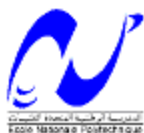


République Algérienne Démocratique et Populaire
Ministère de l'Enseignement Supérieur et de la Recherche Scientifique

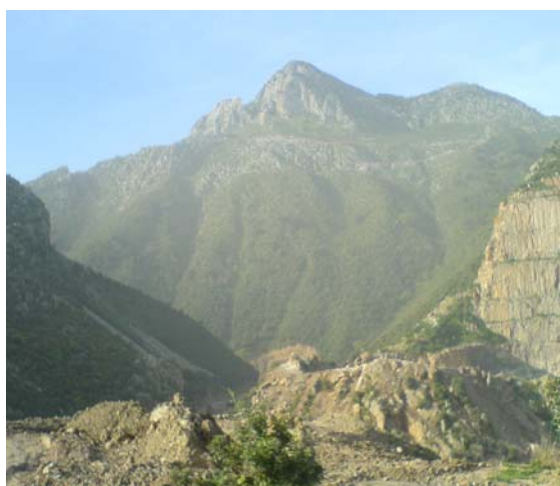
ÉCOLE NATIONALE POLYTECHNIQUE
Département Génie Minier



Mémoire de fin d'études

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

THÈME



**Etude Technico-économique de la mise en
Exploitation du gisement de calcaire de Ifri
(Unité de Keddara)**

Soutenu le 28 juin 2008

Proposé par :

Dirigé par :

Etudié par :

ENOF (Unité d'ALGRAN)

Mr. M.HASBELLAOUI

M^r BEDJAOUI Ala Eddine

Promotion Juin 2008

REMERCIEMENTS

Au terme de ce travail je tiens vivement à exprimer ma gratitude à ceux qui de près ou de loin, ont contribué à la réalisation de ce mémoire.

Qu'ils trouvent ici toute ma reconnaissance.

Tout d'abord je remercie M^{me} S. CHABOU d'avoir accepté de présider ce jury.

Mrs A. AIT YAHYATENE et M. OULED HAMOU, qui ont très aimablement accepté d'examiner mon travail.

Monsieur M.HASBELLAOUI qui a accepté de m'encadrer. Il a suivi, examiné et dirigé avec patience et rigueur mon travail. Ces conseils, son esprit de synthèse, et sa sympathie m'ont été bénéfiques pour la réalisation de ce travail, qu'il trouve ici l'expression de ma gratitude.

Tous les ingénieurs de l'unité d'ALGRAN, pour leur disponibilité et leur serviabilité.

Tout le personnel de la documentation de l'unité, qu'ils reçoivent mes remerciements les plus sincères.

Mes parents, qui m'ont apporté tout le soutien et l'aide escomptés, je leur dis: merci.

Tous LES ENSEIGNANTS DU DEPARTEMENT GENIE MINIER DE L'ENP d'abord, pour leurs gentillesse, leurs générosités, ainsi que leurs disponibilités, en dépit de leurs nombreuses occupations.

Et à tous mes ami(e) s.

Dédicace

Je dédie ce modeste travail à :

Ma très chère mère

Mon très cher père

Mes frères et soeurs

Mes oncles et tantes

A la mémoire de mon oncle Aïssa

Mes amis et ceux qui me sont chers

Ala Eddine

ملخص:

الهدف من هذا المشروع هو القيام بدراسة تقنية اقتصادية حول منجم للكلس بايفري (قدارة).
ولذلك قمنا بدراسة تحليلية لطريقتين في استغلال ونقل الركام المستخرج
(1)تسريح عن طريق شاحنات الحميل
(2)تسريح عن طريق الاروقة
وقد اتضح من خلال هذه الدراسة ان الطريقة (2) اقل كلفة من الطريقة (1).
الكلمات المفتاحية: احتياطي, استغلال, كلس, اروقة, استهلاك, نسبة

Résumé :

L'objectif de ce travail est de faire une étude technico-économique du gisement de calcaire d'IFRI (KEDDARA).

Deux variantes d'exploitation et de déblocage de tout venant extraits ont été analysées

(1) Déblocage par dumpers

(2) Déblocage par couloirs

La variante (2) a abouti à un prix de revient de l'exploitation plus faible que celui de la variante (1).

Mots clés : réserve, exploitation, calcaire, couloirs, la consommation, le ratio.

Abstract :

The object of this study is to make a technico-economic study of the limestone layer of IFRI (KEDDARA).

Two alternative of exploitation and releasing of all coming extracted were analyzed

(1) Releasing by dumpers

(2) Releasing by corridors

The alternative (2) led at a cost price of the exploitation weaker than that of the alternative (1).

Key words: reserve, exploitation, limestone, corridors, consumption, the ration



DJEBEL IFRI

**ETUDE TECHNICO ECONOMIQUE DE LA MISE EN EXPLOITATION
DU GISEMENT DE CACLCAIRE D'IFRI DE L'UNITE DE ALGRAN**

SOMMAIRE

INTRODUCTION	5
CHAPITRE I - PRESENTATION DE L'UNITE DE KEDDARA	6
I.1- Historique	7
I.2- Localisation	7
I.3 - Les titres miniers.....	8
I.4- organisation de l'unité	9
I.4 - Régime de fonctionnement de la carrière.....	9
I.5 - Production.....	10
I.6 – Le personnel.....	12
CHAPITRE II - GEOLOGIE	13
II.1 -GEOLOGIE REGIONALE	14
II.2 - LITHOSTRATIGRAPHIE.....	14
II.3 - Tectonique	16
II.4 - Caractéristiques hydrogéologiques	18
II.5- Caractéristiques hydrauliques	18
II. 6 - GEOLGIE LOCALE.....	19
CHAPITRE III - EXPLOITATION	29
III.1 –RESERVES EXPLOITABLES	30
III.2- Cadence de production et durée de vie.....	30
III.3 - Méthode d'exploitation.....	32
III.4 - PROJET D'EXPLOITATION.....	35
CHAPITRE IV – CALCUL DE COUT	58
IV.1 – LES INVESTISSEMENTS	59
IV.2 – FRAIS DE PERSONNEL	63
IV.3 - MATIERES ET FOURNITURES	63
IV.4 - SERVICES	69
IV.5 - TAXES MINIERES.....	70
IV.6 - CONCLUSION.....	71
CONCLUSION GENERALE	72
Bibliographie	74
ANNEXES	75

Liste des figures

Figure n°1 : Localisation de l'unité ALGRAN de KEDDARA.....	8
Figure n°2 : Evolution de la production physique en tonne.....	11
Figure n°3 : Evolution des effectifs.....	11
Figure n°4 : Evolution de la productivité par agent.....	11
Figure n°5 - Carte géologique de la région de KEDDARA (Echelle 1/50000)	17
Figure n°6: Coordonnées du périmètre et levé topographique à l'échelle 1/5000°	20
Figure n°7: Schéma de la plate forme de travail (abatage à l'explosif).....	35
Figure n°8: Choix du couple diamètre-hauteur de front.....	39

Liste des tableaux

Tableau n°1 : Statistiques des principaux paramètres techniques de l'activité durant la période 2001 -2007.....	10
Tableaux n°2 : Répartition de l'effectif.....	12
Tableau n°3: Coordonnées UTM du périmètre octroyé.....	19
Tableau n°4: Analyses chimiques sur les échantillons de roche de KEDDARA.....	23
Tableau n°5 : Masse volumique, la densité absolue et la densité apparente du calcaire.....	24
Tableau n°6 : Taux d'absorption (%).....	25
Tableau n°7 : Porosité (%).....	25
Tableau n°8 : Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de KEDDARA.....	26
Tableau n°9 : Coefficient Los- Angeles dans les principales utilisations du granula.....	27
Tableau n°10 : Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire de KEDDARA....	27
Tableau n°11 : Résistance à la compression.....	28
Tableau n°12 : Réserves exploitables par niveau.....	30
Tableau n° 13 : Caractéristiques des explosifs utilisés.....	43
Tableau n°14 : production des granulats pour l'année 2007 et le projet.....	55
Tableaux n°15 : Effectif de la carrière de KEDDARA.....	55
Tableau n°16 : Equipements nécessaires.....	56
Tableau n°17 : Cyclogramme montre l'organisation des travaux miniers.....	57
Tableau n°18 : le coût des ouvrages miniers.....	60
Tableau n° 19: Equipements existants.....	61
Tableau n° 20 : l'amortissement des équipements neufs.....	62
Tableau n° 21: Total des amortissements.....	62
Tableau n°22 : Frais de personnel.....	63
Tableaux n°23 : La consommation des consommables (année 2007).....	64
Tableau n°24 : La consommation des pneumatiques (année 2007).....	65
Tableau n°25 : le montant des pneumatiques de projet.....	66
Tableau n°26 : La consommation des carburants et lubrifiants (Année 2007).....	67
Tableau n°27 : Le montant des carburants et lubrifiants de projet.....	68
Tableau n°28 : Le montant globale des consommables.....	69
Tableau n°29 : le montant des services.....	70
Tableau n°30 : Le montant total des charges.....	71

INTRODUCTION

Le sujet du mémoire est intitulé « Etude technico-économique de la mise en exploitation du gisement de calcaire d'Ifri de l'unité de Algran »

Pour les besoins de mon travail un stage de un (01) mois à l'unité de Keddara d'Algran du 9 Mars au 9 Avril 2008 a été nécessaire pour prendre connaissance d'une part de la documentation technique disponible et d'autre part s'imprégner de la réalité du terrain et de visiter les travaux qui se déroulent dans la carrière de Keddara. Des chronométrages de cycle, de foration, de chargement et de transport ont été réalisés.

Ce sujet est d'actualité puisque le gisement d'Ifri est destiné à prendre la relève du gisement de Keddara actuellement en exploitation et dont les réserves sont en voie d'extinction.

Algran a déjà entamé l'ouverture du gisement d'Ifri notamment la piste d'accès aux gradins supérieurs et une plate forme au niveau 250. Cependant des hésitations quant au déblocage du tout venant extrait (par Dumpers ou par couloirs) existent en l'absence d'une étude technico-économique montrant les points forts et les points faibles des deux variantes.

Le présent mémoire est décomposé en quatre chapitres :

- Chapitre I : Une présentation de l'unité d'Algran, filiale du Groupe ENOF ;
- Chapitre II : Géologie ;
- Chapitre III : Exploitation ;
- Chapitre IV : Calcul de coûts ;
- Conclusion générale.

CHAPITRE I - PRESENTATION DE L'UNITE DE KEDDARA

I.1- 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).

Les travaux de terrains tels que l'ouverture de la carrière, la préparation des premiers gradins et le montage de la station concassage ont été réalisés entre 1975 et 1978. L'entrée en production de la carrière a eu lieu Novembre 1978. Parallèlement une prospection détaillée a aussi été réalisée fin 1978.

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

L'activité de cette unité a depuis sans cesse évolué et ce en fonction des besoins de la région en matière d'agrégats et n'a connu de rupture qu'avec la destruction de ses installations industrielles suite à un double acte de sabotage en 1997. Ainsi, et suite à cet acte terroriste, l'unité a enregistré un arrêt total de son activité qui a duré 4 mois.

Depuis l'unité déploie tous les efforts possibles pour satisfaire les besoins de la région en agrégats au rythme que lui permet sa capacité.

I.2- LOCALISATION

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

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



Figure n°1 : Localisation de l'unité ALGRAN de KEDDARA

I.3 - LES TITRES MINIERS

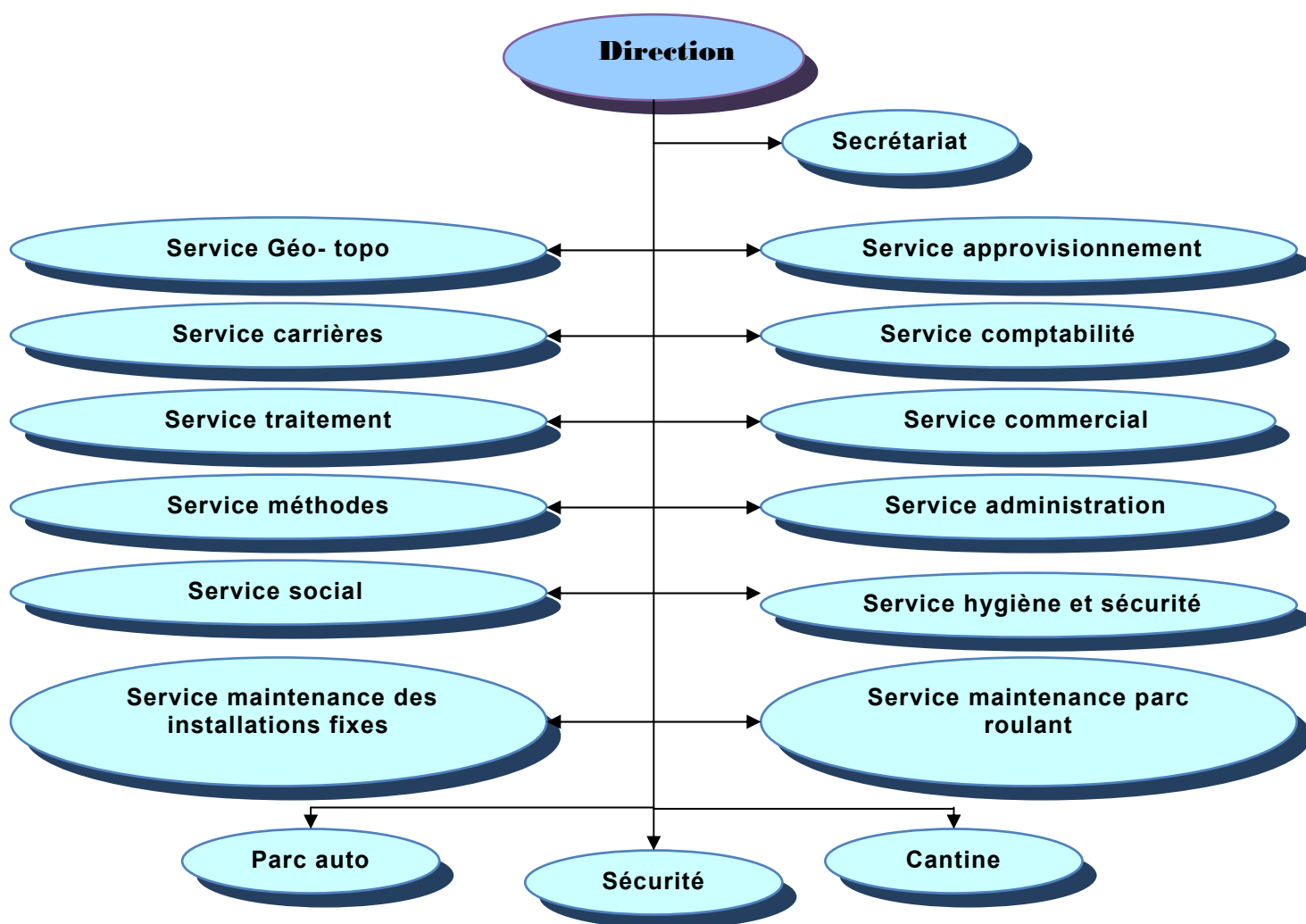
Le gisement actuel est en voie d'épuisement. Pour remplacer le gisement actuel, l'entreprise a acquis deux (02) permis d'exploitation sur le site de KEDDARA :

- Permis de petite et moyenne mines N°2691 pour l'exploitation du gisement d'IFRI avec superficie de 187 Ha.

