		
				Barrémien	130,0	1,5		
				Hauterivien	133,9	2,0		
				Valanginien	140,2	3,0		
				Berriasien	145,5	4,0		
		Moyen	Tithonien	150,8	4,0	Mammifères marsupiaux, premiers oiseaux ; premières plantes à fleurs.		
			Kimméridgien	155,6**	4,0			
			Oxfordien	161,2	4,0			
			Callovien	164,7	4,0			
			Bathonien	167,7*	3,5			
			Bajocien	171,6*	3,0			
			Aalénien	175,6*	2,0			
	Inférieur	Toarcien	183,0	1,5	Division de la Pangée			
		Pléensbachien	189,6*	1,5				
		Sinemurien	196,5*	1,0				
		Hettangien	199,6**	0,6				
	Trias	Supérieur	Rhétien	203,6	1,5	Extinction du Trias-Jurassique (environ 50% des espèces)		
			Norien	216,5	2,0			
Carnien			228,7*	2,0				
Moyen		Ladinien	237,0*	2,0				
		Anisien	245,0**	1,5				
Inférieur	Olenekien	249,7**	0,7	Premiers dinosaures, mammifères ovipares ; algues calcaires dans les mers ; forêts de conifères.				
Indusien	251,0*	0,4						
Permien	Loping'ien	Changxing'ien	253,8*	0,7	Extinction du Permien-Trias (95 % des espèces marines, 70 % des espèces terrestres)			
		Wuchiaping'ien	260,4*	0,7				

P A L É O Z O I Q U E	Primaire	Guadalupéen	Capitanien	265,8*	0,7				
			Wordien	268,0*	0,7				
			Roadien	270,6*	0,7				
			Cisuralien	Kungurien	275,6**			0,7	
				Artinskien	284,4**			0,7	
				Sakmarien	294,6**			0,8	
		Assélien		299,0*	0,8				
		Carbonifère	Pennsylvanien cf. Silésien	Gzhélien (Stéphanien)	303,4	0,9	Insectes géants ; premiers sauropsides (reptiles) ; arbres primitifs de grande taille ; fossilisation importante de matière organique...		
				Kazimovien	307,2	1,0			
				Moscovien	311,7	1,1			
			Bashkiriens	318,1*	1,3				
			Mississippien cf. Dinantien	Serpoukhovien	328,3	1,6			
				Viséen	345,3*	2,1			
		Tournaisien		359,2*	2,5				
		Dévonien	Supérieur	Famennien	374,5*	2,6	Crise de la faune marine : extinction du Dévonien ; premiers vertébrés terrestres ; premières plantes à graines ; premiers arbres.	Archaeopteris	
				Frasnien	385,3*	2,6			
			Moyen	Givétien	391,8*	2,7	Plantes ligneuses : prêles, fougères...		
				Eifelien	397,5*	2,7			
			Inférieur	Emsien	407,0*	2,8			
				Praguien	411,2*	2,8			
Lochkovien	Lochkovien	416,0*	2,8						
Silurien	Pridolien	Pridolien	418,7*	2,7	« Sortie des eaux » : premières plantes terrestres, arthropodes terrestres.	Euryptérides Cooksonia			
		Ludfordien	421,3*	2,6					
	Wenlockien	Gorstien	422,9*	2,5					
		Homérien	426,2*	2,4					
	Llandovérien	Sheinwoodien	428,2*	2,3					
		Télychien	436,0*	1,9					
Aéronien	439,0*	1,8							
		Ordovicien	Supérieur	Rhuddanien	443,7*	1,5	Extinction de l'Ordovicien-Silurien Prédominance des invertébrés Extinction du Cambrien (environ 85% des espèces)	Graptolites	
				Himantien	445,6*	1,5			
				Katien	455,8*	1,6			
			Moyen	Sandbien	460,9*	1,6			
				Darwiliens	468,1*	1,6			
				Dapingien	471,8*	1,6			
		Inférieur	Floien	478,6*	1,7				
			Tremadocien	488,3*	1,7				
		Cambrien	Furongien	Étage 10	492,0	-		« Explosion cambrienne » : faune de Burgess, premiers chordés	Trilobites, Conodontes
				Étage 9	496,0	-			
				Païbien	499,0*	2,0			
			Série 3	Guzhangien	503,0*	-			
				Drumien	506,5*	-			
				Étage 5	510,0	2			
			Série 2	Étage 4	517,0	-			
				Étage 3	521,0	-			
			Terreneuvien	Étage 2	528,0	-			
Fortunien	542,0*			1,0					
Fin du Précambrien						Organismes archaïques de classement incertain ; métazoaires bilatériens	faune de l'Édiacarien		
P R O T É R O Z O I Q U E	NÉO	Édiacarien		635*	-	Glaciation Varanger			
				650	-				
		Cryogénien	Varangien Sturtien	850*	-				
	MÉSO	Tonien		1000*	-	Formation du continent Rodinia	Acritarches (Pyramimonadales)		
		Sténien		1200*	-	Eucaryotes multicellulaires			
		Ectasien		1400*	-	Emergence du continent Columbia			
		Calymmien		1600*	-				
	PALÉO	Stathérien		1800*	-	Premiers eucaryotes ; atmosphère riche en dioxygène O ₂ ; Grande oxydation ; couches rouges ;	Stromatolites		
		Orosirien		2050*	-				
		Rhyacien		2300*	-				
Sidéien			2500*	-					
E A R C H É E N	NÉOARCHEËN			2800	-	glaciation huronienne			
	MÉSOARCHEËN			3200	-				
	PALÉOARCHEËN			3600	-				
	ÉOARCHEËN			4000	-				
H A D É E N				4600	-	Formation des océans par condensation de l'eau de l'atmosphère composée de N ₂ , de CO ₂ et de CH ₄ ; refroidissement de la Terre ; solidification de la croûte terrestre ; Grand bombardement tardif.			