- Et un permis de petite et moyenne mines N°2871 pour l'exploitation du gisement de BOUZEGZA NORD dit MHANA avec superficie de 80 Ha.

I.4- ORGANISATION DE L'UNITE

L'organigramme de l'unité à la fin de 2007 est le suivant :



I.4 - REGIME DE FONCTIONNEMENT DE LA CARRIERE

La carrière des agrégats de KEDDARA fonctionne selon le régime suivant :

- Nombre de jours ouvrables par an272 jours /an.
- Nombre de jours ouvrables par semaine6 jours /semaine.
- Nombre de postes de travail par jour1 poste /jour.
- Nombre d'heures de travail par poste 10 heures / poste.

L'unité travaille avec une organisation en deux équipes travaillant en alternance quatre (04) jours par semaine.

I.5 - PRODUCTION

La carrière de KEDDARA produit des granulats de qualité pour les travaux publics, le bâtiment, l'hydraulique (BTPH) et le ballast de voies ferrées, dans quatre stations de concassage installées à proximité l'une de l'autre. Les stations de concassage sont :

- Une station primaire (BABITLESS) avec une capacité de 800 t/h.
- Deux stations secondaires :
 - une station ancienne (KRUPP HAZMAG) d'une capacité de 300 t/h.
 - une station récente (ARJA) d'une capacité de 200 t/h.
- et une station de sable (ARJA) d'une capacité de 180 t/h.

Les fractions produites sont : 0/3 - 3/8 - 8/15 - 15/25 - 25/40 - 40/70.

Le tableau ainsi que les courbes ci-dessous donnent un aperçu sur l'évolution de l'activité de l'unité ALGRAN de KEDDARA.

Année	Production de granulats en tonne	Vente en tonne (Granulats+T.V)	Effectifs	Productivité par agent
2000	432980	444908	230	1882,5
2001	499572	518680	232	2153,3
2002	618831	665279	234	2644,5
2003	638217	631338	238	2681,6
2004	672826	743023	226	2977,1
2005	519883	589575	231	2250,6
2006	625758	742297	257	2434,9
2007	711953	857820	265	2686,6

Tableau n°1 : Statistiques des principaux paramètres techniques de l'activité durant la période 2001 -2007

Figure n°2: Evolution de la Production Physique en tonne

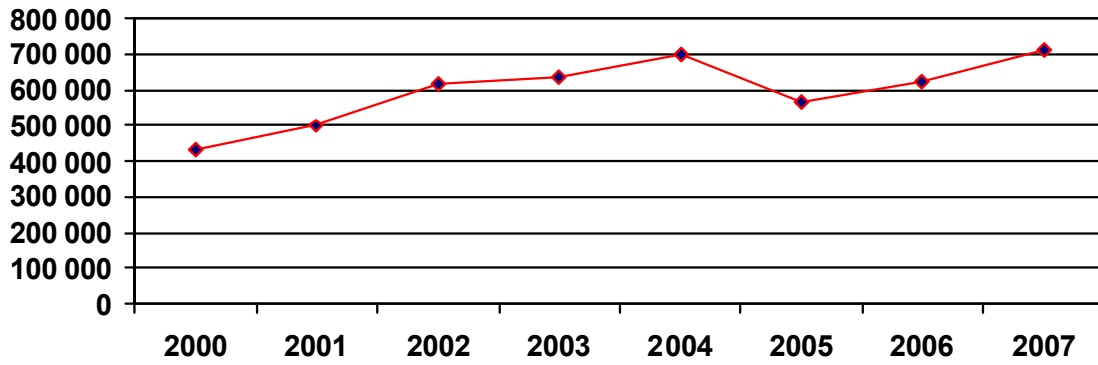


Figure n°3: Evolution des Effectifs

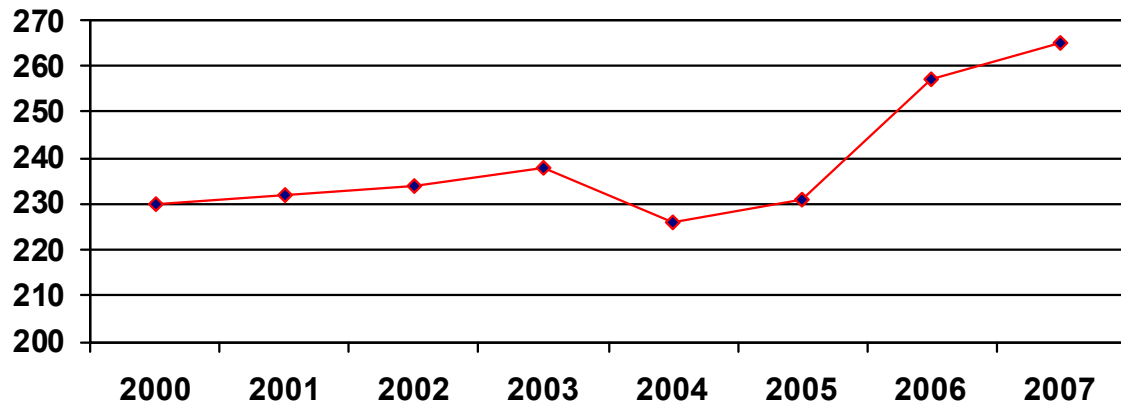
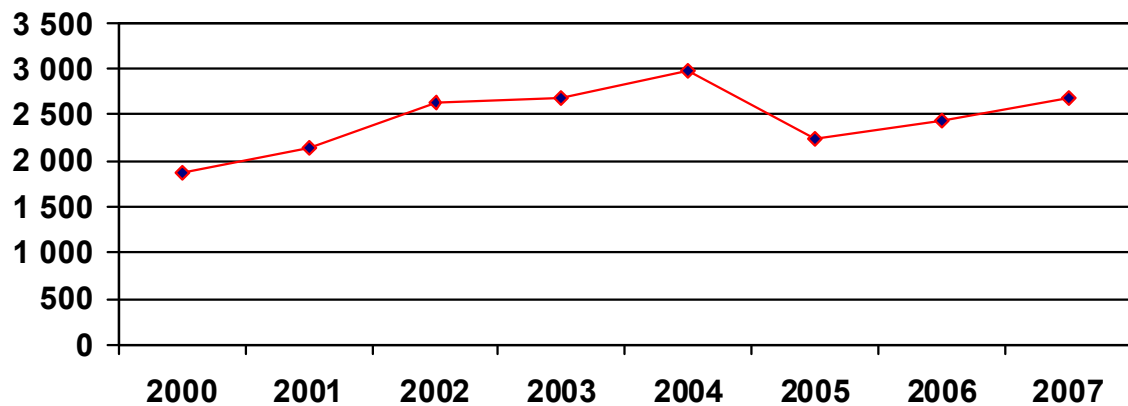


Figure n°4: Evolution de la productivité par agent



I.6 – LE PERSONNEL

L'effectif global de l'unité de KEDDARA est de 257 agents réparti comme suit :

- Par groupe socioprofessionnel :

Cadres	15
Maîtrises	28
Exécutions	214
Total	257

- Par structure :

Grandes structures	Nombre
Administration	13
Carrière (exploitation)	37
Traitement (station)	34
Maintenance (installation fixe/roulant)	30
Approvisionnement	09
Commercial	04
Social	20
MGX	12
Détache	03
Sécurité	95
Total	257

Tableaux n°2 : Répartition de l'effectif

CHAPITRE II - GEOLOGIE

II.1 -GEOLOGIE REGIONALE

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

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

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

II.2 - 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.

- Le Trias :

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

- Jurassique :

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

➤ Jurassique inférieur (Lias) : il est subdivisé en deux unités.

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

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

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

- Crétacé :

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

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

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

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

➤ Crétacé Supérieur Senomanien c 1-6 :

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

- Paléogène : Subdivisé en deux unités : Eocène et Oligocène.

➤ Eocène

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

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

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

➤ Oligocène (g)

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

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

- Quaternaire (g6) : représenté par plusieurs types génétiques :
 - Type alluvionnaire : Se trouvant dans les lits actuels des oueds et sur les terrasses.
 - Type diluvial - pluvial des creux et des versants.
 - Travertins formés par les sources qui sortent en surface traversant des couches de roches carbonatées .La puissance des dépôts du quaternaire varie de 1,5 à 3m.

- Roches Intrusives :

Représentées essentiellement par des métagabbrodiorites et granitogneiss.

1- Métagabbrodiorites (Ys) : Se sont des roches massives, schisteuses, en grains fins verdâtres avec des traces nettes, des modifications telles que teneur élevée en chlorite, carbonisation etc....

2- Granitogneis (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.

II.3 - TECTONIQUE

On note deux types de déformations dans la région :

- a- déformations souples
- b- déformations cassantes

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

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

- Les accidents transversaux de direction NW-SE.
- Les accidents NS qui interceptent les accidents EW.
- et un grand accident de direction EW, situé au Nord montant en contact de la série des flyschs avec les formations calcaireuses.

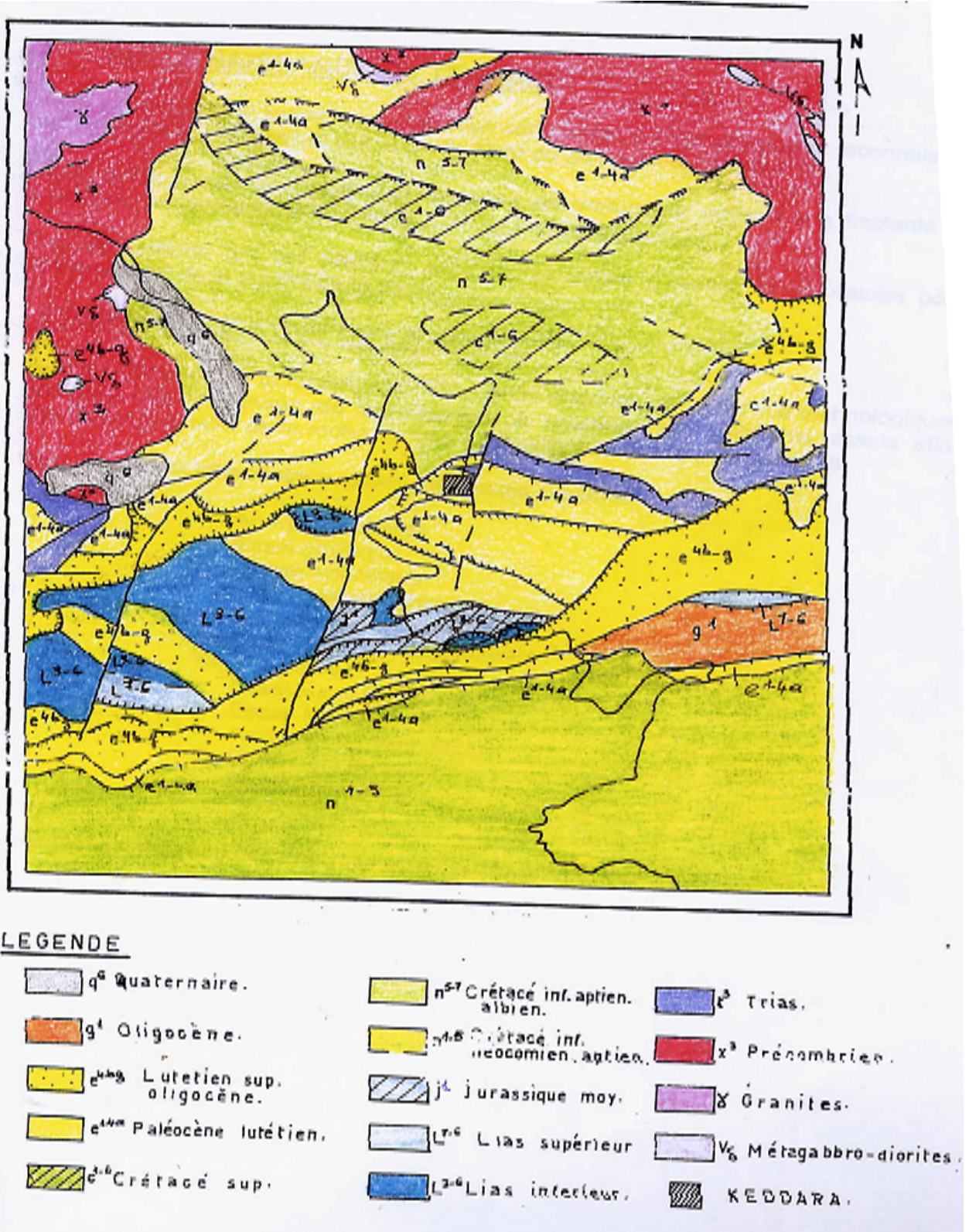


Figure n°5 - Carte géologique de la région de KEDDARA (Echelle 1/50000)

II.4 - CARACTERISTIQUES HYDROGEOLOGIQUES

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.

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

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

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

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

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

II.5- CARACTERISTIQUES HYDRAULIQUES

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

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

II. 6 - GEOLGIE LOCALE

II.6.1- Localisation

Le site de calcaire de djebel IFRI se trouve au cœur du djebel Bouzegza. Administrativement, ce gisement appartient au territoire de la wilaya de BOUMERDES et se situe dans la commune de Kharouba, daïra de Boudouaou.

Les coordonnées en UTM sont les suivantes

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

Tableau n°3: Coordonnées UTM du périmètre octroyé

La superficie du périmètre est de 187 hectares.

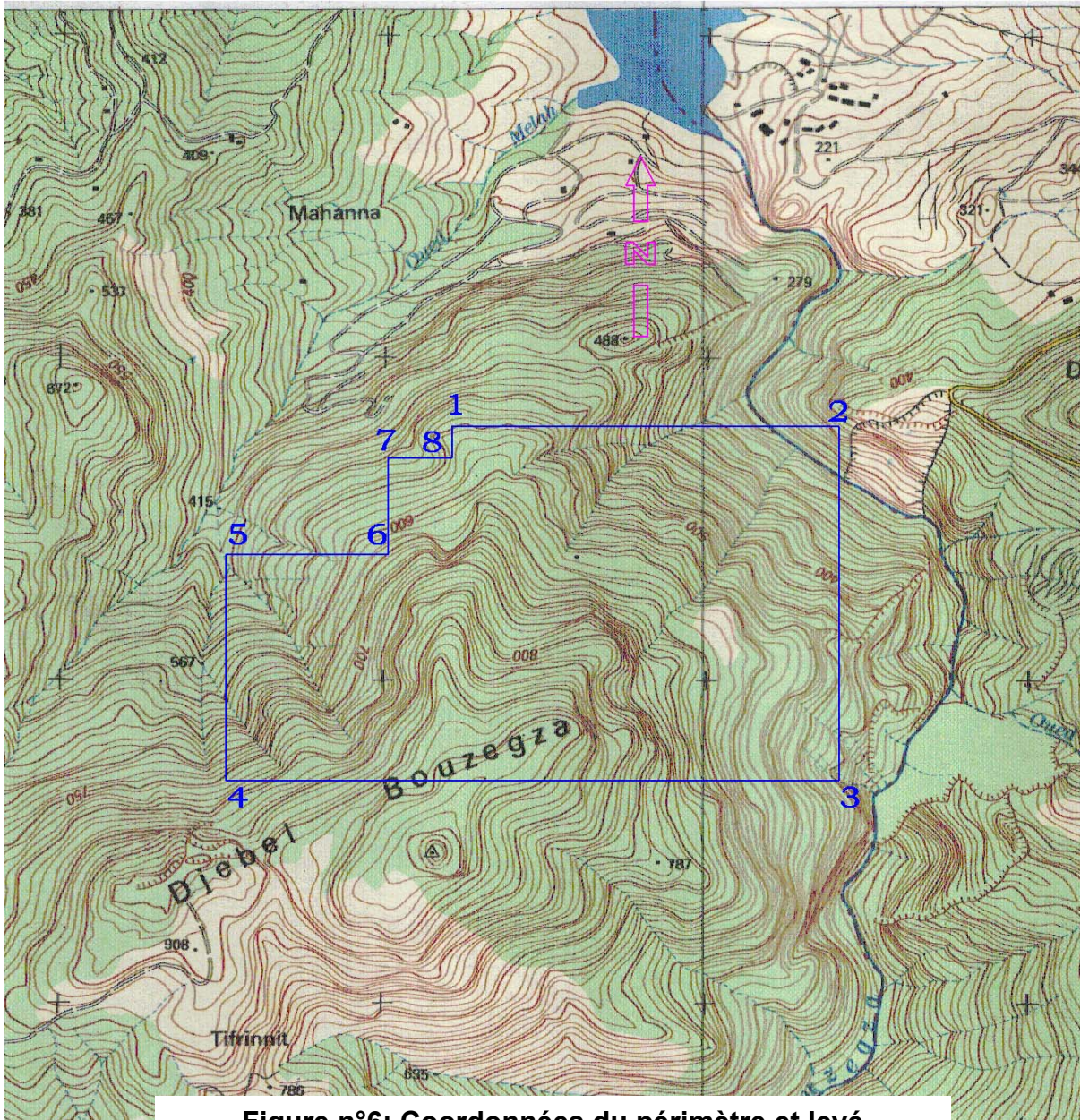


Figure n°6: Coordonnées du périmètre et levé topographique à l'échelle 1/5000°

II.6.2 –Géologie du gisement

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

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

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

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

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

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

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

II.6.3 – Tectonique locale

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

Elles sont parallèles de direction Nord-Sud engendrant des décrochements senestre et des failles satellites et intraformationnelles dans toutes les directions; les diaclases sont très fréquentes, surtout dans la partie sommitale du gisement.

II.6.4 – Réserves et qualité du gisement

II.6.4.1 - Calcul des réserves géologiques

Le calcul est réalisé par la méthode des coupes géologiques parallèles de direction N-S à l'échelle 1/5000.

La limite inférieure du gisement prise dans le calcul des réserves est de 200 m.

Les réserves géologiques sont de l'ordre de : 800 000 000 m³ ; Calculées sur la base de la formule suivante :

$$V = \sum_{i=1}^{n-1} \left[\frac{S_i + S_{i+1}}{2} \times L_{i,i+1} \right]; (m^3)$$

Où :

V : volume de matériau en m^3 .

S_i : surface de la coupe i en m^2 .

S_{i+1} : surface de la coupe i+1 en m^2 .

$L_{i,i+1}$: distance séparant deux coupes en m.

II.6.4.2 -Qualité de la roche

Un sondage d'une profondeur de 98,5 m a été réalisé à une altitude de 450 m.

• Préparation des échantillons

Pour mieux cerner les caractéristiques qualitatives du site, un échantillonnage systématique a été effectué dont l'objectif est de déterminer les différents paramètres qualitatifs nécessaires à l'obtention des granulats de bonne qualité.

Trois échantillons ont été préparés sous forme de carottes de $\varnothing=47,5$ mm par le laboratoire de l'O.R.G.M (Office National de Recherche Géologique et Minière) :

- L'échantillon N°1 a été fait dans l'intervalle : 0-56 m.
- L'échantillon N°2 a été fait dans l'intervalle : 56-73 m.
- L'échantillon N°3 a été fait dans l'intervalle : 73-98,5 m.

Pour tous les échantillons les paramètres suivants ont été analysés :

- Analyse chimique à 12 éléments.
- Masse volumique et densité.
- Taux d'absorption.
- Porosité.
- Coefficient de Los Angeles.
- Coefficient de Micro Deval
- Résistance à la compression.

• Résultat des analyses et essais

1 - Analyses chimiques

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

Elément	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

Tableau n°4: Analyses chimiques sur les échantillons de roche de KEDDARA.

Cette composition correspond à un calcaire assez pur à 51,42 % de CaO en moyenne soit plus de 96% de Ca CO₃. La distribution des éléments majeurs (CaO, PAF) est extrêmement régulière.

2 - Propriétés physiques

- Masse volumique

Pour toute substance homogène, le rapport de la masse "m" correspondant à un volume "V" de cette substance est une caractéristique du matériau appelée masse volumique :

$$\rho = \frac{M}{V}; (g / cm^3)$$

- Masse volumique absolue

La masse volumique absolue d'un matériau est la masse d'un mètre cube de ce matériau, déduction faite de tous les vides, aussi bien des vides entre les grains que des vides à l'intérieur des grains.

- Densité absolue

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

- Masse volumique apparente

La masse volumique apparente d'un matériau est la masse volumique d'un mètre cube du matériau pris en tas, comprenant à la fois des vides perméables et imperméables de la particule ainsi que les vides entre particules. La masse volumique apparente d'un matériau pourra avoir une valeur différente suivant qu'elle sera déterminée à partir d'un matériau compacté ou non compacté. Il faut donc préciser: masse volumique apparente à l'état compacté ou masse volumique apparente à l'état non compacté

- Densité apparente

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

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

Le tableau ci-dessous nous donne les résultats de mesure de γ . On constate une grande régularité dans les valeurs.

Désignations	Echantillon 1 (n=10)	Echantillon 2 (n=10)	Echantillon 3 (n=10)	Moyenne
Masse volumique (g/cm ³)	2,70	2,67	2,68	2,68
Densité absolue	2,74	2,69	2,70	2,71
Densité apparente	2,71	2,68	2,69	2,69

Tableau n°5 : Masse volumique, la densité absolue et la densité apparente du calcaire.

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

Les résultats sont exprimés en quantité d'eau absorbée par gramme de grains (g H₂O/g grains). Les résultats expérimentaux sont donnés dans le tableau ci-dessous et ils montrent des valeurs très voisines.

Désignations	Echantillon 1	Echantillon 2	Echantillon 3	Moyenne
Taux d'absorption (%).	0,13	0,35	0,30	0,26

Tableau n°6 : Taux d'absorption (%).

- Porosité

La porosité est l'ensemble des interstices connectés ou non d'une roche pouvant contenir des fluides (liquide ou gaz). La porosité est aussi le rapport du volume des vides d'une roche ou d'un sol ou sur le volume total. Les roches poreuses peuvent être des roches réservoirs.

La porosité mesurée sur les échantillons de calcaire de KEDDARA est donnée dans le tableau ci-dessous.

Désignations	Echantillon 1	Echantillon 2	Echantillon 3	Moyenne
Porosité (%).	0,94	0,22	0,34	0,5

Tableau n°7 : Porosité (%).

3- Propriétés mécaniques

- Dureté ou résistance à la fragmentation (chocs), coefficient Los Angeles

La dureté est destinée à évaluer la résistance des granulats à la fragmentation sous l'action du trafic.

Elle est mesurée par l'essai Los Angeles se pratique sur les classes granulaires 4/6,6/10,10/14, que l'on introduit dans un tambour cylindrique d'axe horizontal fermé aux deux extrémités en présence de boulet d'acier. La rotation du tambour pendant un nombre de tours et à une vitesse normalisée entraîne la fragmentation des granulats, qui sont ensuite tamisés sous l'eau sur un tamis de 1,6 mm.

Le coefficient Los Angeles est le rapport de la masse du tamisât à la masse avant essai. Le granulat est donc d'autant plus rigide que son coefficient de Los Angeles est faible. Le coefficient Los- Angeles est donné par :

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

Avec :

m : masse des particules fines ($m \leq 1,6$ mm);

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

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

Désignations	Echantillon (1)	Echantillon (2)	Echantillon (3)	Moyenne	Observations
LOS ANGELES (%)	19,68	25,58	24,02	23,09	< 25 %

Tableau n°8 : Coefficient Los- Angeles déterminé sur des échantillons de calcaire de KEDDARA

On remarque que LA est < 25% donc le granulat de KEDDARA a des qualités en conformité avec le tableau des normes utilisé ci-après :

Utilisation	Coefficient LA
Gros granulat routier et pour bétons courants	< 40 %
Pour béton de qualité	< 30 %
Pour béton exceptionnel	< 25 %

Tableau n°9 : Coefficient Los- Angeles dans les principales utilisations du granulat.

- Résistance à l'attrition et à l'usure, coefficient Micro Deval

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

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

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

Désignations	Echantillon (1)	Echantillon (2)	Echantillon (3)	Moyenne	Observations
MICRO DEVAL (%)	20,10	21,9	22,3	21,5	< 35 %

Tableau n°10 : Coefficient M.D.E déterminé sur des échantillons de calcaire de KEDDARA.

- Résistance à la compression

La résistance à la compression correspond au rapport de la contrainte normale sur la surface appliquée; et se détermine par la formule suivante :

$$R_c = \frac{F_{\max}}{S}, (kg / cm^2)$$

Où :

F_{\max} : la force de compression maximale en (kg).

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

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

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

Où :

f : la dureté ;(f = 8).

Pour le gisement de KEDDARA la dureté de la roche est 8. Donc la résistance à la compression est de l'ordre de 800 kg/cm^2 (78,5MPa).

Ce qui est proche des résultats obtenus en laboratoire (Tableau) (moyenne 780 Kg/cm^2).

Echantillon (1)		Echantillon (2)		Echantillon (3)		Moyenne	
Sec	Humide	Sec	Humide	Sec	Humide	Sec	Humide
1114	949	799	603	1018	788	977	780

Tableau n°11 : Résistance à la compression.

Le matériau testé présente une très bonne résistance à la compression.