ANNEXE II

Les couts

Méthode de classements des couts :

Les couts sont généralement classés suivant :

- ☒ **la nature** : C'est un moyen d'identifier des charges à partir du titre du compte qui décrit le mieux leur nature. Exemple : Loyer, salaires, amortissement etc.
- ☒ **le comportement** : C'est un moyen d'identifier des charges à partir du titre de leur comportement suite à une variation du niveau d'activité (Quantité) de l'entreprise. Exemple : coûts fixes, coûts variables. Et ce type qui nous intéresse.

1- coûts fixes :

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

1.1 Les amortissements :

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 du prix d'achat et de tous les frais occasionnés jusqu'à son installation. Cependant ce montant est hors TVA. (Taxe sur la Valeur Ajoutée)

Durées d'amortissement : les durées d'amortissement sont prévues par l'administration fiscale sont les suivants :

- Constructions : 10 à 25 ans
- Mobilier, installations, aménagements et agencements : 10 ans
- Gros matériel informatique : 10 ans

- Micro-ordinateurs, périphériques et programmes : 3 ans, 6 ans et 8 mois
- Matériel roulant, matériel automobile : 4 à 5 ans.

Pour notre unité (unité keddara) on utilise l'amortissement linéaire.

Calcul des amortissements :

Les amortissements linéaires se calculent comme suit :

$$A = F_A \times t_A$$

L'amortissement = Les frais d'acquisition x Taux d'amortissement

Le taux d'amortissement est calculé par :

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

Avec la durée d'amortissement pour les camions et le matériel roulant en générale égale à 5 ans donc le t_A est 0.2 ou 20%

1.2 la charge salariale :

La charge salariale ou 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 :