4 - Conclusion

Les analyses chimiques et physico mécaniques réalisées sur des échantillons représentatifs « rapport sur les résultats des travaux de recherches et de prospection sur le gisement de KEDDARA Tome 1 » ont montré que les agrégats de KEDDARA présentent une bonne résistance à l'altération et l'écrasement ; les essais ont également montré que les calcaires en question 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 routiers.

Ils peuvent être utilisés dans tous les domaines de la construction et des travaux publics (pour la couche de ballast des chemins de fer ainsi que pour les travaux de construction et pour les routes)

CHAPITRE III - EXPLOITATION

III.1 –RESERVES EXPLOITABLES

Cependant compte tenu de la topographie du site, nécessitant pour atteindre le sommet le plus élevé (800m) une pente de la piste de plus de 30% un nouveau calcul de réserves exploitables a été effectué sur AUTO CAD pour ne prendre en considération que les réserves accessibles.

Ces réserves comprises entre le niveau 620 et le niveau 245 sont estimées à 263 332 000 tonnes. Le tableau ci-après donne niveau par niveau les réserves exploitables.

Niveau	Volume extrait en m3	Quantité en tonne
605	440 400	1 180 272
590	972 375	2 605 965
575	1 645 500	4 409 940
560	2 385 750	6 393 810
545	2 995 800	8 028 744
530	3 372 075	9 037 161
515	3 749 100	10 047 588
500	4 112 550	11 021 634
485	4 315 725	11 566 143
470	4 502 325	12 066 231
455	4 675 875	12 531 345
440	4 775 700	12 798 876
425	4 792 275	12 843 297
410	4 779 450	12 808 926
395	4 792 800	12 844 704
380	4 760 850	12 759 078
365	4 776 375	12 800 685
350	4 767 585	12 777 128
335	4 712 625	12 629 835
320	4 660 575	12 490 341
305	4 609 800	12 354 264
290	4 529 235	12 138 350
275	4 436 070	11 888 668
260	4 377 293	11 731 144
245	4 320 398	11 578 665
Total	98 258 505	263 332 793

Tableau n°12 : Réserves exploitables par niveau

III.2- CADENCE DE PRODUCTION ET DUREE DE VIE

Les capacités des installations de concassages existantes sont :

- concasseur primaire : 800 T/h
- concasseur secondaire (ancien) : 300 T/h
- concasseur secondaire (récent) : 200 T/h

Les statistiques de l'activité 2007 montrent que les taux d'utilisation pratiques des installations sont de :

- 75% pour le concassage primaire.
- 60% pour le concassage secondaire (ancien).
- 85% pour le concassage secondaire (nouvelle station).

La capacité pratique annuelle de concasseurs est donnée par la formule suivante :

$$C_a = C \times h \times N_j \times T; (T / an)$$

Où :

C_a : capacité annuelle ; T/an

C : capacité horaire ; T/h

N_j : nombre de jours ouvrables ; (272 jours/an)

T : taux d'utilisation de concasseur

Donc :

La capacité C_a du concasseur primaire est : $C_a = 800 \times 8 \times 272 \times 0,75 = 1305600$ T/an

$$\mathbf{C_a = 1305600 T/an}$$

La capacité C_a du concassage secondaire est :

- Concasseur (ancienne station) :

$$C_{a1} = 300 \times 10 \times 272 \times 0,60 = 489600 \text{ T/an}$$

- Concasseur (station récente) :

$$C_{a2} = 200 \times 10 \times 272 \times 0,85 = 462400 \text{ T/an}$$

Soit une capacité de concassage secondaire totale de 952000 T/an.

Pour obtenir cette production concassée, la production annuelle de tout venant en carrière, en tenant compte d'un taux de perte de 10 à 12% (dues aux pertes des fines) est de :

$$952000 \times 1,1 = 1047200 \text{ T /an}$$

Soit une production mensuelle de 87 266 Tonnes et une production journalière de 3 490 tonnes

Sur la base de cette cadence de production et à partir de la formule suivante la durée de vie de la carrière est de :

$$T_t = \frac{Q_{\text{exp}}}{P_a}; (\text{ans})$$

Où :

Q_{exp} : les réserves exploitables (tonne)

P_a : production annuelle en tout venant de carrière ($P_a = 1000000$ tonne/an).

$$T_t = 263 \text{ ans}$$

III.3 - METHODE D'EXPLOITATION

Compte tenu de la nature du gisement (calcaire dur) et du fait qu'il s'agit d'un gisement superficiel situé en hauteur (Montagne), la méthode d'exploitation retenue est une exploitation à ciel ouvert avec plusieurs gradins.

III.3.1- Les principaux éléments de la méthode d'exploitation à ciel ouvert

Les principaux éléments de la méthode d'exploitation à ciel ouvert sont :

- Le gradin.
- La plate forme de travail.
- La vitesse d'avancement.
- Longueur du bloc du travail.
- Les paramètres du plan de tir.

III.3.1.1- Le gradin

L'élément fondamental des exploitations à ciel ouvert est le gradin .Les gradins sont caractérisés par :

- Leur hauteur ;
- Leur talus ;
- L'angle du talus du gradin;
- Arête inférieure et supérieure du gradin;
- Tranches d'enlevures;
- La largeur des plates-formes de travail supérieure et inférieure.

- **Hauteur du gradin**

Plusieurs facteurs interviennent dans la détermination de la hauteur du gradin :

- Caractéristiques des excavateurs employés (hauteur d'engins d'excavation).
- Stabilité des roches.
- La puissance des engins de foration.
- Règles de sécurité.
- capacité de production.

Selon la réglementation en vigueur et notamment l'arrêté relatif aux exploitations à ciel ouvert, la hauteur du gradin ne doit pas dépasser 15 m.

- **L'angle de talus du gradin**

Il dépend des paramètres physico –mécaniques de la roche et des engins miniers.

Pour les roches dures et moyennement dures, cet angle varie entre 75° et 80°; du fait que la roche de KEDDARA est dure, l'angle de talus du gradin de la carrière de KEDDARA est de $\alpha = 80^\circ$.

III.3.1.2- la 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 la technique d'abattage (largeur du tas des roches abattues); 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 :

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

Où :

L_{pt} : Largeur de la plate forme de travail, (m);

A : Largeur de l'enlevure en massif, (m);

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

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

T : Largeur de la voie de transport, (m);

Z : Largeur du prisme éventuel d'éboulement, (m) ;

- ❖ La valeur de A est déterminée par la formule suivante :

$$A = \frac{W}{\cos \beta}, (m).$$

W : ligne de moindre résistance = 3,5m, la variation de la ligne de moindre résistance est due aux différentes structures du front d'abattage.

β : étant l'angle d'inclinaison de trou de mine, ($\beta = 15^\circ$) par rapport à la verticale;
Donc, A = 3,6m.

- ❖ La largeur X est calculée par la relation suivante :

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

K_f : coefficient de foisonnement des roches, (1.5) ;

H_g : hauteur du gradin, (m);

H_t : hauteur du tas (0.5÷0.9) × H_g , (m); et pour les calcaires $H_t = 0,9 \times H_g$

Si $H_g = 15m \Rightarrow H_t = 0,9 \times 15 = 13,5m$.

Donc, X = 9,2m.

- ❖ La valeur de C est donnée par la formule suivante :

$$C = 0,2 \times H_g, (m).$$

Donc, C = 3m.

- ❖ La valeur de Z est donnée par la formule suivante :

$$Z = H_g \times (\text{ctg } \gamma - \text{ctg } \alpha), (m).$$

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

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

Donc, Z = 2,5m.

- ❖ La valeur de T est donnée par la formule suivante :

$$T = 2 L_e + 3, (m).$$

Où :

L_e : la largeur de l'engin, ($L_e = 4,5m$)

Donc, T = 12m.

La largeur de la plate forme est :

$$L_{pt} = 30,3 \text{ m}^2$$

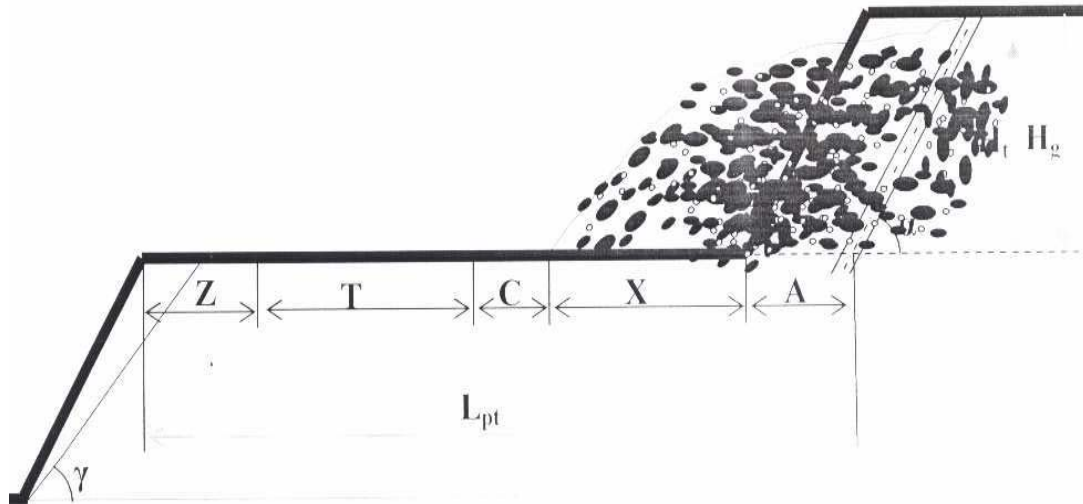


Figure n°7: Schéma de la plate forme de travail (abatage à l'explosif).

III.4 - PROJET D'EXPLOITATION

Le projet d'exploitation est basé sur une capacité de production de la station de concassage de 1000000 tonnes/an. Pour la réalisation de cet objectif deux variantes seront examinées. Ces variantes diffèrent entre elles par la méthode de déblocage de la production tout-venant de la carrière.

En effet dans le but d'accéder au gisement d'IFRI qui représente certaines difficultés (difficile d'accès à cause de l'imposante pente qui le caractérise) et pour commencer son exploitation, deux solutions sont possibles :

- **Méthode de déblocage par camions**

La méthode de déblocage par camions est basée sur le transport de tout venant de la plate forme de production située au niveau supérieur (605 m) vers la station de concassage (niveau 200 m) avec des engins de transport (dumpers).

- **Méthode de déblocage par couloirs**

La méthode de déblocage par couloir est une méthode qui repose sur le déplacement de la roche abattue par gravité, en raison de la pente importante qui caractérise le gisement. Deux couloirs naturels reliant les niveaux 605 m et 250 m peuvent être utilisés. Ainsi par cette variante le déblocage du tout venant se fera dans une 1^{ère} phase par gravité jusqu'au niveau 250 m puis par dumpers jusqu'à la station de concassage au niveau 200 m.

Les deux plans (voir annexe) montrent les ouvrages miniers réalisés pour les deux variantes ainsi que la phase initiale de l'exploitation de niveau supérieur pour la variante (2).

III.4.1-Travaux d'infrastructures

Ces travaux consistent à réaliser essentiellement :

- La piste d'accès au niveau 605 m.
- La piste reliant la plate forme de réception du tout venant à la station de concassage.
- La plate forme de réception au niveau 250 m.
- Aménagement des couloirs naturels.

III.4.1.1 - 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 620 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 à été construite afin d'accéder à la plate-forme de production (niveau 620 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 :

a- Longueur de la piste :

La longueur totale de la piste principale qui relie la station de concassage à la plate forme de travail du niveau 620 est de 8Km dans le cas d'un déblocage par camions.

Cette piste est de 2km dans le cas d'un déblocage par couloirs.

b- largeur de la piste :

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

c-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.

III.4.1.2- Les plate-formes de réception

La réalisation de la méthode de déblocage par couloirs nécessite de faire deux plate-formes 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.

Ces plate-formes ont des dimensions de 100m X50m ; elles sont reliées entre elles par un passage de 20 m de large

III.4.1.3- Aménagement des couloirs naturels

Deux ravinelements relient le niveau 620 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 ravinelement
- de réaliser en certains endroits des rectifications des parois des couloirs afin de supprimer les zones susceptibles de constituer un blocage dans la gravité du tout venant.

III.4.2- Opérations minières

III.4.2.1 - Travaux de foration et de tir :

La phase initiale des processus technologiques lors de l'exploitation des gisements à ciel ouvert est bien la préparation des gisements à l'extraction. La qualité de cette dernière prédétermine en grande partie le rendement des engins miniers, la sécurité de travail, et d'une manière générale l'efficacité des travaux à ciel ouvert.

Pour réaliser les travaux de foration et de tir, il faut prendre en considération de multiples facteurs :

- contraintes imposées :
 - contraintes topographiques et hydrogéologiques.
 - contraintes géologiques dépendantes directement de la structure du gisement.
 - contraintes d'environnement.

➤ Contraintes maîtrisables

-contraintes d'équipement : matériel de foration, engins de reprise, engins de roulage et caractéristiques du poste primaire de concassage.

-contraintes économiques dépendantes du marché.

Les travaux de forage et de tir en carrière doivent assurer :

-une fragmentation désirable des roches abattues.

-l' état normal du pied du gradin.

-la formation de tas de déblai de forme et dimensions nécessaires.

- des dépenses minimales et grande sécurité du travail.

-le volume nécessaire pour le travail régulier.

• **Dimension maximale des blocs abattus**

La forme et les dimensions des roches abattues influent également sur le rendement des engins, la sécurité et l'efficacité des travaux miniers à ciel ouvert.

Les dimensions maximales admissibles des blocs de roches abattues se déterminent en fonction des paramètres des engins miniers, à savoir :

- De la capacité du godet de l'excavateur (E), $E=6m^3$:

$$D \leq 0,8 \times \sqrt[3]{E} ;(m)$$

$$D \leq 0,8 \times \sqrt[3]{6}$$

$$\mathbf{D \leq 1,45 m}$$

- De la capacité de la benne du camion (V_c), $V_c=12m^3$:

$$D \leq 0,5 \times \sqrt[3]{V_c} ;(m)$$

$$D \leq 0,5 \times \sqrt[3]{12}$$

$$\mathbf{D \leq 1,14 m}$$

- De l'ouverture de la trémie du concasseur (b), $b=1,25m$:

$$D \leq 0,8 \times b ;(m)$$

$$D \leq 0,8 \times 1,25$$

$$\mathbf{D \leq 1 m}$$

Les blocs de dimensions supérieures à 1 m seront considérés comme des blocs hors gabarits. Ces derniers qui sont en général de 5 à 10 % seront soumis au débitage secondaire.

- **Détermination des paramètres du plan de tir :**

- **Paramètres géométriques**

a- Diamètre de trou "D"

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

Pour une hauteur de 15 m, il est recommandé de prendre un diamètre entre 83-200 mm. Les taillants existant au niveau de la carrière ont un diamètre $D=89\text{mm}$ et $D=110\text{mm}$.

b- Inclinaison du trou " β "

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

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

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

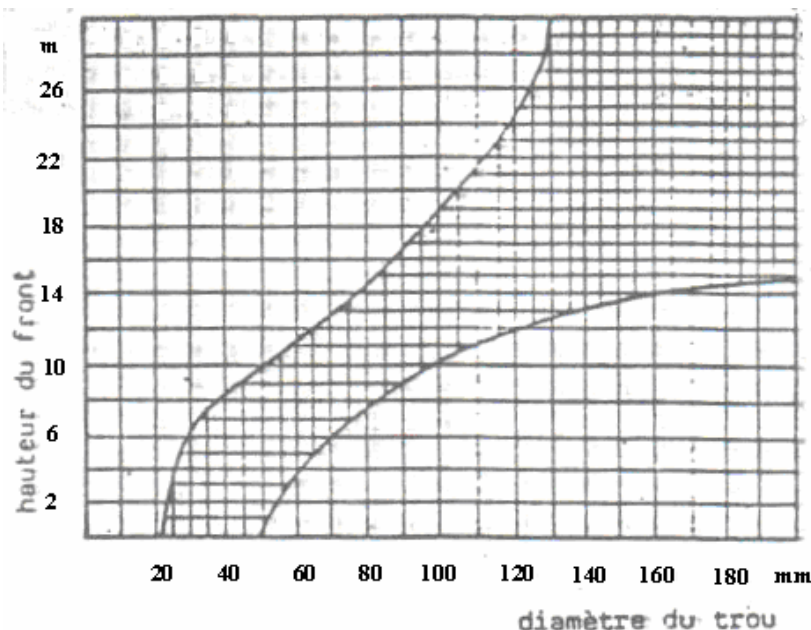


Figure n°8: Choix du couple diamètre-hauteur de front

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

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

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

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

$$W_{max} = \frac{40 \times D}{1000}; (m)$$

D : diamètre du trou, (D= 89mm).

$$W_{max} = 3,56 \text{ m.}$$

d- Profondeur de sous forage" L_s "

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

$$L_s = 0,3 \times W_{max}; (m)$$

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

$$L_s = 1,07 \text{ m.}$$

e- Profondeur de trou" L_t "

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

$$L_t = \frac{H_{gr} + L_s}{\sin \alpha}; (m)$$

Où :

H_{gr} : hauteur du gradin, (m);
 L_s : longueur de sous-foration, (m);
 α : angle du talus, ($\alpha=85^\circ$)

$$L_t = 16,13 \text{ m.}$$

f- Banquette pratique "W"

Dans la pratique, on pourra rarement atteindre W_{\max} et une réduction de cette valeur sera nécessaire, donc la banquette pratique est déterminée à l'aide de la formule suivante :

$$W = W_{\max} - \left(\frac{3 \times D}{1000} + \frac{3 \times L_t}{100} \right); (m)$$

Où :

W_{\max} : banquette maximale ;(m).

D : diamètre de trou ;(mm).

L_t : profondeur de trou ;(m).

$$\mathbf{W = 2,80 m.}$$

g- Hauteur de bourrage " H_0 "

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

Le bourrage réalisé avec du sable fin bouche le trou afin d'empêcher la détonation à l'air libre et aussi les projections.

L'expérience montre que si la hauteur de bourrage (H_0) est inférieure à W il y a risque de projection des pierres de la surface avec la diminution de la fragmentation et si H_0 est supérieur à W la fragmentation sera plus grosse.

Pour ces raisons on a :

$$H_0 = W ;(m).$$

$$\mathbf{H_0 = 2,8 m.}$$

h- Espacement entre les trous "a"

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

$$a = 1,25 \times W ;(m)$$

Où :

W : la banquette pratique ;(m).

$$\mathbf{a = 3,5 m.}$$

i- Espacement des rangées "b"

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

$$b = 0,85 \times a ; (m)$$

Où :

a : l'espacement entre deux trous ;(m).

$$b = 2,97 \approx 3 \text{ m.}$$

➤ Le choix de type de l'explosif :

Le type d'explosif est choisi en fonction :

- ◆ des caractéristiques du gisement : nature de la roche, fracturation du gisement, présence éventuelle d'eau dans les trous....
- ◆ De l'expérience des tirs antérieurs.
- ◆ Des considérations économiques :
 - la charge de fond est constituée d'explosifs Brisants en cartouches.
 - La charge de colonne pourra être continue avec un explosif moins puissant, en vrac de préférence si l'absence d'eau le permet.

A partir de ces critères et d'après la consultation du guide technique des explosifs et accessoires de tir, réalisé par l'O.N.E.X (Office National des Substances Explosives), et aussi compte tenu de la nature et des caractéristiques de la roche, on peut choisir deux types d'explosifs suivants :

1. Gélanit II, pour la charge de fond avec :
 - Diamètre de cartouche de 65 mm;
 - Longueur de cartouche est 53 cm;
 - Poids de cartouche est 2,15 kg;
 - Type de cartouche est : gaine plastique
2. Anfomil :
 - En vrac dans des sacs de 25 kg chacun.

Les caractéristiques de ces deux explosifs sont données dans le tableau suivant :

Caractéristiques	Gélanit II	Anfomil
Densité, (g/cm ³)	1,45	0,90
Vitesse de détonation, (m/s)	6000	3000
Volume gaz, (l/kg)	808	975
Energie, (kj/kg)	4807	3803,8
Résistance à l'eau	Bonne	Médiocre

Tableau n° 13 : Caractéristiques des explosifs utilisés.

➤ **Répartition de charge**

- Charge explosif de fond (L_f)

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

$$L_f = \frac{P_c \times 100}{L}; (kg / m)$$

Où :

P_c : poids de la cartouche ;(P_c = 2,15 kg).

L : longueur de la cartouche ;(L = 53 cm).

$$L_f = 4,05 \text{ kg/m.}$$

- Hauteur de charge de fond théorique (H_{th})

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_{th} = 0,4 \times (L_t - H_0); (m)$$

Où :

L_t : longueur de trou ;(m)

H₀ : hauteur de bourrage ;(m)

$$H_{th} = 5,33 \text{ m}$$

- Hauteur réelle de charge de fond (H_f)

Elle est déterminée par la formule suivante :

$$H_f = \frac{N_r \times L}{100}; (m)$$

Où :

L : longueur de la cartouche ;(L = 53 cm).

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

$$N_r \approx N_{th} = \frac{100 \times H_{th}}{L}$$

Où :

N_{th} : nombre de cartouches théoriques ;

H_{th} : hauteur de charge de fond théorique ;(m)

L : longueur de cartouche ;(cm)

Donc :

$$N_{th} = 10,05 \Rightarrow N_r = 10$$

$$H_f = 5,3 \text{ m}$$

- Poids de la charge de fond (Q_f)

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_f = N_r \times P_c; (kg)$$

Où :

N_r : nombre de cartouche real ;

P_c : poids de la cartouche ;($p_c = 2,15$ kg)

$$Q_f = 21,5 \text{ kg}$$

- Charge explosive de colonne (L_c)

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

$$L_c = \left(\frac{D}{2}\right)^2 \times \frac{3,14 \times \rho_{exp}}{1000}; (kg / m^3)$$

Où :

D : diamètre de trou ;(mm).

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

$$L_c = 5,60 \text{ kg/m}^3$$

- Hauteur de charge de colonne (H_c)

Elle est calculée par la formule suivante :

$$H_c = L_t - (H_0 + H_f); (m)$$

Où :

L_t : profondeur de trou ;(m)

H_0 : hauteur de bourrage ;(m)

H_f : hauteur de la charge de fond real ;(m)

$$H_c = 8,03 \text{ m}$$

- Poids de charge de colonne (Q_c)

Il est calculé par la formule suivante :

$$Q_c = (L_c \times H_c) + 3,14 \times \left[\left(\frac{D}{2} \right)^2 - \left(\frac{D_c}{2} \right)^2 \right] \times \frac{\rho_{\text{exp}} \times H_f}{1000}; (kg)$$

Où :

L_c : charge explosif de colonne ;(kg/m)

H_c : hauteur de charge de colonne ;(m)

D : diamètre de trou ;($D= 89 \text{ mm}$)

D_c : diamètre de la cartouche ;($D_c= 65 \text{ mm}$)

ρ_{exp} : densité d'explosif ;($\rho_{\text{exp}}= 0,90 \text{ g/cm}^3$)

H_f : hauteur de charge de fond real ;(m)

$$Q_c = 58,78 \text{ kg}$$

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

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

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

$$Q_{ch} = Q_f + Q_c; (kg)$$

$$Q_{ch} = 80,28 \text{ kg}$$

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

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

Donc, la longueur totale de la charge d'explosif dans un trou :

$$H_{ch} = H_f + H_c ; (m)$$

$$H_{ch} = 13,33 \text{ m}$$

- Consommation spécifique d'explosif (Q_s)

La consommation spécifique de l'explosif nécessaire pour l'abattage de 1 m^3 de roche. Le degré de la fragmentation de la roche à l'explosif dépend avant tout de sa résistance au tir. Ce dernier est caractérisé par la consommation spécifique de l'explosif, g/m^3 nécessaire pour atteindre le degré exigé de la fragmentation. La consommation spécifique est déterminée par la formule suivante :

$$Q_s = \frac{Q_{ch} \times 1000}{W \times a \times H_{gr} \times \gamma} ; (g / tonne)$$

Où :

Q_{ch} : poids total d'explosif par trou ;(kg)

W : banquette pratique ;(m)

a : espacement entre les trous de mine ;(m)

H_{gr} : hauteur de gradin ;(m)

γ : densité de la roche abattu ;($\gamma = 2,68$)

$$Q_s = 203,77 \text{ g/tonne}$$

- Volume de la roche abattue par un trou (V_{tr})

$$V_{tr} = W \times a \times H_{gr} ; (m^3)$$

Où ;

W : banquette pratique ;(m)

a : espacement entre les trous de mine ;(m)

H_{gr} : hauteur de gradin ;(m)

Donc : $V_{tr} = 15 \times 2,8 \times 3,5$

$$V_{tr} = 147 \text{ m}^3.$$

Qui correspond à la quantité :

$$Q_{tr} = V_{tr} \times \gamma = 147 \times 2,68 = 394 \text{ tonnes.}$$

$$Q_{tr} = 394 \text{ tonnes.}$$

- Nombre de trous forés nécessaire en une semaine (N_{tr})

Le nombre de trous forés en un mois est déterminé en fonction de :

- La production hebdomadaire (P_h);
- Volume de la roche abattu par trou (V_{tr})

On détermine le nombre des trous forés en un mois par la relation suivante :

$$N_{tr} = Pair \left(Ent \left(\frac{P_h}{V_{tr}} \right) + 1 \right)$$

Où :

$$P_h = 6 \times P_j ; (m^3)$$

P_j : production journalière ; ($P_j = 3676,47$ tonnes)
 $P_h = 22058,82$ tonnes

Donc :

$$N_{tr} = 58$$

- Nombre de rangées

Le nombre de rangées est déterminé par :

- Les éléments de la méthode d'exploitation (largeur de la plate-forme du travail);
- La réserve nécessaire des roches abattues;
- La technologie et l'organisation des travaux miniers.

Le tir s'effectuera sur 2 rangées de trous.

- Volume de roche abattu par volée (V_v)

Il est donné par la relation suivante :

$$V_v = N_{tr} \times V_r ; (m^3)$$

Où :

N_{tr} : nombre de trous ;

V_r : volume de roche abattu par trou ;(tonnes)

$$V_v = 22852 \text{ tonnes}$$

- **Travaux de foration**

La foration des trous dans la carrière de KEDDARA est réalisée par 3 sondeuses en bon état (TITON 400 et 2 ATLAS COPCO) avec les vitesses d'avancement suivantes :

- Sondeuse TITON 400 : 0,325 m/min
- Sondeuse ATLAS COPCO : 0,26 m/min

Sur la base d'une sondeuse de ATAS COPCO de diamètre de foration $\varnothing = 89$ mm

Son rendement est donnée par :

$$R_s = 60 \times T \times K_u \times V_a ; (m / \text{jour})$$

Où :

T : durée de travail d'un poste (T= 10 heures).

K_u : coefficient d'utilisation de la sondeuse ($K_u = 0,85$).