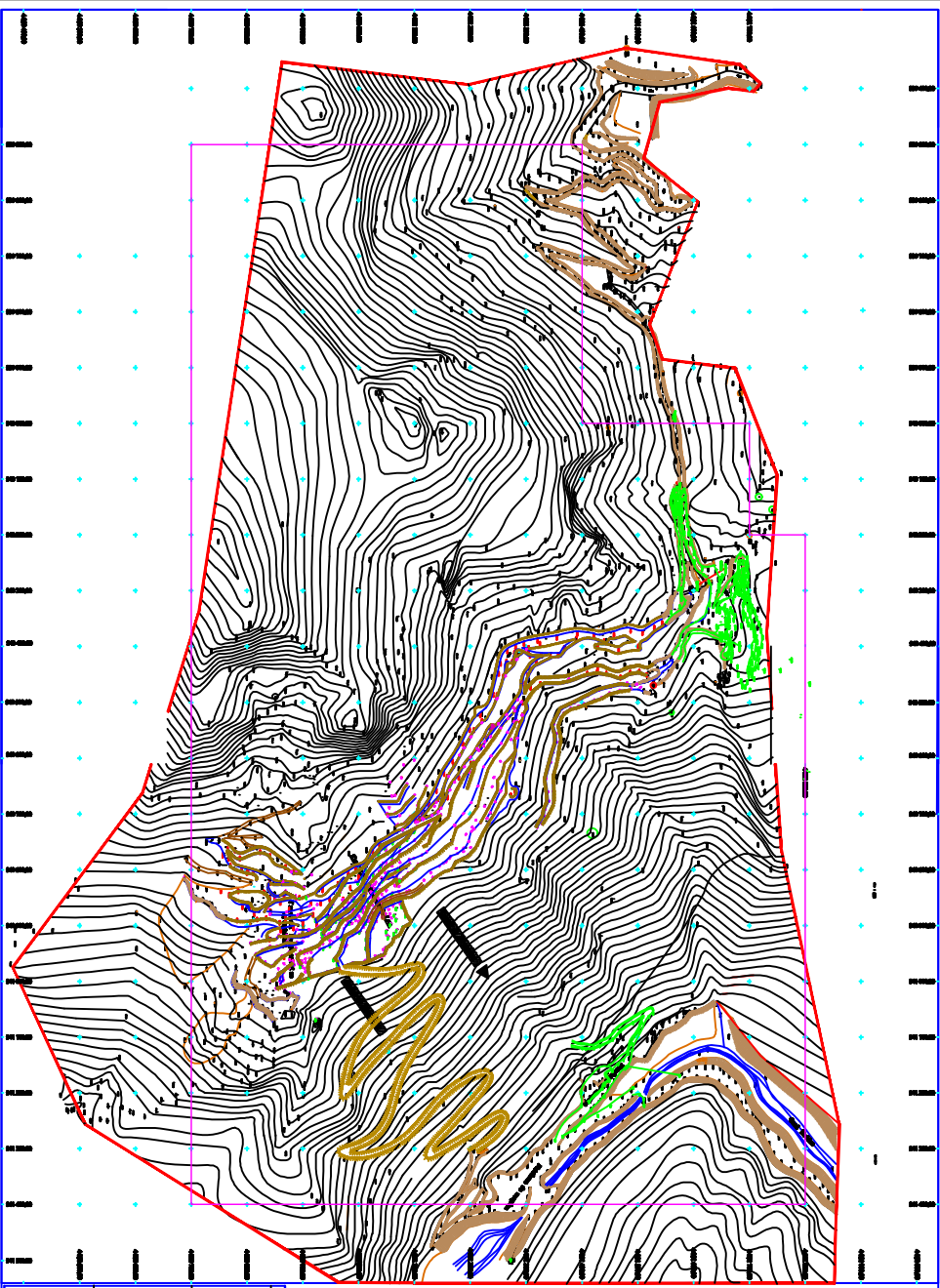
- Le salaire brut;
- Les primes : qui sont fonction de l'écart entre la quantité de production réalisée.

Les frais du personnel se divisent en deux catégories :

- 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.


2. coûts variables :

C'est un coût qui varie totalement en fonction d'une activité particulière de l'entreprise. Autrement dit les COÛTS VARIABLES (C.V.) sont ceux qui s'additionnent à chaque unité produite. Les coûts variables ou consommables sont composés de l'entretien préventif l'énergie et les pneumatiques.



LEGENDE

- Valeur des gradins
- Piste
- Courbes de niveau
- Limite de site


YMAVA 3
 SOCIÉTÉ EN PARTICIPATION
 COMMUNALE
 CHAMBERI, COMSULE

**PLAN D'AMÉNAGEMENT DES ESPACES
 DE LA COMMUNE DE YVER**

AMÉNAGEMENT
 COMMUNALE
 COMMUNE DE YVER
 2023