V_a : vitesse d'avancement ($V_a = 0,26$ m/min).

$$R_s = 60 \times 10 \times 0,85 \times 0,26 = 132,6m / \text{jour}$$

$$R_s = 132,6 \text{ m/jour}$$

- Nombre de trous forés en une semaine

Le nombre de trous forés en une semaine est déterminé par la formule suivante :

$$N_{tr} = \frac{N_j \times R_s}{L_t}$$

Où :

N_j : nombre de jours ouvrables en une semaine (6 jours).

R_s : rendement de la sondeuse.

L_t : longueur de trou (m).

$$N_{tr} = \frac{6 \times 132,6}{16,13} = 49,32$$

$$N_{tr} = 49$$

D'où nombre de sondeuses nécessaires sont :

Nombre de trous à forer/ Nombre de trou par foreuse = $58/49 = 1,02$

Soit : deux sondeuses pour assurer la foration hebdomadaire.

- **Organisation des travaux de foration et de tir**

Le processus d'abattage se réalisant selon l'ordre suivant :

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

Les tirs seront réalisés sur deux à trois rangées de trous inclinés. Un registre d'abattage doit être tenu par le chef de la carrière, ou seront inscrits les résultats de chaque tir.

On y portera particulièrement les consommations spécifiques d'explosifs, ce qui permettra d'apporter les corrections nécessaires sur les tirs ultérieurs.

III.4.2.2 -Travaux de chargement

Le chargement des roches abattues s'effectue par les chargeuses, l'unité dispose de 04 pelles chargeuses sur pneus (trois KOMATSU WA600 de 6 m^3 de capacité de godet et une pelle CATERPILAR de 5 m^3).

Le rendement de la chargeuse est déterminé par l'expression suivante :

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

Où :

V : la capacité du godet de la chargeuse en (6 m^3).

K_f : coefficient de foisonnement ($K_f = 1,5$).

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

T : durée d'un poste de travail (T = 10 heures) ;

γ : masse volumique ; $\gamma = 2.68 \text{ T/m}^3$;

K_u : coefficient d'utilisation de la chargeuse durant un poste de travail ($K_u = 0.80$) ;

t_c : durée d'un cycle de chargement ; $t_c = 55 \text{ s}$;

$t_c = t_r + t_{pc} + t_d + t_{pv} \text{ (s)} = 30 + 10 + 5 + 10 = 55 \text{ s}$

t_r : temps de remplissage du godet, il est en fonction de la difficulté de pénétration du godet dans le tas et le coefficient de foisonnement $t_r = 30 \text{ s}$.

t_{pc} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse chargée vers le lieu de déchargement ;

$t_{pc} = 10 \text{ s}$.

t_d : temps de déchargement du godet ; $t_d = 5 \text{ s}$

t_{pv} : temps de parcours (rotation) de la chargeuse vide vers le lieu de chargement (le tas des roches abattus). $t_{pv} = 10 \text{ s}$.

Donc : le rendement de la chargeuse est:

$$R_{ch} = \frac{3600 \times 6 \times 0,85 \times 10 \times 2,68 \times 0,80}{55 \times 1,5} = 4471,3 \text{ t / poste.}$$

$R_{ch} = 4471,3 \text{ t/poste.}$

On voit que le rendement de la chargeuse est supérieur à la production par poste de la carrière (3676,47 t/poste) ; une chargeuse est donc suffisante pour les travaux de chargement durant le poste de travail. Elle est surdimensionnée car elle travaillera avec un taux d'utilisation de 80%.

En tenant compte des opérations de l'entretien préventif ou curatif il est nécessaire de disposer de 2 chargeuses.

III.4.2.3 -Transport de la matière

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

Actuellement l'unité possède 5 dumpers en état de marche.

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

Le nombre de 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 : capacité du camion (ASTRA), $Q_c=32$ T.

K_f : coefficient de foisonnement, $K_f = 1,5$;

V : capacité du godet de la chargeuse, $V= 6$ m³;

K_r : coefficient de remplissage du godet, $K_r = 0,85$;

γ : Poids volumique de la roche $\gamma = 2,68$ T/m³.

$$N_g = \frac{32 \times 1,5}{6 \times 0,85 \times 2,68} = 3,51$$

$$N_g = 3,51 \approx 4 \text{ godets.}$$

- La durée de chargement d'un camion

La durée de chargement d'un camion est calculée par la relation suivante :

$$T_{ch} = t_c \times N_g ; (s)$$

t_c : la durée d'un cycle de la chargeuse. $t_c= 55$ secondes.

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

$$T_{ch} = 55 \times 4 \approx 220 \text{ s.}$$

$$T_{ch} = 220 \text{ s.}$$

- Rendement des camions

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

$$R_c = \frac{3600 \times Q_c \times T \times k_{ch}}{t_c} \dots\dots(t / poste)$$

D'où :

Q_c : capacité de la benne du camion (32 tonnes),

T : la durée d'un poste de travail ($T= 10$ heures) ;

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

t_c : le temps de réalisation d'un cycle ;

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

t_a : temps du trajet à vide (aller).

t_{ch} : temps de chargement du camion, 220 s

t_r : temps du trajet en charge (retour).

t_d : temps de déchargement du camion, 15 s

t_m : temps de manoeuvre, 120 s

Le temps du cycle (t_c) diffère selon la variante appliquée.

❖ **La variante (1) ; (méthode de déblocage par transport)**

Pour une longueur de piste $L_p=8$ km ;

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

Avec :

$$T_a = \frac{3600 \times L_p}{V_a}; (s)$$

V_a : vitesse à vide ;(20 km/h).

$$T_a = \frac{3600 \times 8}{20} = 1440s$$

$$\mathbf{T_a = 1440 s}$$

Et :

$$T_r = \frac{3600 \times L_p}{V_r}; (s)$$

V_r : vitesse à charge ;(15 km/h).

$$T_r = \frac{3600 \times 8}{15} = 1920s$$

$$\mathbf{T_r = 1920 s}$$

Donc :

$$t_c = 1440 + 220 + 1920 + 15 + 120$$

$$\mathbf{t_c = 3715 s}$$

Donc le rendement du camion est :

$$R_c = \frac{3600 \times 32 \times 10 \times 0,85}{3715} = 263,58t / poste$$

$$\mathbf{R_c = 263,58 t/poste}$$

❖ **La variante (2) ;(méthode de déblocage par couloirs)**

Au niveau inférieur (Plateforme de réception - niveau 250 m)

Un transport est assuré de la plateforme de réception à la station de concassage.

La longueur de la piste est 2 km (de la plate forme de la réception jusqu'à la station)

$$t_c = \frac{3600 \times 2}{20} + 220 + \frac{3600 \times 2}{15} + 15 + 120 = 1195s$$

Donc le rendement du camion pour cette méthode est :

$$R_c = \frac{3600 \times 32 \times 10 \times 0,85}{1195} = 819,41t / poste$$

$$\mathbf{R_c = 819,41 t/poste}$$

Au niveau supérieur

Au niveau supérieur un transport par dumper sera assuré du front d'extraction aux couloirs.

La distance maximale déterminée sur le plan topographique est de 0,8 km .

Ainsi le temps de cycle d'un camion sera :

$$t_c = \frac{3600 \times 0,8}{20} + 220 + \frac{3600 \times 0,8}{15} + 15 + 120 = 691s$$

Et le rendement d'un camion est de:

$$R_c = \frac{3600 \times 32 \times 10 \times 0,85}{691} = 1417,07t / poste$$

$$\mathbf{R_c = 1417,07 t/poste}$$

- Nombre de camions nécessaires pour assurer la production

Le nombre de camions nécessaire pour assurer la production du projet est donné par la formule suivante :

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

Ou :

N_c : nombre de camions ;

P_j : la production journalière souhaitée par l'entreprise ; $P_j = 3676,47$ t/j

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

R_c : rendement du camion durant un poste de travail.

❖ **Pour la variante (1)**

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c} = \frac{3676,47 \times 0,9}{263,58} = 12,55 \approx 13$$

$$N_c = 13$$

❖ **Pour la variante (2)**

Au niveau inférieur

$$N_c = \frac{P_j \times K_i}{R_c} = \frac{3676,47 \times 0,9}{819,41} = 4,03 \approx 4$$

$$N_c = 4$$

Au niveau supérieur

$$N_c = \frac{P_j \times K_j}{R_c} = \frac{3676,47 \times 0,9}{1417,07} = 2,33 \approx 3$$

$$N_c = 3$$

III.4.2.4-Concassage de matériaux

La station de concassage est composée de :

- Un stade de concassage primaire de concasseur primaire à mâchoire de marque BABITLES acquis en 1978 avec une capacité théorique de 800 T/H.
- Un stade de concassage secondaire qui est réalisé par :
 - Un concasseur à percussion de marque ARJA acquis en 2007. Sa capacité théorique est de 200 T/H.
 - Un autre concasseur à percussion de marque KRUPP ET DIVERS acquis en 1978. sa capacité théorique est de 300 T/H.
- Un stade de concassage tertiaire de station de sable réalisé par un concasseur à percussion de marque ARJA de en 2008. Sa capacité théorique est de 180 T/H.

Pour le projet le pourcentage de granulométries retenus est celui réalisé en 2007 et qui est porté dans le tableau n°14 suivant :

Les classes	Année 2007		Projet	
	Volume	%	Volume	%
0/3	127758	17,94	170833,8	17,94
3/8	40522	05,69	54184,68	05,69
8/15	196769	27,63	263113	27,63
15/25	101968	14,32	136348,2	14,32
25/40	42470	05,96	56789,48	05,96
40/70	123754	17,38	165479,8	17,38
0/40	78712	11,05	105251,1	11,05
Total	711953	100	952000	100

Tableau n°14 : production des granulats pour l'année 2007 et le projet

III.4.3 - Les moyens humains et matériels

III.4.3.1- Les moyens humains

L'effectif de la carrière de KEDDARA est réparti comme suit :

Cadres	03
Maîtrise	01
Exécution	33
Total	37

Par groupe socio professionnel :

fonctions	Nombre
Chef d'exploitation	1
Ingénieur (mine, topographe)	2
Chef de poste carrière	2
Conducteur .pelle chargeuse	6
Conducteur .bulldozer	1
Conducteur .chariot de foration	4
Chauffeur .dumper	10
Sondeur	2
Foreur	2
Autres fonctions	7
Total	37

Tableaux n°15 : Effectif de la carrière de KEDDARA.

III.4.3.2- Equipements de la carrière

Les moyens matériels qui assurent la production dans les deux variantes de déblocage sont donnés dans le tableau ci-après :

Désignation des équipements	Nombre nécessaire	Equipements existants	Etat des équipements	Equipements à acquérir	
				Variante 1	Variante 2
Buldozer	1	1	Mauvais	1	1
Sondeuse	2	3	Bon	-	-
Chargeuse	3	4	Bon	-	-
Brise roche	1	1	Bon	-	-
Dumper	7	5	3 bons et 2 moyens	8	2

Tableau n°16 : Equipements nécessaires

Le tableau ci-après montre que la variante 1 (Déblocage par camions) nécessite une acquisition de 8 camions supplémentaires en raison de la distance de transport élevée (8km) et la variante 2 , l'acquisition de 2 dumpers supplémentaires

III.4.4 – Organisation du travail et mesures de sécurité

II.4.4.1 - Organisation des opérations

- Dans les deux variantes

Dans un gradin d'exploitation (au départ 605) il y aura deux zones d'activité :

- une zone en foration
- une zone en chargement et roulage

- Dans la variante « déblocage par couloir »

1 – le déversement se fera pendant une journée dans un seul couloir. La deuxième journée, sera consacrée au déversement dans le couloir n°2.

2 – Au niveau de la plate-forme inférieure le chargement du tout venant se fera dans le couloir qui n'est pas en activité.

Le cyclogramme ci-après montre la chronologie sur un cycle de 15 jours des opérations dans les deux variantes (avec 6 jours ouvrables) :

jours			1	2	3	4	5	6	7	8	9	10	11	12	
Pour les deux variantes	Zone 1	Foration	████████████████████												
		Chargement							████████████████████	████████████████████	████████████████████	████████████████████	████████████████████	████████████████████	████████████████████
	Zone 2	Foration							████████████████████	████████████████████	████████████████████	████████████████████	████████████████████	████████████████████	████████████████████
		Chargement							████████████████████						
Méthode par couloirs	Couloir 1	Déversement (Niveau Sup)	██		██		██		██		██		██		
		Chargement (Plate forme Inf)		██		██		██		██		██		██	
	Couloir 2	Déversement (Niveau Sup)		██		██		██		██		██		██	
		Chargement (Plate forme Inf)	██		██		██		██		██		██		

Tableau n°17 : Cyclogramme montre l'organisation des travaux miniers

II.4.4.2- Mesures de sécurité

Les fronts d'extraction doivent être dépourvus de surplomb qui risquent d'être à l'origine de chute de blocs. Aussi tous les matins avant le commencement du chargement et après chaque tir le purgeage du gradin sera effectué.

Les pistes de roulage doivent être en bon état et régulièrement entretenus. Des panneaux de signalisation (Vitesse maximale, sens obligatoire) seront placés sur le parcours de la station de concassage jusqu'aux niveaux 620 et 250 ;

Un arrosage des pistes de roulage sera effectué quotidiennement pour atténuer les effets des poussières sur l'environnement.

Dans le cas de l'utilisation des couloirs, ces derniers devront être entretenus et nettoyés des objets qui risquent de bloquer la descente par gravité du tout venant.

L'accès aux plate-formes du niveau 250 m ne sera autorisé qu'au personnel de service. Aucune autre personne ne peut s'introduire dans la plateforme sans une autorisation préalable.

Une liaison entre le niveau 620 et le niveau 250 sera mis en place pour permettre la communication entre les deux niveaux. Un avertisseur sonore sera aussi mis en place et sera actionné avant chaque déversement dans le couloir au niveau 620.

CHAPITRE IV – CALCUL DE COUT

Le présent chapitre a pour objet d'étudier le coût d'exploitation à la tonne concassée dans chacune des variantes.

Les coûts de production sont une somme de charges relatives à un élément défini au sein du réseau comptable. Les coûts d'exploitation sont composés essentiellement des rubriques suivantes ;

- la masse salariale.
- Les matières et fournitures (les consommables).
- Les taxes minières.
- Les amortissements.
- Les services.

IV.1 – LES INVESTISSEMENTS

Les investissements nécessaires pour la réalisation de l'objectif de 1000 000 tonnes sont :

- les travaux d'infrastructures minières ;
- Les équipements ;

IV.1.1 – Les travaux d'infrastructures minières

Les coûts des travaux d'infrastructures minières ont été estimés sur la base, soit :

- des prix pratiqués sur le marché, lorsque l'information sur les coûts des travaux réalisés n'a pas été disponible.
- des estimations d'unité d'ALGRAN.

IV.1.1.1-Aménagement de la piste d'accès

Pour la variante (1)

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

Pour la variante (2)

La longueur de la piste de la station de concassage à la plate forme de réception (niveau 250) est de 2 Km une partie de cette piste a été réalisée il y a quel que année lors de démarrage la carrière actuel en exploitation (KEDDARA). Sur la base d'un ratio de 3750 KDA/Km la réalisation de la partie restante de 0,5 Km est estimée à **1875 KDA**.

IV.1.1.2-Réalisation de la plate forme de réception

Cependant il est possible d'estimer le coût de la réalisation de la plateforme inférieure par comparaison avec des travaux similaires réalisés par l'ENOF. Les travaux de découverte réalisés par des entreprise de services facturent généralement ces travaux à 150DA /m³.

Le volume de la découverte de niveau inférieur (niveau 250) étant de :

$$V = 2V_{p.f} + V_p; (m^3)$$

Où :

$V_{p.f}$: volume de la plate forme ; $V_{p.f} = 100 \times 50 \times 20 = 100000 \text{ m}^3$.

V_p : volume de la piste relie les deux plates forme ; $V_p = 120 \times 20 \times 10 = 24000 \text{ m}^3$

$$V = 224000 \text{ m}^3$$

Donc le coût de préparation du niveau inférieur est de :
 $224000 \times 150 = 33600 \text{ KDA}$

$$C = 33600 \text{ KDA.}$$

Les résultats présidentes sont résumés dans le tableau suivant :

Ouvrages	Le coût de la réalisation (KDA)			
	Variante (1)	Total	Variante (2)	Total
Plate forme	-	30000	33600	65475
Piste d'accès	30000		31875	

Tableau n°18 : le coût des ouvrages miniers

IV.1.2 – Les équipements

IV.1.2.1 – Equipements existants

Les équipements existants à l'unité et qui seront utilisés dans le projet sont portés dans le tableau ci-après :

Selon l'annexe III de la loi minière certains équipements sont déjà amortis. Il s'agit des équipements suivants :

- Du Bulldozer KOMATSU acquis en 1990
- D'un chargeur KOMATSU acquis en 2000

- Deux dumpers (KOMATSU, PERLINI) acquis en 1980 et 1986
- Des concasseurs primaire et secondaire acquis en 1978

Travaux	Equipement	Marque	Type	Année acquisition	Valeur d'acquisition	Observation
Découverte et terrassement	Bulldozer N°4	komatsu	D155A-2	1990	3839274,92	Amorti
Foration	Sondeuse N°2	A.copco	ECM580Y	2007	20898024,4	Amortissement en cours
	Sondeuse N°3	A.copco	ECM580Y	2007	20898024,4	Amortissement en cours
	Sondeuse N°1	SANDVIK	TITON 400	2005	31423647,1	Amortissement en cours
Chargement	Chargeur N°15	komatsu	WA600-3A	2004	40034101,2	Amortissement en cours
	Chargeur N°14	Komatsu	WA600-3	2000	33050784,1	amorti
	Chargeur N°17	Caterpillar	980H	2007	31910166,3	En cours d'amortissement
	Brise roche N°16	Hyundai	R500LC-7	2007	20109575,2	Amortissement en cours
Transport	3 Dumpers N° (20, 21, 22)	Astra	RD32	2007	19375274,5	amortissement en cours
	Dumper N°17	Komatsu	HD465-3	1986	1000 000	amorti
	Dumper N° 18	Komatsu	HD200-2	1983	1655449,13	amorti
Installations fixes	Concasseur primaire	Babitless	PB 38 DD	1978	12008722	amorti
	Concasseur secondaire	Krupp et divers	APS 1313K		18149904	amorti
	Concasseur	Arja	-	2007	48346200	amortissement en cours

Tableau n° 19: Equipements existants

Les autres équipements acquis entre 2004 et 2007 sont en cours d'amortissement avec une durée d'amortissement de :

- 5 ans pour les équipements mobiles ;
- 10 ans pour le Concasseur ARIA.
- 3 ans pour Travaux développement préparatoires avant mise en production.
- 4 ans pour pistes et voies de terre.

Pour chaque équipement l'amortissement annuel est calculé selon la formule :

$$A = \frac{FA}{N}; (DA/ an)$$

Où :

FA : frais d'acquisition du matériel concerné

N : durée de vie de l'engin en Année

L'amortissement des équipements pour chaque année est donné dans le tableau en annexe.

Le montant total des amortissements (A_E) est la somme des amortissements de chaque équipement .Il s'élève pour l'année 2008 à 49510 KDA soit un ratio de **49,51 DA/T**.

IV.1.2.2 – Equipements neufs

La valeur globale des équipements neufs diffère selon les variantes (1) et (2) comme le montre le tableau ci-après :

équipement	P.U. KDA	Variante 1			Variante2		
		Nb	Valeur totale KDA	Amortissement En KDA	Nb	Valeur totale KDA	Amortissement Annuel KDA
Bull	40 000	1	40000	8000	1	40 000	8000
Dumpers	15000	8	120000	24000	2	30000	6000
Total			160000	32000		70000	14000
Ratio DA/T				32 DA/T			14DA/T

Tableau n° 20 : l'amortissement des équipements neufs.

IV.1.2.3 – Amortissement total

Le montant total des amortissements selon les variantes est présenté dans le tableau ci-après :

	Variante 1		Variante 2	
	Montant En KDA	Ratio DA/T	Montant En KDA	Ratio DA/T
Plates formes	-	-	11200	11,20
Pistes d'accès	7500	7,5	7970	7,97
Equipements actuels	49510	49,51	49 510	49,51
Equipements nouveaux	32 000	32	14000	14
Total amortissement	89010	89,01	82680	82,68

Tableau n° 21: Total des amortissements

IV.2 – FRAIS DE PERSONNEL

C'est le total des rémunérations versées à l'ensemble du personnel (salaires de base, primes). Sur la base d'un effectif de 261 agents la masse salariale annuelle globale (année 2007) est de **105159 KDA**.

Dans le cadre du projet les frais de personnel diffèrent selon la variante retenue :

Variante (1) : Déblocage par camions

L'acquisition de 8 camions supplémentaires nécessitera le recrutement de 16 agents supplémentaires pour un travail en deux équipes

Variante (2) : Déblocage par couloirs

Pour l'acquisition de 2 camions il est nécessaire de recruter 4 agents conducteurs.

Rapportés à la tonne les frais de personnel sont de :

Le ratio	Effectif actuel	Masse salariale 2007 (KDA)	Masse salariale 2007 par agent (DA)	Variante 1		Variante 2	
				Effectif	Masse salariale KDA	Effectif	Masse salariale
	261	105159	402900	277	111603300	265	106768500
DA/T					111,6		106,78

Tableau n°22 : Frais de personnel

IV.3 - MATIERES ET FOURNITURES

Elles sont constituées essentiellement par :

- Les explosifs.
- Les pièces de rechange et pneumatiques.
- Les carburants et lubrifiants.
- Les fournitures diverses (fournitures de bureau etc..).

Les consommables sont estimés pour l'année 2007 comme suit :

Consommables	Consommation (DA/an)
Explosifs	19964324,44
Pièces de rechange	33629962,5
Pneumatique	6663197,58
Carburant & Lubrifiant	13085186,09
Divers	44876000

Pour une production annuelle réalisée en 2007 ($P_a = 783148$ tonnes) les consommations des différentes rubriques sont donnée par le tableau suivant :

Consommables	Consommation (DA/tonne)
Explosifs	25,49
Pièces de rechanges	42,94
Pneumatique	8,50
Carburant & Lubrifiant	16,70
Divers	57,30

Tableaux n°23 : La consommation des consommables (année 2007).

IV.3.1- Les explosifs

Pour une consommation en substance explosives de **25,49 DA/tonne** et une production annuelle de 1000000 Tonne/an, le coût annuel est estimé à **25490 KDA**.

IV.3.2-Les pièces de rechanges

Selon les statistiques de consommation en annexe le consommation en DA/tonne est de **42,94 DA/tonne**.

Sur la base de ce ratio et pour une production projetée de 1000000 tonne le montant de pièces de rechange est **42940 KDA**.

IV.3.3- Les pneumatiques

La consommation des pneumatiques qui est estimée pour l'année 2007 par :

Equipements	Consommation annuelle
Dumpers	4150000
chargeurs	2080000
Autres engins sur pneus	433197
Total	6663197

Tableau n°24 : La consommation des pneumatiques (année 2007).

La consommation en pneumatiques diffère selon les variantes étudiées.

1) pour la variante (1) :

La consommation des pneumatiques par les dumpers dépend de la distance globale parcourue et de la production transportée. Le ratio à déterminer est le ratio DA/T/ Km.

Pour l'année 2007 le ratio est :

$$R = \frac{\text{Mon tant}(DA)}{P_a \times D}; (DA/T.Km)$$

Où :

P_a : production annuelle pour l'année 2007 ; ($P_a = 783\,148$ tonnes)

D : distance parcourue ; elle est de :

$$D = D_c \times N_v; (Km / an)$$

Où :

D_c : distance d'un cycle de transport ; ($D_c = 3$ Km pour l'année 2007).

N_v : nombre de voyage qui est déterminé par :

$$N_v = \frac{P_a}{Q_c \times K_{ch}}$$

Où :

Q_c : capacité théorique de chargement du dumper ; ($Q_c = 32$ T).

K_{ch} : coefficient de chargement du dumper ; ($K_{ch} = 0,85$).

La consommation R en DA/T/Km est obtenue par la relation :

$$R = \frac{\text{Mon tant} \times Q_c \times K_{ch}}{P_a^2 \times D_c}; (DA/T.Km)$$

$$\mathbf{R = 6,13 \times 10^{-5} DA/T.Km}$$

Pour une production projetée de 1000000 tonnes et une distance de 588235,2 Km/an ($D = \frac{16 \times 1000000}{32 \times 0,85} = 588235,2 \text{ Km/an}$) le montant des pneumatiques est estimé à **36059 KDA**.

Pour les chargeuses et les autres engins la consommation en DA/tonne des pneumatiques est de 3,20 DA/tonne soit un montant annuel de **3200 KDA**.

Ainsi le montant total des pneumatiques pour la variante (1) est de 39259 KDA.

2) pour la variante (2) :

Au niveau supérieur :

Au niveau supérieur 2 dumpers et une pelle chargeuse seront en activité. Pour une distance maximale de 58823,5 Km/an et sur la base d'un ratio de $6,13 \times 10^{-5}$ DA/T.Km le montant des pneumatiques des dumpers est estimé à **3606 KDA**

Pour la pelle chargeuse Le montant des pneumatiques est de **2656 KDA** pour un ratio de 2,65 DA/T.

Au niveau inférieur :

Au niveau inférieur 5 dumpers et une chargeuse seront en activité Pour une distance de 147059 Km/an, et une consommation de $6,13 \times 10^{-5}$ DA/T.Km le montant des pneumatiques est **9015 KDA** pour les dumpers et **2656 KDA** pour la pelle chargeuse.

Pour les autres engins , la consommation des pneumatiques sur la base d' une production projetée à 1000000 T/an et un ratio de 0,55 DA/T est estimée à **553 KDA**.

Le montant total des pneumatiques pour la variante (2) est la somme de la consommation dans les deux niveaux, il est estimé à 18486 KDA.

Le montant total des pneumatiques (en KDA) est montré dans le tableau ci-après :

La variante	Dumpers	Chargeuses et Autres engins	Total
Variante (1)	36059	3200	39259
Variante (2)	12621	5865	18486

Tableau n°25 : le montant des pneumatiques de projet.

IV.3.4-Carburant lubrifiant – Huiles et graisses

De la même manière la consommation en carburant, Huiles et graisses diffère selon les variantes étudiées. La consommation des carburants et lubrifiants pour l'année 2007 sont donnée par le tableau suivant :

Equipements	Consommation (DA/an)
Dumpers	3480420,06
Chargeurs	5408956,93
Autres engins	4195809,1
Total	13085186,09

Tableau n°26 : La consommation des carburants et lubrifiants (année 2007)

1) la variante (1):

Pour les dumpers :

$$\text{Un ratio à la tonne /km de : } R = \frac{3480420,06 \times 32 \times 0,85}{783148^2 \times 3} = 5,14 \times 10^{-5} \text{ DA/T.Km}$$

A partir de ce ratio et pour une production de 1000000 T/an et une distance de 588235,2 Km/an le montant est de **30235 KDA**.

Pour la pelle chargeuse et les autres engins :

Le montant est de **12260 KDA** pour un ratio de : $9604766,03 / 783148 = 12,26 \text{ DA/T}$

La consommation totale en carburants et lubrifiants pour la variante (1) est de 42495 KDA.

2) la variante (2) :

Au niveau supérieur :

Pour les dumpers :

Pour un ratio de 5,14 DA/T.Km, production de 1000000 T et une distance maximale de 58823,5 Km/an le montant est estimé à **3023 KDA**.

Pour la chargeuse :

Le montant est de **6900 KDA** pour un ratio de : $5408956 / 783148 = 6,90 \text{ DA/T}$

Au niveau inférieur :

Pour les dumpers :

Sur la base de ratio de 5,14 DA/T.Km, production de 1000000 T/an et une distance de 147059 Km/an le montant est estimé à **7559 KDA**.

Pour la chargeuse, le montant est de **6900 KDA**.

Pour les autres engins :

Le montant est de **5350 KDA** pour les deux niveaux et pour un ratio de :
 $4195809,1 / 783148 = 5,35$ DA/T.

Le montant des carburants et lubrifiants pour la variante (2) est de **29732 KDA**.

Le montant total des carburants (en KDA) est montré dans le tableau ci-après :

La variante	Dumpers	Chargeuses et autres engins	Total
Variante (1)	30235	12260	42495
Variante (2)	10582	19150	29732

Tableau n°27 : Le montant des carburants et lubrifiants de projet.

IV.3.5- Fournitures diverses

Ce sont les fournitures de bureau, produits d'entretien et autres articles. Le montant de ces fournitures est de **57300 KDA** sur une base d'une consommation de 57,30 DA/tonne et une production annuelle projeté de 1000000 tonne.

IV.3.6 – Détermination du montant global des consommables

Le montant global des consommables est présenté selon les variantes ci-après :

Les consommables	Variante 1		Variante 2	
	Montant	Ratio DA/T	Montant	Ratio DA/T
Explosifs	25490	25,49	25490	25,49
Pièces de rechange	42 490	42,49	42 490	42,49
Pneumatiques	39259	39,26	18486	18,5
Carburant&Lubrifiant	42495	42,5	29732	29,73
Divers	57 300	57,30	57 300	57,30
Total consommables	207034	207,03	173498	173,5

Tableau n°28 : Le montant globale des consommables

IV.4 - SERVICES

Ce sont essentiellement le coût des travaux de réparations à l'extérieur et du coût de l'énergie électrique.

IV.4.1 – Les réparations à l'extérieur

Le montant des réparations extérieur est de 13714943,85 DA soit 17,51 DA /tonne

Pour une prévision de 1000000 tonnes le montant prévisionnel de réparation à l'extérieur est de **17510 KDA**.

IV.4.2 – L'énergie électrique

La consommation globale en énergie électrique de l'unité de KEDDARA est de 4 648 000 DA et se décompose en :

Station de concassage : .. 4403000 DA
 Eclairage :245000 DA

Avec une production de 1000 000 tonnes la consommation en énergie électrique de la station de concassage devient :

$$\frac{\text{Consommations 2007}}{\text{Production 2007}} \times \text{Production Projet}$$

$$\frac{4403000}{783 148} \times 1000 000 = 5622 181 \text{ DA}$$

Dès lors la consommation globale de l'énergie pour le projet devient :

$$\text{Consommation Station + Eclairage} = 5622 180 \text{ DA} + 245 000 \text{ DA} = 5867180 \text{ DA}$$

Soit une consommation moyenne à la tonne de l'unité de 5,86 DA

En conclusion le montant des services dans le cadre du projet se présente comme suit :

Les services	Variante 1 & Variante 2	
	Montant	Ratio DA/T
Réparations	17510	17,51
Energie électrique	5867	5,86
Total Services	23377	23,37

Tableau n°29 : le montant des services

IV.5 - TAXES MINIERES

Les taxes minières sont constituées de :

- La redevance d'extraction
- La taxe super ficiaire
- La taxe environnementale

IV.5.1- La redevance d'extraction

La redevance d'extraction dispose d'un taux de 6 % pour les matériaux de construction dans le cas d'une exploitation industrielle (production plus de 3000 T/jour) et ce à partir de la première année de production. Pour une production de 1000000 tonnes d'agrégats et une valeur moyenne de 504 DA/tonne, la redevance annuelle estimée est de **30240 KDA**.

Rapportée à la tonne la redevance d'extraction est de 30,24 DA

IV.5.2- La taxe superficiaire

Selon l'annexe II de la loi minière, pour une superficie de 187 Ha la taxe superficiaire est estimée à **35 KDA**.

Rapportée à la tonne la taxe superficiaire est de 0,035 DA

IV.5.3- La taxe environnementale

La taxe environnementale est de 0,5 % du chiffre d'affaires.

Pour une production de 1000 000 tonnes le chiffre d'affaires annuel sur la base d'un Prix de vente de 504 DA la tonne est de :

$$1000000 \times 504 \text{ DA} = 500\,000\,000 \text{ DA}$$

Et la taxe environnementale est de : $504\,000\,000 \text{ DA} \times 0,5\% = 2520\,000 \text{ DA}$

Rapportée à la tonne, la taxe environnementale est de 2,52 DA.

En conclusion le montant des taxes minières, pour la variante 1 et la variante 2 est de 32 795 000 DA soit un ratio à la tonne de 32,79 DA.

IV.6 - CONCLUSION

Le montant total des charges sont récapitulés dans le tableau ci-après :

Les charges	Variante 1		Variante 2	
	Montant En KDA	Coût DA/T	Montant En KDA	Coût DA/T
Frais de personnel	111 603	111,60	106 769	106,76
Consommables	207034	207,03	173 498	173,5
Taxes minières	32 795	32,79	32 795	32,79
Services	23 377	23 ,37	23 377	23,37
Amortissements	89 010	89,01	82680	82,68
Total	464165	464,16	419119	419,11

Tableau n°30 : Le montant total des charges.

Ce tableau montre que la variante 2 (déblocage par couloirs) est plus économique.

Pendant la période d'amortissement des équipements les prix de revient déterminés sont élevés (464 DA/T pour la variante (1), et 419 DA/T pour la variante (2).

Bien que La variante (2) soit intéressante sur le plan économique, sur le plan pratique elle n'est pas sans inconvénient ; en effet les couloirs risquent de constituer des goulots d'étranglements dans le cas d'un mauvais glissement des blocs déversés dans le couloir.

Sur la base d'un prix de vente moyen de 504 DA/T le gain brut dégagé est de 49 DA/T pour la variante (1) et de 94 DA/T pour la variante (2).

CONCLUSION GENERALE

Dans le cadre de mon projet de fin d'études : **”Etude technico-économique de la mise en exploitation du gisement du calcaire de djebel IFRI”** ; nous sommes arrivés aux conclusions suivantes :

- Les travaux d'exploration du gisement de djebel IFRI ont permis l'évaluation des réserves exploitables qui sont estimées à 98 258 505 m³ (263 332 793 tonnes). Avec une production annuelle de 1000000 tonnes. La durée de vie est de 263 ans.
- Les caractéristiques physico mécaniques et chimiques de calcaire de djebel IFRI montrant que l'agrégats de KEDDARA sont de bonne qualité et peuvent être utilisées dans tous les domaines de la construction et des travaux publics :ballast et construction des routes...etc.
- L'exploitation des réserves a été examinée selon l'angle de deux variantes de déblocage du tout venant de la carrière ; une variante (1) transport du Tout venant par Dumpers et une variante (2) transport du tout venant par dumpers et couloirs.
- L'analyse financière des deux variantes (1) et (2) a montré que les coûts d'exploitations (amortissements compris) sont plus élevés dans la variante (1) ; En effet le prix de revient de la méthode (1) est de 455 DA/T alors que le prix de revient de la variante (2) est de 410 DA/T Les prix de revient déterminés dans les deux variantes sont élevés en raison d'un nombre élevé d'agents de sécurité (96 actuellement).
- Sur la base d'un prix de vente actuel du calcaire de 504 DA/T,le prix de revient déterminé dans la variante (1) de 455 DA/T permet de gain brut de 49 DA/T et le prix de revient 410 DA/T de la variante (2) permet un gain brut de 94 DA/T.
- La variante (2) qui est recommandée peut, cependant, poser des problèmes techniques dans le fonctionnement des couloirs (blocage) et dans le domaine de la sécurité des personnes.

BIBLIOGRAPHIE

- (1) Plan d'exploitation de l'an 2000 (unité de Keddara)
- (2) Plan d'exploitation de l'an 2006 (unité de Keddara)
- (3) Plan d'exploitation de l'an 2008 (unité de Keddara)
Par : - belkebir Abdelkader
- (4) Flash mensuel d'activité année 2007 (unité de Keddara)
- (5) Bilan de l'activité année 2007 (unité de Keddara)
- (6) Etude géologique de gisement de Ifri (document de l'ENOF)
Par : - belkebir Abdelkader
- Mekdour Tayeb
- (7) Rapport sur les résultats d'analyse
Par : - l'O.R.G.M
- (8) Etude d'impact sur l'environnement
Par : - International consulting bureau (Déc 2001)
- (9) Projet d'ouverture et d'exploitation du gisement de calcaire de Kef
Bath(Tissemsilt)
Par : - Lounis Fateh ;(Mémoire de fin d'études, ENP2007)
- (10) Etude technico-économique
Par : - Mr.Hasbellaoui Mustapha (bureau d'étude national Générale des
Mines)

ANNEXES

EXTRAITS DE LA LOI MINIERE n° 01-10 du 3 juillet 2001

ANNEXE N° II : BAREME DE BASE DE LA TAXE SUPERFICIAIRE

La détermination du montant total du droit proportionnel se fait par addition du droit calculé pour chacune des tranches concernées.

Le montant total de la taxe exigible est égale à la somme du droit fixe figurant à la ligne correspondante à la surface octroyée par le titre minier et du droit proportionnel déterminé comme indiqué ci dessous.

Surface (hectares)	Droit fixe annuel (DA)	Droit proportionnel annuel par tranche et par hectare (DA)		
		Période initiale	Premier renouvellement	Deuxième renouvellement
De 1 à 30	5.000	100	250	350
De 31 à 100	10.000	150	450	650
De 101 à 500	15.000	250	650	1250
De 501 à 1000	20.000	235	620	1250
De 1001 à 5000	30.000	220	600	1250
De 5001 à 50000	105.000	205	580	1250
De 50000 et plus	1.000. 000	190	550	1250

ANNEXE N° III : TAUX DE LA REDEVANCE D'EXTRACTION DES SUBSTANCES MINERALES

CATEGORIE DE SUBSTANCES	UNITE DE MESURE	TAUX (%)
Substances minérales métalliques ferreuses	Tonne extraite	1.5
Substances minérales métalliques non ferreuses	Tonne extraite	2
Substances minérales non métalliques	Tonne extraite	2.5
Dont Substances minérales non métalliques pour matériaux de construction	M ³ extrait	6
Métaux précieux, pierres précieuses et semi-précieuses	Kilogramme du produit marchand	6

**ANNEXE N° IV A LA LOI MINIERE : TAUX D'AMORTISSEMENT APPLICABLES
AUX IMMOBILISATIONS**

NATURE DES IMMOBILISATIONS	TAUX (%)
Constructions	
Bâtiments en dur	2 à 5
Bâtiments démontables	15
Bâtiments industriels	5
Maison d'habitation ordinaire	1 à 2
Maisons ouvrières	3 à 4
Voies de transport et ouvrages d'infrastructures	
Pistes et voies de terre	25
Aérodromes	20
Puits à eau	15
Matériel roulant	
Véhicules légers (sud)	33,3
Véhicules légers (nord)	25
Véhicules lourds et engins	20
Installations	
Extraction	10 à 20
Stockage	10 à 20
Canalisation hydraulique et gazière	10 à 15
Réseau électrique	10
Matériel et outillage	
Outillage	10 à 20
Matériel de bureau	16 à 20
Équipement minier lourd	10

Mémoire de fin d'études - Ecole Nationale Polytechnique (Alger)
 Etude technico-économique du gisement de calcaire d'Ifri (Algran)

Equipement	Concasseur (ARJA)	Dumper N°22	Dumper N°21	Dumper N°20	Brise roche N°16	Chargeur N°17	Chargeur N°15	Sondeuse N°3	Sondeuse N°2	Sondeuse N°1	Total
2004	-----	-----	-----	-----	-----	-----	8006820,24	-----	-----	-----	8006820,24
2005	-----	-----	-----	-----	-----	-----	8006820,24	-----	-----	6284729,42	14291549,66
2006	-----	-----	-----	-----	-----	-----	8006820,24	-----	-----	6284729,42	14291549,66
2007	4834620	3875054,9	3875054,9	3875054,9	4021915,04	6382033,26	8006820,24	4179604,88	4179604,88	6284729,42	49514492,42
2008	4834620	3875054,9	3875054,9	3875054,9	4021915,04	6382033,26	8006820,24	4179604,88	4179604,88	6284729,42	49514492,42
2009	4834620	3875054,9	3875054,9	3875054,9	4021915,04	6382033,26	-----	4179604,88	4179604,88	6284729,42	41507672,18
2010	4834620	3875054,9	3875054,9	3875054,9	4021915,04	6382033,26	-----	4179604,88	4179604,88	-----	35222942,76
2011	9669240	3875054,9	3875054,9	3875054,9	4021915,04	6382033,26	-----	4179604,88	4179604,88	-----	35222942,76

Mémoire de fin d'études - Ecole Nationale Polytechnique (Alger)
 Etude technico-économique du gisement de calcaire d'Ifri (Algran)

